

СТАРООСКОЛЬСКИЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ
ИНСТИТУТ им. А.А. УГАРОВА



XIII ВСЕРОССИЙСКАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ С МЕЖДУНАРОДНЫМ УЧАСТИЕМ

**«Современные проблемы горно-металлургического комплекса.
Наука и производство»**

I ТОМ

**23–25 ноября 2016 г.
г. Старый Оскол**

Министерство образования и науки Российской Федерации
Старооскольский технологический институт им.А.А. Угарова
(филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

Современные проблемы
горно-металлургического комплекса.
Наука и производство

Материалы

Тринадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с
международным участием

ТОМ I

23-25 ноября 2016 г.

г. Старый Оскол

УДК 622: 669
ББК 33: 34.3
С 568

Редакционная коллегия:

Еременко Юрий Иванович – декан факультета автоматизации и информационных технологий, зав. кафедрой АИСУ СТИ НИТУ «МИСиС», директор ОПК, проф., д.т.н.

Ильичева Елена Вячеславовна – зам. директора по учебно-методической работе СТИ НИТУ «МИСиС», проф., д.э.н.

Демьяненко Маргарита Сергеевна – декан инженерно-экономического факультета СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.э.н.

Крафт Людмила Николаевна – зав. кафедрой химии и физики СТИ НИТУ «МИСиС», проф., к.т.н.

Кожухов Алексей Александрович – декан горного факультета, зав. кафедрой ММ им. С.П. Угаровой СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.т.н.

Макаров Алексей Владимирович – зав. кафедрой ТОММ им. В.Б. Крахта СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.т.н.

Рецензенты:

Еременко Юрий Иванович – декан факультета автоматизации и информационных технологий, зав. кафедрой АИСУ СТИ НИТУ «МИСиС», директор ОПК, проф., д.т.н.

Ильичева Елена Вячеславовна – зам. директора по учебно-методической работе СТИ НИТУ «МИСиС», проф., д.э.н.

Демьяненко Маргарита Сергеевна – декан инженерно-экономического факультета СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.э.н.

Крафт Людмила Николаевна – зав. кафедрой химии и физики СТИ НИТУ «МИСиС», проф., к.т.н.

Кожухов Алексей Александрович – декан горного факультета, зав. кафедрой ММ им. С.П. Угаровой СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.т.н.

Макаров Алексей Владимирович – зав. кафедрой ТОММ им. В.Б. Крахта СТИ НИТУ «МИСиС», доц., к.т.н.

С568 Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Тринадцатой Всероссийской научно-практической конференции, Том I, 23-25 ноября 2016 г. / редколлегия: Ю.И. Еременко, Е.В. Ильичева, Л.Н. Крафт, А.А. Кожухов, А.В. Макаров, М.С. Демьяненко – Старый Оскол, 2016. – 304 с.

Сборник материалов Тринадцатой Всероссийской научно-практической конференции «Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство»

Материалы публикуются в авторской редакции.

УДК 622: 669
ББК 33: 34.3

СЕКЦИЯ: ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ. РЕСУРСО - И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ

ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ. ВЫЗОВЫ XXI ВЕКА Подгородецкий Геннадий Станиславович

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва,
Научно-образовательный центр «Инновационные металлургические технологии»
podgs@misis.ru
Ленинский проспект 4, 8(495) 955-00-22

Аннотация: Рассмотрены особенности развития черной металлургии в XXI веке. Показано, что за последние 10 -15 лет ситуация на рынке черных металлов кардинально изменилась. Рассмотрены проблемы, стоящие перед ведущими странами, в области черной металлургии. Даны рекомендации по дальнейшему развитию черной металлургии в России.

Ключевые слова: черная металлургия, сталь, чугун.

FERROUS METALLURGY. CHALLENGES OF THE XXI CENTURY Podgorodetskiy Gennadiy Stanislavovich

National University of Science and Technology «MISiS», Russia, Moscow
Leninskiy prospect 4, 8(495) 955-00-22

Abstract: There have been considered of the steel industry in the XXI century. It is shown that in the last 10 to 15 years, the situation on the steel market has changed drastically. The problems faced by the leading countries in the field of ferrous metallurgy. Recommendations for further development of ferrous metallurgy in Russia were made.

Keywords: steel industry, steel, cast iron.

Введение.

Мы живем в XXI веке. Век высоких скоростей, новых технологий, новых материалов, массовой компьютеризации, ИТ технологий, невиданных ранее информационных потоков. При этом мы не должны забывать, что человечество продолжает жить в железном веке. Более 75% конструкционных материалов делается из стали, либо из других сплавов на основе железа. Железу присущи ряд уникальных свойств, в том числе возможность его вторичного использования, относительная легкость первичного извлечения, наличие огромных запасов и т.д. По совокупности параметров железо практически не имеет конкурентов, и будет оставаться основным конструкционным материалом еще длительное время. Железный век продолжается. В то же время XXI век выдвинул перед черной металлургией новые задачи.

Производство стали.

По данным World Steel Association [1] мировое производство стали в 2015 году составило 1, 623 млрд. т. Динамика производства стали по странам-лидерам приведена в табл. 1. Мировым лидером в области производства стали в течение последних 15 – 20 лет остается Китай. В 2015 г. в Китае выплавлено 803,8 млн. т. Его доля в мировом производстве стали приблизилась к 50%. [2]. Длительное время второе место в мире по производству стали занимает Япония. На третье место в мире вышла Индия. Четвертое место занимает США. Россия в 2015 г. произвела 71,1 млн. т стали, и занимает пятое место в мире. На шестом месте находится Южная Корея. Производство стали в Германии составило в 2015 г. 42,7 млн. т. Производство стали в Бразилии и Турции в течение 2011 – 2015 годов находится

на уровне 31 – 36 млн. т. Эти страны занимают 8-9 места. Украина, занимающая десятое место, снизила производство стали с 35,3 млн. т в 2011 г. до 22,9 млн. т. в 2015 г. Рост мирового производства стали с 1,527 млрд. т в 2011 г. до 1,623 млрд. т в 2015 г. целиком связан с ростом производства в Китае и Индии.

Таблица 1 – Производство стали странами лидерами в период 2011 – 2016 гг., млн. т [1]

Место	Страна	2011	2012	2013	2014	2015
1	Китай	695.5	716,5	779,0	822,8	803,8
2	Япония	107.6	107,2	110,6	110,7	105,2
3	Индия	72.2	76,7	81,2	87,3	89,6
4	США	86.2	88,6	87,0	88,2	78,9
5	Россия	68.7	70,6	69,4	71,5	71,1
6	Ю. Корея	68.5	69,3	66,0	71,5	69,7
7	Германия	44.3	42,7	42,6	42,9	42,7
8	Бразилия	35.2	34,7	34,2	33,9	33,2
9	Турция	34.1	35,9	34,7	34,0	31,5
10	Украина	35.3	32,9	32,8	27,2	22,9
Мир в целом		1527,0	1548,0	1582,5	1670,2	1622,8

Одним из важнейших показателей, характеризующих уровень развития не только черной металлургии, но и уровень развитие страны в целом, является подушное производство стали. Уровень подушного производства стали в 2011 и 2015 годах приведен на рис. 1.

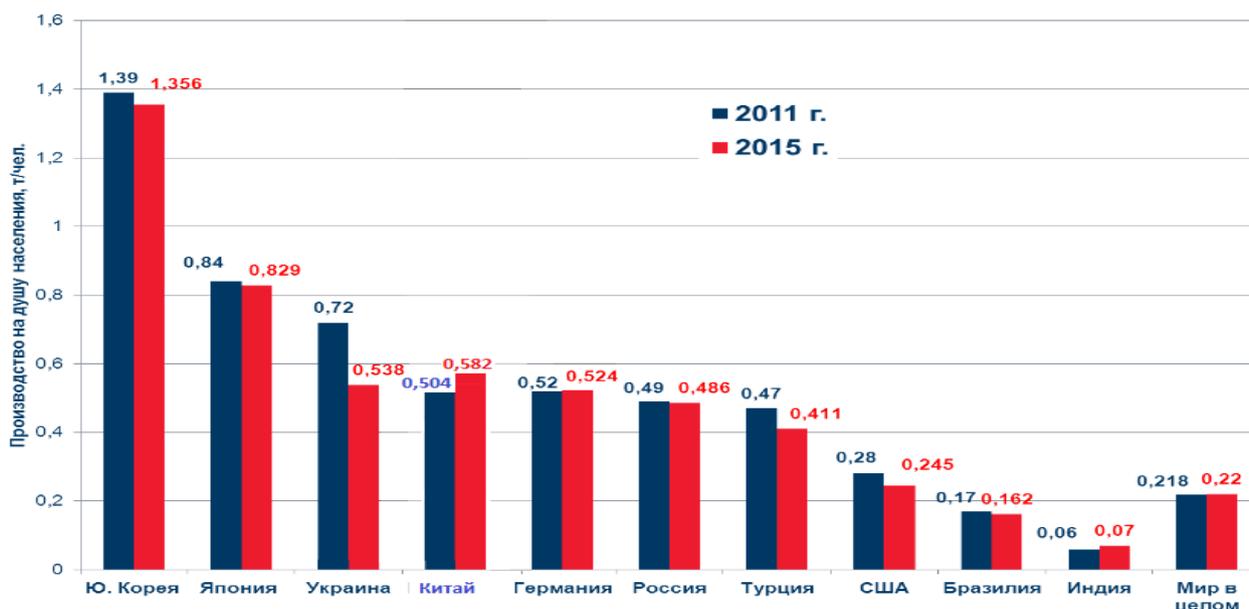


Рисунок 1 – Подушное производство стали в странах-лидерах в 2011 и 2015 годах, тонн в год на человека [1,3].

Первое место в мире по душевому производству стали занимает Южная Корея. В ней произведено в 2015 г. 1,358 т стали/чел. Стабильно высокий уровень удельного производства стали демонстрирует Япония. Несмотря на незначительное снижение производства в 2015 году эта величина для Японии составила 0,829 т стали/чел. На третьем месте в 2011 г. находилась Украина, высокие значения душевого производства стали в которой были связаны с передачей ей металлургических активов после распада СССР. К 2015 г. удельное производство стали на Украине упало на 25% и составило 0,538 т/чел. На третье место вышел Китай, удельное производство в котором в 2015 г. составило 0,582 т/чел. Германия и Россия находятся на четвертом и пятом местах, душевое производство стали в них находится на уровне 0,49 – 0,52 т/чел. Невысокие значения душевого производства стали характерны для США (0,245 т/чел.). Это связано, прежде всего, со значительным количеством экспорта стальных заготовок США, величина которого превышает 20 млн. т в год. Самые низкие цифры удельного производства стали демонстрирует Индия. Душевое производство в 2015 г. составило 0,070 т/чел. Удельное производство стали в мире возросло с 0,218 т стали/чел. до 0,220 т/чел.

Анализ приведенных расчетов позволяет сделать ряд выводов. Наибольшее душевое производство стали демонстрируют такие индустриально развитые страны как Япония и Южная Корея. Эти же страны являются лидерами в машиностроении, автомобильной промышленности, электронике, ИТ индустрии и т.д. Т.е. активное развитие «продвинутых» отраслей промышленности не мешает развитию традиционной «непродвинутой» черной металлургии. При этом ни Япония, ни Южная Корея не располагают ни железорудными месторождениями, ни запасами углей, особенно коксующихся. Отсутствие собственных ресурсов не мешает успешно конкурировать этим странам на рынке черных металлов и изделий из них. Отчасти это связано с удобным расположением Японии и Южной Кореи с точки зрения логистических затрат на доставку железорудного сырья и углей. Другим важным преимуществом, объясняющим высокие уровни производства стали в этих странах является пристальное внимание властей Японии и Южной Кореи к черной металлургии. Оно выражается во всевозможных льготах и преференциях предприятиям черной металлургии, участии государства в финансировании НИОКР, управлении активами, вплоть до вхождения в состав акционеров предприятий.

Китай успешно использовал опыт Японии и Южной Кореи в области черной металлургии. Экономическое развитие страны началось в 80-х годах прошлого века. Строительство комбината Баостил в 80-х годах символизировало продвижение новых технологий в черной металлургии Китая. С 80 до 90-х годов шел процесс модернизации и внедрения новых технологий с помощью компании Nippon Steel Corp. К началу XXI века Китай вышел на первое место в мире по производству стали. Темпы роста производства стали в Китае в период 2000 – 2014 гг. составлял от 40 до 70 млн. т в год.

Удельное производство стали в РФ находится приблизительно на уровне Германии. Следует отметить, что Германия располагает разветвленной, достаточной сетью автомобильных и железных дорог, не испытывает проблем с обеспечением жильем населения, располагает самой передовой промышленностью. Этого нельзя сказать о России. С этой точки зрения душевое производство стали в России вряд ли можно считать достаточным. Более подробно проблемы, стоящие перед черной металлургией РФ, будут рассмотрены ниже.

Отдельного внимания требует черная металлургия Индии. Индия станет первой страной мира по численности населения на 6 лет раньше, чем считалось ранее, говорится в докладе Департамента по экономическим социальным вопросам ООН [4]. Сейчас в Китае и Индии проживает 1,38 и 1,31 млрд. человек соответственно. Население двух стран достигнет 1,4 млрд. человек к 2022 году. До начала 30-х годов, т.е. примерно, десятилетие население Индии будет продолжать расти, а Китая стабилизируется. Это значит, что уже в 2023-25 годах Индия станет самой многонаселенной страной нашей планеты. Ожидается, что ее население достигнет 1,5 млрд. человек к 2030 и 1,7 млрд. – к 2050 годам. В 2015 г. в Индии

было выплавлено 89,6 млн. т стали (0,070 т/чел.). Очевидно, что эти цифры явно недостаточны для развитой индустриальной державы. Министр стали Индии заявил, что до конца текущего года страна перегонит Японию и выйдет на второе место в рейтинге мировых производителей стали [5]. Министр стали Индии Бирендер Сингх заявил, что Индия станет вторым государством в мире по объемам производства стали по итогам 2016 года. Индия прилагает максимум усилий для увеличения доли промышленного производства в формировании ВВП страны, подчеркнул Сингх. Также Индия стремится в разы увеличить потребление стали на душу населения, приблизившись до уровня развитых стран. По словам министра, страна намерена приложить все необходимые усилия для строительства новых металлургических предприятий с высококачественной продукцией, которую можно будет экспортировать. Приведенная информация позволяет сделать вывод о том, что в ближайшие годы следует ожидать быстрого роста производства черных металлов в Индии.

Производство чугуна.

По данным WSA [1] более 70% стали выплавляется с применением доменного чугуна. Мировое производство чугуна в 2011 – 2015 гг. странами лидерами приведено в табл. 2. Мировое производство чугуна в 2015 г. составило 1,155 млрд. т. За период 2011 – 2015 гг. темпы роста составляли около 1% в год. Практически весь рост производства чугуна обеспечивали Китай и Индия.

Таблица 2 - Производство чугуна странами лидерами в период 2011 – 2016 гг., млн. т [1]

Место	Страна	2011	2012	2013	2014	2015
1	Китай	645,4	670,1	709,0	711,6	691,4
2	Япония	81,0	81,4	83,8	83,9	81,0
3	Индия	43,6	48,0	51,4	53,8	57,3
4	Россия	48,1	50,5	50,1	51,5	52,7
5	Ю. Корея	42,2	41,7	41,0	46,9	46,7
6	Бразилия	33,3	26,9	26,2	26,9	27,8
7	Германия	27,9	27,0	27,2	27,6	27,6
8	США	30,2	32,1	30,3	29,3	25,3
9	Украина	28,9	28,5	29,1	24,8	22,1
10	Тайвань	12,7	11,8	13,3	14,5	14,3
Мир в целом		1104,7	1124,3	1168,4	1179,5	1154,7

Первое место в мире по производству чугуна занимает Китай с выплавкой в 2016 г. 691,4 млн. т. Доля Китая составляет 59,9%. Уже к 1994 г. выплавка чугуна в Китае составила 97,4 млн. т, и Китай стал крупнейшим производителем чугуна в мире [2]. С начала XXI века в Китае построены сотни ДП, из которых более 30 с объемом более 2500 м³ и несколько ДП с объемом от 5000 до 5800 м³. Одновременно строились агломашины с площадью спекания 550-600 м² и крупномасштабные коксовые батареи. В настоящее время производительность крупных доменных печей превышает 12500 т в сутки, а суммарный расход топлива составляет 490 кг/т (кокс 290 кг/т, ПУТ – 200 кг/т). Количество доменных печей Китая в 2008 г. составляло 513 шт. [2]. К 2013 г. число доменных печей Китая уменьшилось до 404 шт.,

причем из эксплуатации выводились доменные печи объемом менее 300 м³, а вводились в эксплуатацию мощные доменные печи объемом более 1000 м³ и выше.

Следует отметить, что Китай не располагает достаточной железорудной базой. Импорт железной руды в Китае с 2001 по 2013 г увеличился с 70 млн. т. до 813 млн. т, что составило более 70% от всей потребляемой миром руды [2]. Китай также не располагает достаточными запасами углей, особенно коксующихся. В 2009 году добыча угля составила 2973 млн. т. (46 % мировой добычи), но в 2014 году Китай уже импортировал 126 млн. т. коксующихся углей и импорт угля продолжается.

Второе место в мире по производству чугуна длительное время занимает Япония. Все сырьевые материалы для производства чугуна Япония импортирует. Объем производства чугуна в 2015 г. составил 81,01 млн. т [6]. Средняя производительность доменных печей в 2015 г. составила 1,86 т/м³ сутки, и снизилось с величины 1,93 т/м³ сутки в 2014 г. В конце 2015 г. в Японии в эксплуатации находилось 27 доменных печей, в том числе 14 печей объемом более 5000 м³. Средний расход кокса составил около 290 кг/т чугуна, вдувается ПУТ – 190 кг/т. Доменное производство Японии характеризуется очень высоким уровнем развития технологии. Ведутся интенсивные исследования в области разработки альтернативных методов производства железа. Средний уровень вложений в НИОКР за период 2011 – 2015 гг составил 1,5 – 2,0 % от оборота металлургических корпораций [6].

Производство чугуна в Индии в 2015 г. составило 57,3 млн. т. Индия располагает значительными запасами высококачественной железной руды. В то же время, в Индии практически отсутствуют запасы коксующихся углей. Неудивительно, что в стране активно развиваются альтернативные методы производства железа (в основном газовое восстановление).

Производство чугуна в России в 2015 г. составило 52,7 млн. т. Доменное производство в СССР находилось на высоком уровне. Впервые в мире была внедрена технология вдувания природного газа в доменные печи, была запущена первая в мире самая мощная доменная печь объемом 5000 м³, разработаны проекты и построены доменные печи объемом 3200 м³, агломашины площадью спекания 300 и 500 м². Был разработан проект, и построена опытно-промышленная установка по внедоменному получению железа – РОМЕЛТ. Впервые в промышленном масштабе была опробована технология отмывки от СО₂ и вдуванию доменного газа. В ходе промышленных испытаний был достигнут расход кокса на уровне 350 кг/т чугуна.

В настоящее время в РФ проводится модернизация доменного производства, строятся установки по вдуванию пылеугольного топлива. Средний расход кокса в 1 полугодии 2015 г. составил 413, 2 кг/т, природного газа – 96,7 кг/т, угля каменного – 20,6 кг/т [7]. Из этих цифр видно, что показатели работы доменных печей России, особенно по вдуванию ПУТ, существенно уступают показателям работы доменных печей Японии, Китая, Южной Кореи, Германии. Объективные причины этого и проблемы, стоящие перед металлургами РФ будут рассмотрены ниже.

Доменное производство Южной Кореи развивалось, используя опыт Японии. Этому способствовали сходные условия: практически полное отсутствие железной руды и коксующегося угля, удобное расположение рядом с портами, близкий менталитет и т.д. Отличительной особенностью металлургии чугуна Южной Кореи является разработка и эксплуатация установок по внедоменной технологии для получения чугуна FINEX на заводе корпорации POSCO.

Уникальной особенностью металлургии чугуна Бразилии является широкое использование низкошахтных доменных печей, работающих на древесном угле. Бразилия располагает высококачественными, легкообогатимыми железными рудами, уникальной возможностью использовать древесный уголь из эвкалиптов. Восстановление посадок эвкалиптов протекает в течение 7 лет. Это позволяет получать высококачественный доменный чугун, который пользуется широким спросом, в том числе в США.

Германия располагает 15 доменными печами. Центром производства чугуна в Германии является Дуйсбург с шестью доменными печами, выплавляющими 15,4 млн. т чугуна. Практически вся железная руда и коксующиеся угли импортируются. Доменное производство Германии характеризуется высоким уровнем развития технологии, минимальными расходами удельными энергоносителей.

На территории США в 2015 г. работало 23 доменных печи. Удельная производительность колебалась в пределах 1,9 – 3,3 т/м³ сутки [8]. Характерной особенностью практики работы доменных печей США является работа преимущественно на окатышах, что связано с высокими выбросами аглопроизводства. Перспективы развития черной металлургии США связаны с использованием дешевого сланцевого газа (процессы газового восстановления).

Производство чугуна на Украине снизилось за период с 2011 по 2015 гг. с 28,9 до 22,1 млн. т. Характерной особенностью практики доменного производства на Украине является дувание до 200 кг/т чугуна ПУТ.

Важным показателем, характеризующим уровень развития производства, является доля чугуна, используемая при выплавке стали. Отношение чугун/сталь приведено на рис. 2.

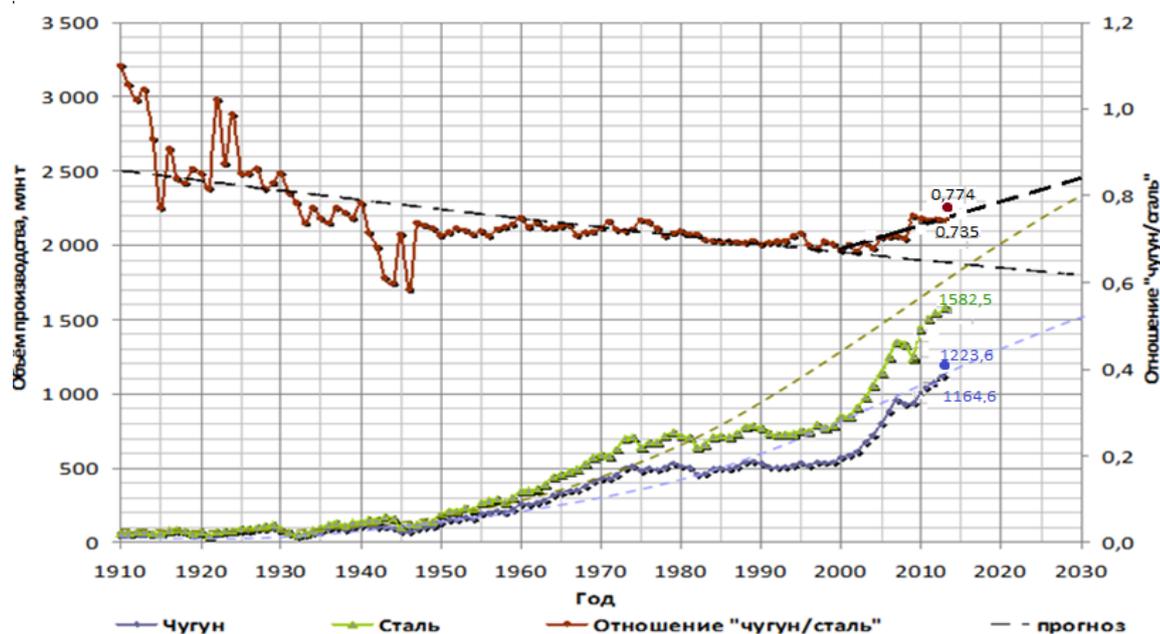


Рисунок 2 – Мировое производство стали и чугуна. Отношение чугун/сталь [1].

Динамика изменения отношения чугун/сталь разделена на два периода. Первый период (1910 – 2000 гг.) характеризуется стабильным снижением с величины 0,88 до 0,68. Это связано с вовлечением в производство стали вторичного металла, расширением электросталеплавильного производства, развитие мини заводов и т.д. Второй период, начавшийся в 2000 г. характеризуется ростом отношения чугун/сталь. Это объясняется, прежде всего, стремительным развитием металлургии Китая «чугуном вперед», а также увеличением доли высококачественных сталей. Сталевары прекрасно знают, что выплавка ряда высококачественных сталей практически невозможна из лома в силу усиливающейся зараженности лома цветными металлами. Высококачественные стали выплавляются на базе первичного металла (чугун, металлизированные материалы). Эта тенденция заметно нарастает в последние годы. Изменение отношения чугун/сталь в 2011 и 2015 гг. по странам-лидерам приведено на рис. 3.

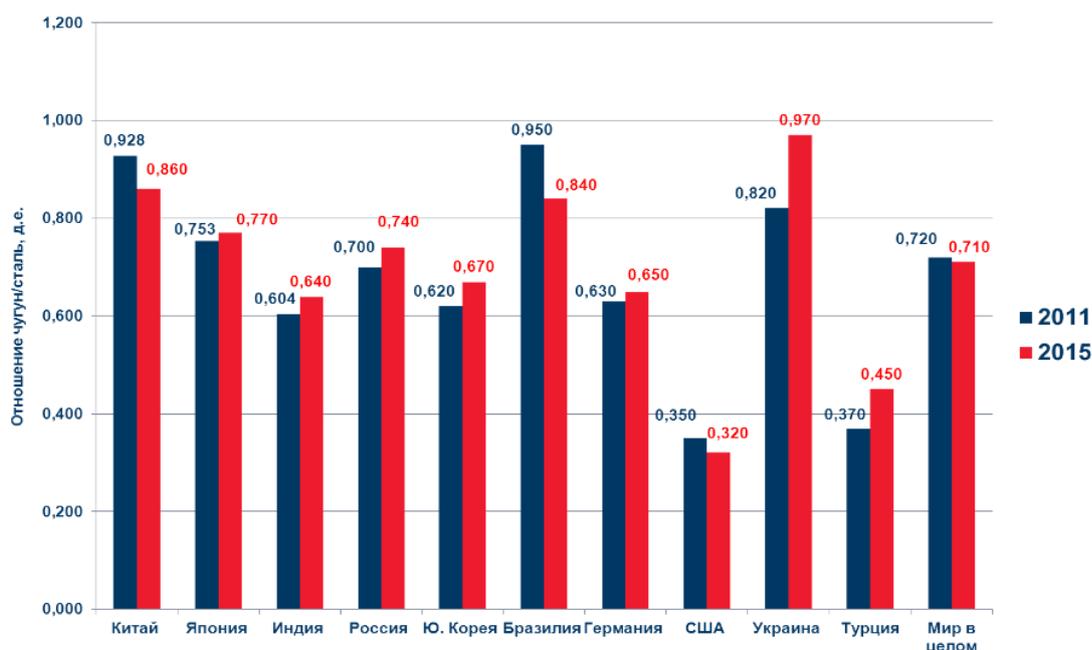


Рисунок 3 – Отношение чугуна/сталь в странах-лидерах в 2011 и 2015 гг.

При незначительном снижении величины чугуна/сталь в мире с 0,72 до 0,71 за период с 2011 по 2015 гг. в наиболее развитых в области черной металлургии странах, таких как Япония, Германия, Южная Корея, наблюдается заметное увеличение этого соотношения. Снижение отношения чугуна/сталь в мире объясняется существенным снижением этой величины в Китае.

Проблемы черной металлургии и пути их решения.

Мировой рынок черных металлов за последние 15 лет претерпел кардинальные изменения. Это связано со стремительным ростом черной металлургии Китая. На сегодняшний день более 50% черных металлов выпускается в Китае. Металлургия Китая оказывает, и будет оказывать во все возрастающей степени на дальнейшее развитие черной металлургии. Рассмотрим вызовы, стоящие перед металлургией Китая.

Основными проблемами черной металлургии Китая в настоящее время являются:

- превышение производства стали над ее потреблением внутри страны (по различным оценкам Китай располагает 200 -300 млн. т избыточных мощностей);
- сосуществование различных уровней технологий производства, различных по мощности и по экологической эффективности агрегатов;
- дефицит ресурсов (импортируется более 70% железной руды и около 50% коксующихся углей)
- серьезные экологические проблемы, связанные, в том числе с черной металлургией..

Генеральная линия развития черной металлургии в Китае в настоящее время – вывод из строя малопроизводительных устаревших агрегатов и модернизация существующих мощных агрегатов. Рост производства будет продолжаться, но темпы роста замедлятся. Главная задача в металлургии Китая – совершенствование технологии и повышение качества продукции [2].

Подробный анализ проблем, стоящих перед металлургами наиболее развитых стран, таких как Япония, Германия, Южная Корея занял бы неоправданно большое место. В каждой из упомянутых стран есть свои особенности, однако у всех есть общие вызовы, связанные с выходом на рынок продукции Китая. Так только за 2015 г. на рынок проката черных металлов поступило более 100 млн. т китайских изделий. Влияние Китая наблюдается также на рынке железорудного сырья и коксующихся углей. Доля Китая на этом рынке также

превышает 50%. Фактически Китай становится монополистом, диктующим цены на всех этих рынках. Другой общей проблемой рассматриваемых стран является жесткая, часто неоправданная, необходимость выполнения обязательств по снижению выбросов CO₂.

Все перечисленные проблемы ложатся также и на металлургию России. К этим вызовам в РФ добавляется также проблема логистики. Размещение крупнейших металлургических комбинатов диктует необходимость железнодорожных поставок основных сырьевых материалов на сотни и тысячи километров. Так перевозка 1 т железной руды и коксующихся углей из Австралии до портов Китая, Японии, Южной Кореи обходится в 8 – 10 US\$ или в 500 – 600 руб. Доставка 1 т железной руды из района Курской магнитной аномалии до Магнитогорска обходится в 2 – 2,5 раза дороже. Еще большая разница в тарифах на поставку коксующихся углей. Это приводит к значительному повышению себестоимости первичного чугуна и, соответственно, к повышению себестоимости конечной продукции. В результате поставки проката на Дальний Восток и в другие регионы РФ в значительной мере контролируются китайскими поставщиками.

В наилучших условиях, с точки зрения логистики и технологии производства, находится ОЭМК. Сырьевая база комбината располагается в непосредственной близости, не требуются поставки коксующихся углей. Газовое восстановление чистого по вредным примесям железорудного сырья без загрязнения золой кокса, позволяет получать особо чистые марки стали. Следует отметить, что потребность в мире в таких сталях будет только возрастать.

При рассмотрении дальнейшего развития черной металлургии РФ необходимо учитывать удачный пример ОЭМК. Россия располагает рядом уникальных месторождений железных руд. В качестве примера: в Южной Якутии располагается месторождение высококачественных, легкообогатимых железных руд – Тарыннахское, запасы которого превышают 1 млрд. т. Последние годы неоднократно поднимается вопрос о строительстве в этом районе металлургического комбината. Рассматриваются различные технологии производства, которые в основном базируются на доменном производстве. На наш взгляд это неверно. Гораздо предпочтительней строительство завода на базе технологий газового восстановления с получением высококачественных сталей. Таких примеров можно привести десятки. Важно при разработке новых месторождений учитывать весь комплекс возможных рисков, включая учет вызовов XXI века.

Говоря о стратегии дальнейшего развития черной металлургии РФ, на наш взгляд, необходимы следующие мероприятия:

- Модернизация и обновление существующих мощностей.
- Расширение ассортимента, повышение качества выпускаемой продукции.
- Повышение культуры производства, направленность на снижение расхода энергоносителей.
- Снижение вредного влияния черной металлургии на экологию, вовлечение в производство накопленных техногенных отходов.
- Восстановление и развитие внутреннего рынка специальных сталей.
- Переориентация на внутренние рынки, политика импортозамещения.
- Восстановление связей между предприятиями.
- Протекционизм в экспорте.
- Разработка и внедрение инноваций, если необходимо – с привлечением западных партнеров.
- Создание металлургических технопарков с использованием частно- государственного партнерства.
- Обучение, подготовка и переподготовка высококвалифицированных кадров, идеология непрерывного повышения профессионального уровня.

- Повышение уровня финансирования НИОКР ведущими металлургическими предприятиями до уровня передовых стран (1,5 – 2,0% от годового объема реализации).

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ, соглашение № 14.278.21.0065 от 20.10.2014 г., уникальный идентификатор соглашения RFMEFI57814X0065

Список использованных источников

1. <https://www.worldsteel.org>
2. Xuegong Bi, Shourong Zhang/ The Past. The Present and the Prospects of Ironmaking In China. Proceeding of the 7-th International congress of Ironmaking Technologies. AIST 2015. Volume, 1. P. 1472-1480.
3. <https://www.ru.unesco.org>
4. <https://www.expert.ru/2015/07>
5. <https://www.steelland.ru/news/metallurgy/7740.html>
6. Production and Technology of Iron and Steel in Japan during 2015. ISIJ International, Vol. 56 (2016), No. 6, pp. 905–916.
7. Иванова И.М. Использование материальных и энергетических ресурсов. «Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации». 2016, № 10 , стр. 9 – 15.
8. <https://bookstore.aist.org>. 2016 AIST North American Blast Furnace Roundup - AIST Bookstore

УДК 669.1

ИССЛЕДОВАНИЕ ВТОРИЧНОГО ОКИСЛЕНИЯ СТАЛИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ

Агеев М.И., Сафонов В.М.

*Выксунский филиал ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Россия, г. Выкса
vfmisis@mail.ru*

Аннотация. Вторичное окисление жидкой стали в ходе непрерывной разливки происходит на стадии технологических переливов. Для получения металлопродукции высокого качества необходимо предпринимать меры для снижения интенсивности протекания этого процесса. Одной из таких мер является применение защитной трубы в ходе технологического перелива из сталеразливочного в промежуточный ковш. Исследования показали, что интенсивность вторичного окисления стали, которую оценивали по изменению содержания растворенного в металле алюминия и азота, существенно изменяется как на плавке в серии, так и от плавки к плавке по ходу разливки. Предложен метод контроля вторичного окисления струи стали в защитной трубе.

Ключевые слова: вторичное окисление; алюминий; азот; защитная труба; сталеразливочный ковш; промежуточный ковш.

THE INVESTIGATION OF THE RE-OXIDATION OF STEEL AT CONTINUOUS CASTING

Aheiev M.I., Safonov V.M.

*Vyкса branch of National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Vyкса
vfmisis@mail.ru*

Abstract. The re-oxidation of liquid steel during casting takes place at stage of technological transfusing. To obtain a high quality metal products, it is necessary to take measures to reduce the intensity of the process. One of them is the use of the protective tube during

technological transfusing from steel-teeming ladle in intermediate ladle. The investigation showed, that the intensity re-oxidation of steel, which was evaluated by the change in the content of dissolved aluminum and nitrogen in the metal, greatly changes both the melting in the series, and from heat to heat during casting. The quality monitoring of re-oxidation of a jet of steel in a protective pipe is offered.

Keywords: re-oxidation; aluminium; nitrogen; protective tube; steel-teeming ladle; intermediate ladle.

Необходимость в улучшении качества трубной стали обусловлена развитием энергетического сектора мировой экономики, для которого потребовалось как более высокая пропускная способность магистральных трубопроводов, а отсюда большие диаметры труб и большие давления в системе, так и меньшая материалоемкость, т.е. снижение толщины стенки. Эти требования создали предпосылки для производства трубной стали с высокими и стабильными механическими свойствами. Одним из факторов, который влияет на механические свойства стали, является загрязненность неметаллическими включениями, значительная часть которых представляет собой продукты вторичного окисления металла, образующиеся в результате взаимодействия металла с футеровкой, шлаком и воздухом [1, 2, 3].

Одним из способов уменьшить вторичное окисление в ходе технологических переливов при разливке стали на МНРС и загрязнение металла, в частности, оксидами алюминия, является применение защитной трубы, ассимилирующей и теплоизолирующей смесей, а также погружного разливочного стакана и шлакообразующей смеси на поверхности стали в кристаллизаторе [4, 5, 6, 7, 8].

Определение величины вторичного окисления на участке сталеразливочный - промежуточный ковш проводили путем анализа химического состава проб из паспортов плавки литейно-прокатного комплекса АО «ОМК Сталь». Всего было обработано 183 плавки в 29 сериях. Степень вторичного окисления определяли по изменению содержания растворенного в металле алюминия и азота в последней пробе на АКП/ВД и среднему их содержанию (вторая и третья пробы) промковша МНРС (Рис. 1, 2).

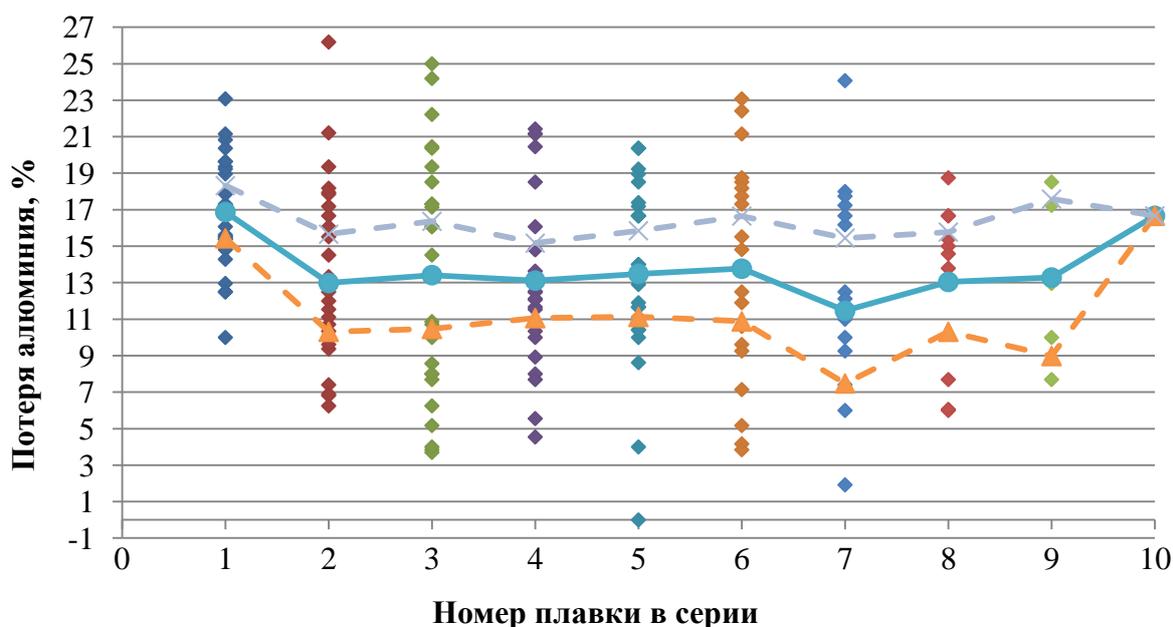


Рис. 1 – Потеря растворенного алюминия на каждой из 10-ти плавков в серии

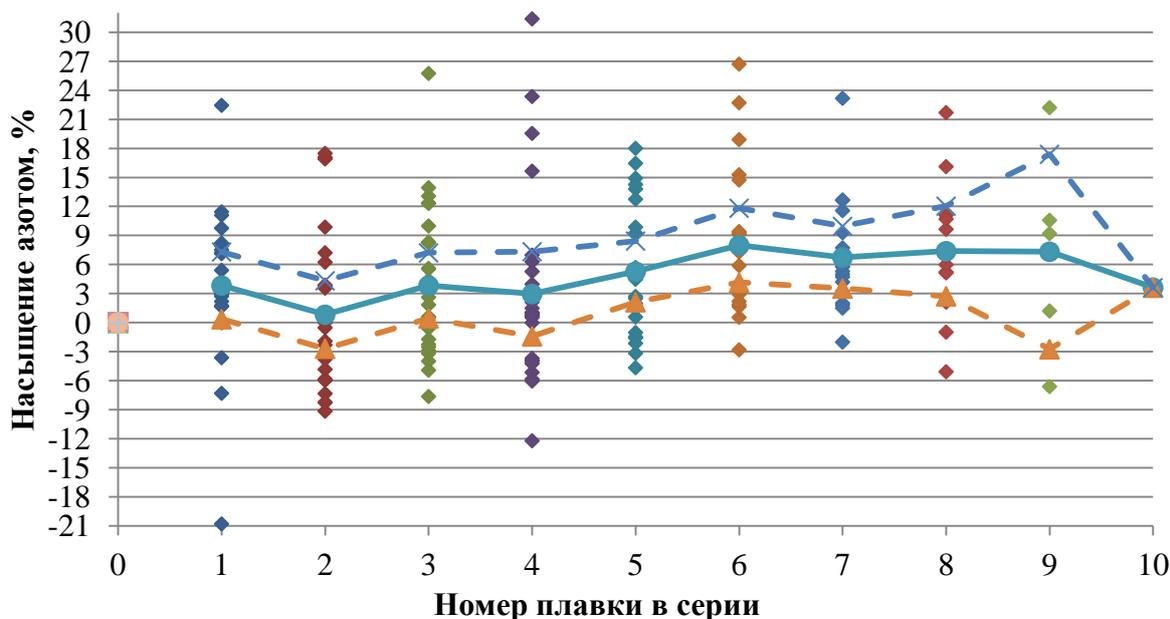


Рис. 2 – Изменение содержания азота на каждой из 10-ти плавков в серии

В ходе анализа было определено, что степень вторичного окисления самая высокая в первой плавке в серии, что объясняется взаимодействием с ШОС и футеровкой промковша, а также попаданием в промковш шиберной засыпки (масса около 20 кг). Также наблюдается снижение потери алюминия и насыщения азотом на 4-й и 7-й плавке в серии. Показатели потери растворенного алюминия находятся в диапазоне от 1,5 % до 26%. Изменение содержания азота от -9% до 24%. Такой разброс данных может зависеть от различных факторов. Например, усиления подсоса воздуха через зазор на стыке при очередном повторном применении защитной трубы.

Также, чтобы показать нестабильность процесса вторичного окисления, было рассчитано количество плавков, входящих в доверительный интервал. Расчет проводился по следующей формуле:

$$\bar{x} - t \frac{\sigma}{\sqrt{n}} < a < \bar{x} + t \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \quad (1)$$

где \bar{x} – среднее значение угара (насыщения); n – количество плавков; $t = 2,33$ – аргумент функции Лапласа, при котором $\Phi(t) = \frac{\alpha}{2}$; α – вероятность = 0,98; σ – дисперсия единичного наблюдения:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \quad (2)$$

В результате расчета установлено, что с вероятностью 98 %, только 36 % обработанных плавков по потере растворенного алюминия попадают в доверительный интервал, и 42 % плавков по изменению содержания азота.

Предлагается в ходе разливки проводить контроль вторичного окисления путем замера давления в пространстве ограниченном струей стали и внутренней поверхностью защитной трубы (Рис. 3). По этому показателю может быть оптимизирован расход аргона для защиты струи стали, либо проведена замена защитной трубы.

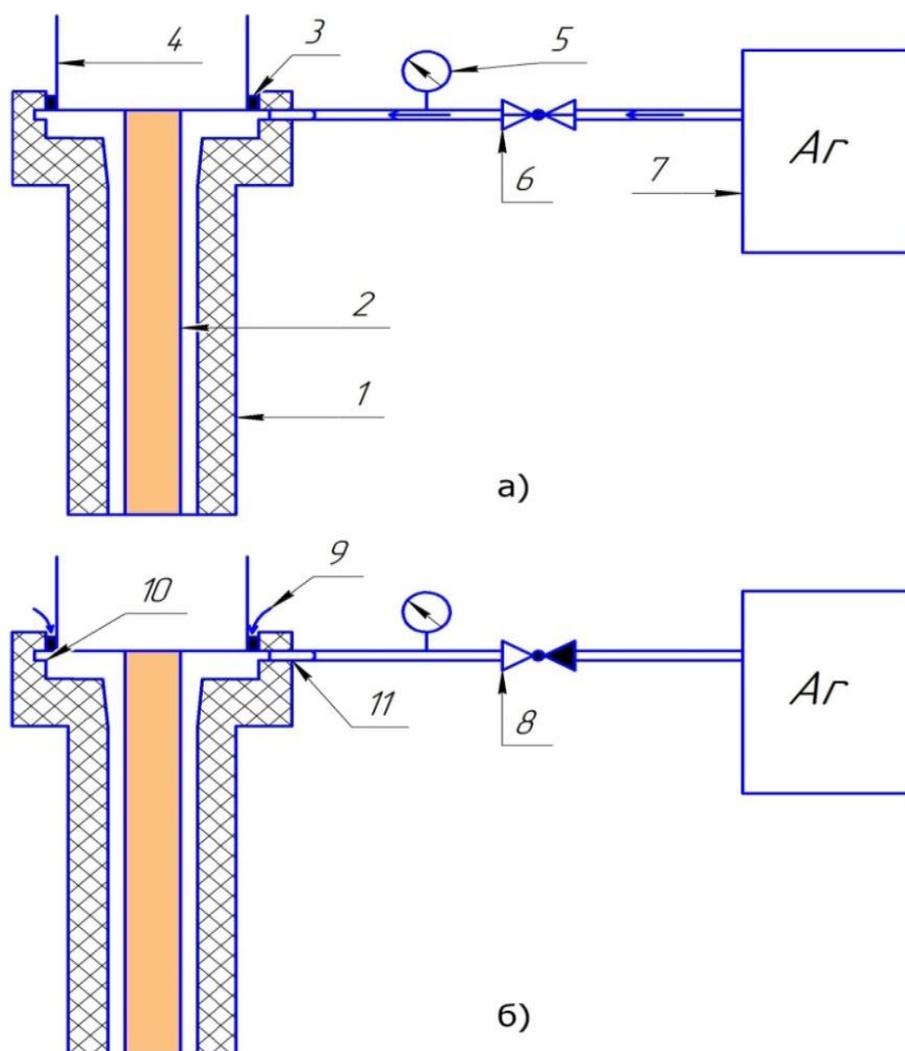


Рис. 3 – Схема для контроля вторичного окисления в защитной трубе при открытом клапане подачи аргона (а) и закрытом (б):

1 – защитная труба; 2 – поток стали; 3 – уплотняющая вставка из огнеупорного войлока; 4 – коллектор; 5 – манометр; 6 – открытый клапан; 7 – система подачи аргона; 8 – закрытый клапан; 9 – подсос воздуха; 10 – желоб для распределения потока аргона; 11 – отверстие для подачи аргона

Выводы

1. В ходе анализа наблюдается снижение потери алюминия и насыщения азотом на 4-й и 7-й плавке в серии. Показатели потери растворенного алюминия находятся в диапазоне от 1,5 % до 26%. Изменение содержания азота от -9% до 24%. С вероятностью 98 %, только 36 % обработанных плавков по потере растворенного алюминия попадают в доверительный интервал, и 42 % плавков по изменению содержания азота.

2. Предлагается в ходе разливки проводить контроль вторичного окисления путем замера давления в пространстве ограниченном струей стали и внутренней поверхностью защитной трубы. Корректировку интенсивности вдувания аргона проводят по результатам замеренной величины давления.

Список литературы

1. Состояние и перспективы производства трубных сталей / А.В. Частухин. Санкт-Петербургский Государственный Политехнический Университет, 2009.
2. Неметаллические включения в металле. URL: http://emchezgia.ru/fizhim/22_nemetalicheskiye_vklucheniya.php (дата обращения: 03.09.2016).
3. Непрерывная разливка стали / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан. Донецкий Национальный Технический Университет.
4. Защита металла от вторичного окисления / А.Н. Ромашкин. Лаборатория крупного слитка.
5. Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография./А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкорытов, В.Е. Ухин, А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев - Донецк: Цифровая типография, 2012. - 417 с.
6. Смесь для промежуточного ковша // Альтернатива. URL: <http://alternativa74.ru/produkcija/smes-dlya-promezhutochnogo-kovsha/> (дата обращения: 05.09.2016).
7. Теория и практика непрерывного литья заготовок / Смирнов А.Н., Глазков А.Я., Пилюшенко В.Л., Ефимов В.А., Бродский С.С., Пикус М.И. - Донецк: ДонГТУ, ООО "Лебедь" 2000. - 364 с.
8. Предотвращение вторичного окисления металла в металлургии. URL: http://emchezgia.ru/vakuumnaya/13_predotvrashchenie_okisleniya_metalla.php (дата обращения: 03.09.2016).

УДК 669.1

ИССЛЕДОВАНИЕ РАВНОВЕСИЯ СИСТЕМЫ «ШЛАК-МЕТАЛЛ» ПЕРЕД ВЫПУСКОМ ИЗ ДСП-160

Аксенова В.В., Сафонов В.М.

*Выксунский филиал ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Россия, г. Выкса
vfmisis@mail.ru*

Аннотация. В статье рассматривается состояние системы «шлак-металл» перед выпуском из дуговой сталеплавильной печи. Приведены данные о химическом составе углеродистого полупродукта и шлага. Также рассчитан равновесный состав металла и шлага перед выпуском из ДСП-160 АО «ОМК-Сталь».

Ключевые слова: современная ДСП; система «шлак-металл»; программа «ГИББС».

RESEARCH EQUILIBRIUM OF "SLAG-METAL" SYSTEM BEFORE THE TAP OF EAF- 160

Aksenova V.V., Safonov V.M.

*Vyкса branch of National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Vyкса
vfmisis@mail.ru*

Abstract. The article discusses the state of "slag-metal" system before the tap of the electric arc furnace. The data about chemical composition of the carbon precursor and slag. Equilibrium composition of metal and slag are also designed before the tap of the EAF-160 "OMK-Steel".

Keywords: modern EAF; "slag-metal" system; "GIBBS" program.

В настоящее время дуговая электропечь – это сталеплавильный агрегат, который в себе сочетает широкий набор как технических, так и технологических средств ведения плавки. На современных металлургических заводах используются печи вместимостью от несколько десятков до сотен тонн [1].

Современную высокопроизводительную дуговую печь применяют преимущественно как агрегат расплавления шихты и получения жидкого углеродистого полупродукта, который затем доводят до нужного состава и степени чистоты при помощи ковшевой обработки. Продолжительность плавки в современной ДСП составляет от 40 до 55 минут. Плавка в такой печи отличается высокой скоростью ввода электрической и химической энергии [2]. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи работают с высоким удельным расходом кислорода, поэтому окислительные процессы проходят интенсивно, что в свою очередь приводит к высокой окисленности металла и шлака. В результате наблюдается увеличение расхода ферросплавов, снижение чистоты металла по неметаллическим включениям, угар железа [3].

Для изучения отклонения от равновесия системы металл-шлак перед выпуском из ДСП-160 АО «ОМК-Сталь» применяли компьютерную программу «ГИББС». Основное её назначение - оценка равновесия системы шлак-металл-газ.[4] Это означает, что по заданному количеству исходных материалов, их химическому составу, при температуре и давлении заданных пользователем программа рассчитывает: равновесный состав металла, шлака и газовой фазы; активности компонентов; массы компонентов и их процентное содержание; массу металла и шлака.

В модели приняты следующие допущения:

- принимается, что металлургическая система состоит из трех фаз: металла, шлака и газовой фазы;
- шлак представляет собой конденсированную фазу, в которой растворены различные химические соединения: оксиды, сульфиды, фториды, нитриды и др.
- температура металла, шлака и газа приняты одинаковыми.

Для расчета использовали химический состав проб, которые были отобраны непосредственно перед выпуском полупродукта из печи. Данные по среднему химическому составу металла и шлака представлены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Усредненный химический состав углеродистого полупродукта перед выпуском по 50-ти использованным для расчета паспортам плавов

C	Mn	P	S	O
0,04	0,08	0,006	0,025	0,08

Таблица 2 – Усредненный химический состав шлака перед выпуском по 50-ти использованным для расчета паспортам плавов

P ₂ O ₅	FeO	MnO	Cr ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	CaO
0,41	38,28	5,51	1,8	13,64	4,03	7,69	0,22	28,41

Условно были приняты следующие данные: масса металла составляет 160 т; масса шлака 3 т; температура металла, шлака и газа 1873 К; давление 1 атмосфера.

Построив термодинамическую модель системы шлак-металл в программе «ГИББС» (Рис. 1) и сравнив полученные данные с результатами 50 промышленных плавов во всех рассматриваемых случаях можно отметить, что содержание FeO в шлаке перед выпуском из ДСП в среднем выше на 11,5 % чем в равновесном состоянии (Рис. 2). Приближение системы к состоянию равновесия в свою очередь позволит увеличить массу металла и снизить массу шлака на выпуске в среднем на 0,2 % и 14 % соответственно (Рис. 3). Также следует отметить, что фактическое содержание углерода в металле выше равновесного в среднем на 0,025 % (Рис. 4).

Элем.	Металл					Шлак					Газ			
	%извл(ш)	Масса	f _i	X	%	Комп.	Масса	Gamma	X	%	Комп.	Масса	P _i	%
Al	0,0019	0,0012	0,2352	1,60E-008	7,78E-007	Al2O3	120,90	0,2977	0,0271	4,4412	Al	3,65E-010	6,45E-012	5,95E-010
C	60,63	38,80	0,9364	0,0011	0,0242	CaO	849,74	0,6644	0,3464	31,21	CO	54,26	0,9232	88,43
Ca	2,19E-007	1,33E-006	0,9812	1,15E-011	8,32E-010	CaS	3,6838	1,9674	0,0012	0,1353	CO2	7,0667	0,0765	11,52
Cr	19,84	7,3314	0,9615	4,90E-005	0,0046	CrO	1,9466	1,9674	0,0007	0,0715	Ca	1,73E-009	2,05E-011	2,81E-009
Fe	99,60	1,60E+005	1,0000	0,9944	99,79	Cr2O3	41,11	0,9032	0,0062	1,5102	Cr	3,01E-006	2,76E-008	4,91E-006
Mg	0,0002	0,0003	1,0000	3,87E-009	1,69E-007	FeO	802,94	1,5079	0,2555	29,50	FeO	0,0261	0,0002	0,0426
Mn	36,18	92,62	0,9755	0,0006	0,0578	Fe2O3	29,54	1,9674	0,0042	1,0852	Fe	0,0081	6,89E-005	0,0132
P	58,07	8,6923	1,0386	9,75E-005	0,0054	FeS	0,1411	1,9674	3,67E-005	0,0052	Ti	2,37E-014	2,36E-016	3,87E-014
Si	0,0168	0,0322	0,9646	3,98E-007	2,01E-005	MgO	230,70	0,5018	0,1309	8,4747	SO	1,78E-005	1,76E-007	2,90E-005
Ti	0,0008	3,05E-005	0,6689	2,21E-010	1,90E-008	MgS	0,0002	1,9674	6,89E-008	6,24E-006	SO2	1,72E-005	1,28E-007	2,80E-005
S	93,56	37,43	0,9466	0,0004	0,0234	MnO	209,02	1,2828	0,0674	7,6783	SO3	5,95E-012	3,54E-014	9,69E-012
O	14,51	153,36	0,9247	0,0033	0,0957	MnS	2,4039	1,9674	0,0006	0,0883	O2	7,49E-008	1,12E-009	1,22E-007
ИТОГО		160216,4				P2O5	14,38	0,0225	0,0023	0,5282	ИТОГО	61,36		
						SiO2	409,13	0,0342	0,1557	15,03				
						TiO	0,0052	1,9674	1,85E-006	0,0002				
						TiO2	6,3866	0,1545	0,0018	0,2346				
						Ti2O3	0,1862	1,9674	2,96E-005	0,0068				
						ИТОГО	2722,2							

Рис. 1– Равновесное состояние системы шлак-металл-газ (программа «ГИББС»)

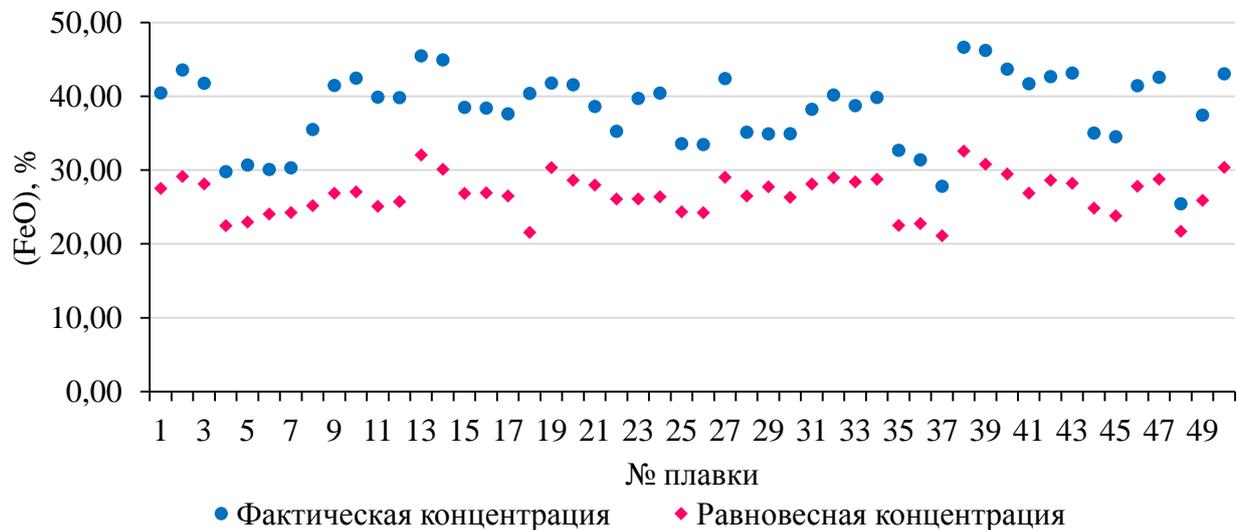


Рис. 2 – Изменение концентрации FeO

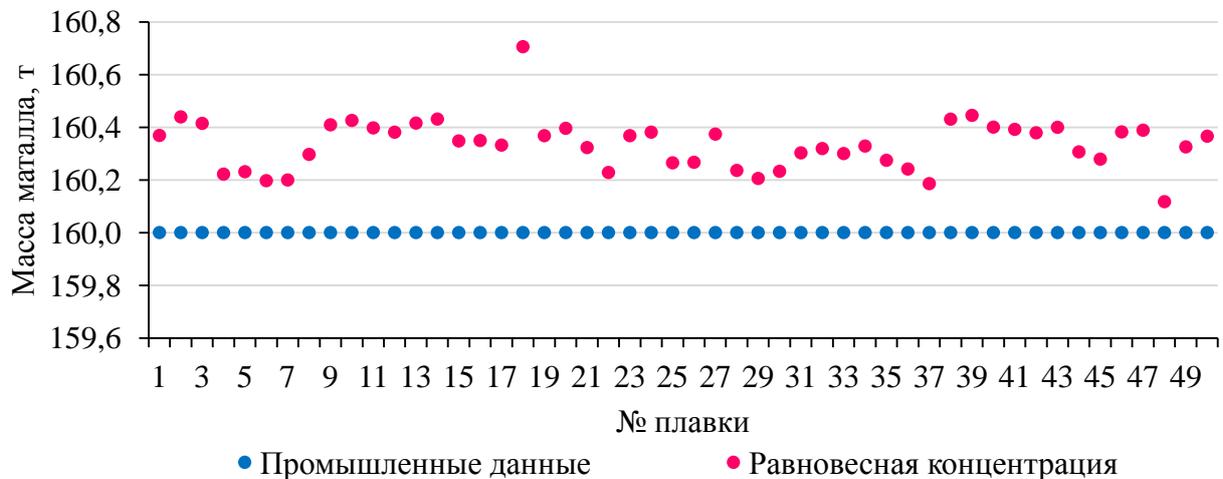


Рис. 3 – Изменение массы металла

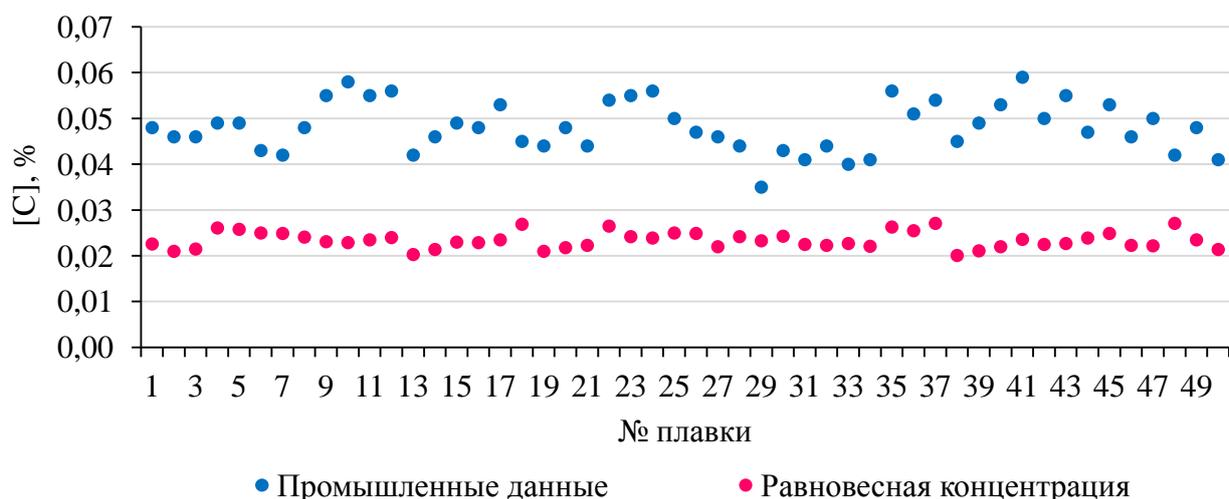


Рис. 4 – Изменение концентрации углерода в металле

Одним из путей приближения системы «шлак-металл» к состоянию равновесия является продувка ванны металла аргоном в конце плавки. Такую концепцию предложила фирма Voest-Alpine Industrieanlagenbau для 150-тонного конвертора.

Выводы

1. Современную высокопроизводительную дуговую печь применяют преимущественно как агрегат расплавления шихты и получения жидкого углеродистого полупродукта, который затем доводят до нужного состава и степени чистоты при помощи ковшевой обработки.
2. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи работают с высоким удельным расходом кислорода, поэтому окислительные процессы проходят интенсивно, что в свою очередь приводит к высокой окисленности металла и шлака.
3. Содержание FeO в шлаке перед выпусков из ДСП в среднем выше на 11,5 % чем в равновесном состоянии. Приближение системы к состоянию равновесия в свою очередь позволит увеличить массу металла и снизить массу шлака на выпуске в среднем на 0,2 % и 14 % соответственно.

Список литературы

1. Основные достижения и пути дальнейшего повышения технического уровня электросталеплавильного производства. / А.Я. Стомахин, Г.Н. Еланский, Д.Г. Еланский, Черные металлы, апрель 2009.
2. Energy for Arc Furnace Melting – Characteristics and Importance of Sources. / P.K. Ghosh, Gerdau Ameristeel, Sayreville, AISTech, 2009, Proceedings – Volume I.
3. Окисленность шлака современной дуговой сталеплавильной печи. / В.А. Бигеев, А.Е. Малофеев, А.В. Пантелеев, А.Н. Федянин, А.В. Брусникова, Вестник ЮУрГУ, №34, 2010.
4. Методические указания для проведения лабораторных работ с применением программного комплекса «ГИББС», издательство «МИСиС».

МЕТОДОЛОГИЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА С МИНИМАЛЬНЫМИ НЕГАТИВНЫМИ ЭКОЛОГИЧЕСКИМИ ПОСЛЕДСТВИЯМИ

Афанасьева Г.Е.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
afanage@mail.ru*

Аннотация. В статье изложены основные принципы формирования схемы размещения отходов горного производства с учетом их воздействия на окружающую среду.

Ключевые слова: отходы; отвалы; интерполирование; прогноз; окружающая среда.

METHODOLOGY OF PLACEMENT OF WASTE OF MINING PRODUCTION WITH THE MINIMUM NEGATIVE ECOLOGICAL CONSEQUENCES

Afanasyeva G.E.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
afanage@mail.ru*

Abstract. In article the basic principles of forming of the scheme of placement of waste of mining taking into account their impact on the environment are stated.

Keywords: waste; dumps; interpolating; forecast; environment.

При открытом способе разработки месторождений полезных ископаемых горные предприятия наносят значительный ущерб внешней среде за счет пылегазовых выбросов карьеров, промышленных площадок, а также участков складирования отходов горного производства. В результате ветровой эрозии отвалов, пляжных зон и плотин гидроотвалов и хвостохранилищ в воздух попадает большое количество пыли. Например, при скорости ветра порядка 5 м/с с поверхности отвалов скальной вскрыши сдувается до 1 кг/(м²·с) пыли, а также с поверхности сухих пляжей хвостохранилищ – до 6,3 мг/(м²·с) [1]. Сдуваемая пыль воздушными потоками переносится на значительные расстояния, засоряя и загрязняя атмосферный воздух и почву.

В связи с этим очевидно, что уже на стадии проектирования необходимо схемы размещения отходов горного производства разрабатывать на основе долгосрочного прогнозирования уровней загрязнения окружающей природной среды [2].

Выбор оптимального варианта размещения отходов горных предприятий с учетом их воздействия на загрязнение окружающей среды предлагается производить в следующей последовательности.

После определения места заложения карьера и привязки всех промышленных объектов, обеспечивающих нормальное функционирование горного предприятия, радиусом, равным экономически допустимому расстоянию транспортирования пород вскрыши и отходов обогащения, на картах масштаба 1:25000 – 1:50000 проводят круг с центром, отвечающим центру тяжести запаса оруденения.

Экономически допустимое расстояние транспортирования промышленных отходов определяется по формуле [3]:

$$L = [V_k (C - C_1) - a \cdot \Phi - B \cdot N - c \cdot V_k (C - C_2)] / (C_{mp.} + E_n \cdot K_{mp.}), \text{ м}, \quad (1)$$

где: V_k – годовой объем концентрата, т; C – оптовая цена концентрата, руб./т; C_1 – себестоимость концентрата без учета затрат на транспортирование промышленных отходов предприятия, руб./т; a – процент отчислений за основные фонды, %; Φ – стоимость основных фондов, руб.; B – норматив платежей за трудовые ресурсы, руб./чел; N – количество работающих, чел; c – процент отчисления от прибыли предприятия в госбюджет, %; C_2 – полная себестоимость концентрата, руб./т; $C_{mp.}$ – себестоимость транспортирования

годового объема промышленных отходов на 1 км, руб./($t \cdot км$); E_n – отраслевой коэффициент экономической эффективности капложений; $K_{mp.}$ – удельные капитальные затраты при транспортировании годового объема отходов на 1 км, руб./($t \cdot км$).

На площади круга с учетом селитебных территорий, промышленных и других объектов, орографии и ценности занимаемых земель оконтуриваются места размещения отходов горного производства. Предпочтение отдается малопродуктивным в сельскохозяйственном отношении землям: балкам, логам, оврагам.

На первом этапе определяем предельный объем горнопромышленных отходов, который можно разместить в углублениях рельефа, формируя хвостохранилища, гидроотвалы и, как наиболее экологически безвредные, плоскостные отвалы вскрышных пород.

Приемную способность указанных форм рельефа по размещению отходов до уровня господствующих абсолютных отметок в заданном радиусе территории определяем по следующей аналитической зависимости:

$$V_{yz.} = K_p \cdot h \left(R - [(S_k + S_{n.o.}) / \pi]^{1/2} \right), \text{ м}^3, \quad (2)$$

где: $V_{yz.}$ – вместимость углублений рельефа в заданном радиусе. м^3 ; K_p – эмпирический коэффициент, учитывающий специфические особенности рельефа исследуемой территории; h – средневзвешенная глубина отрицательных форм рельефа, м; R – радиус круга исследуемой территории, м; S_k – площадь карьеров с учетом конечного контура их развития, м^2 ; $S_{n.o.}$ – площадь промышленных объектов карьеров, м^2 .

Если ожидаемый объем отходов горнопромышленного производства существенно превышает приемную способность отрицательных форм рельефа, то по минимуму транспортных затрат выделяют участки для складирования вскрышных пород в высотные отвалы.

Объем высотного отвала, сооружаемого на горизонтальном основании, в зависимости от прочности и физико-механических свойств отвальных пород определяется по формуле:

$$V_{om} = H \cdot B \cdot L + H^2 (B + L) \cdot \text{ctg} \alpha + 1,333 H^2 \cdot \text{ctg}^2 \alpha, \text{ м}^2, \quad (3)$$

где: L , B – соответственно длина и ширина отвала по верхней площадке, м; H – высота отвала, м; α – угол откоса отвала по условиям устойчивости, градус.

Исходя из ожидаемых объемов пород рыхлой, скальной вскрыши и хвостов обогащения, выделяем все возможные варианты размещения отвалов и хвостохранилищ. По каждому варианту производим прогнозную оценку запыленности воздуха и почвы исследуемой территории по методике, разработанной на базе известных технических и теоретических решений [4, 5]. За исходную информацию принимаем ту, при которой прогнозируемый ущерб окружающей среде может оказаться минимальным.

Согласно методике [4, 5] по всем румбам розы ветров данной территории от наветренной стороны к подветренной последовательно рассчитываем содержание пыли в воздухе от каждого источника пылевыделения применительно к слою воздуха комфортной для человека зоны, высота которой до 2 м над уровнем поверхности мест постоянного и временного пребывания человека [6].

По полученным данным на топографическую карту в масштабе наносят факелы пыли от мест источников загрязнения с заданным шагом ее концентрации в расчетном приземном слое воздуха. В случаях, когда по расчетному румбу розы ветров пылевые факелы от разноименных источников выброса перекрываются, показатели содержания пыли в воздухе в зонах взаимного перекрытия суммируются.

Затем, методом интерполирования строятся изолинии концентрации пыли в 1 м^3 воздуха от максимального их значения до предельно допустимой концентрации (ПДК).

Установленные и утвержденные министерством здравоохранения РФ ПДК пыли в воздухе составляют: максимально разовые – $0,5 \text{ мг/м}^3$, среднесуточные – $0,15 \text{ мг/м}^3$.

Среднесуточное содержание пыли в воздухе рассчитывается с учетом повторяемости направлений ветра, характерной для данной территории. Изолинии, построенные по этим показателям, наносятся другим цветом. В итоге получают фрагменты карты максимально разового и среднесуточного изосодержания пыли в воздухе по расчетным направлениям ветровых потоков.

Далее полученные фрагменты запыленности воздуха по всем румбам розы ветров совмещаются в единое целое через объекты пылевых выбросов, изолинии с одинаковыми значениями содержания пыли в единице объема воздуха сопрягаются, строятся прогнозные планы максимально разовой и среднесуточной запыленности атмосферы рассматриваемой территории по каждому намеченному варианту схемы размещения отходов горнопромышленного производства.

Построенные планы изозапыленности используются на втором этапе исследований в качестве основы для построения карты изозапыленности почв, прилегающих к горному отводу территорий [4, 5].

Прогноз запыленности воздуха и почвы района горных работ выполняют по всем вариантам схем размещения отвалов, гидроотвалов и хвостохранилищ. Путем сравнения выбирают вариант с минимальными параметрами зоны негативного воздействия на окружающую среду и принимают его для включения в проект.

В случаях превышения ПДК в населенных пунктах и невозможности отказаться от сооружения хвостохранилищ и отвалов в местах наибольшего пыления необходимо изыскивать эффективные способы пылеподавления или предусматривать технологии, позволяющие улучшить экологическую обстановку района.

Например, на базе разработанной методики [4] установлено, что размещение отвалов скальной вскрыши на секционн-заполняемых хвостохранилищах уменьшает удельный сдув пыли и снижает ее концентрацию в расчетном слое атмосферного воздуха в 4 – 5 раз. При этом на 10 – 11% сокращаются площади изымаемых горными предприятиями земель.

С целью сокращения эрозионной поверхности отвалов предлагается формировать их по кольцевой схеме от периферии к центру с параллельной рекультивацией внешних откосов и селективной отсыпкой вскрышных пород мобильной техникой.

Список литературы

1. Борьба с пылью в рудных карьерах/ В.А. Михайлов, П.В. Бересневич, В.Г. Борисов, А.И. Лобода. М.: Недра, 1981. – 262 с.
2. Методические вопросы долгосрочного прогнозирования уровней загрязнения природных сред/ Труды института прикладной геофизики. Вып. 73. М.: Гидрометеиздат, 1989. – 105 с.
3. Коваленко А.И., Романченко В.К., Иванченко А.М. Учет экологических факторов при определении конечных границ карьеров КМА: - Обзорная информ. Мин. Metallургии СССР. Вып. 3. М., 1990. – 25 с.
4. Коваленко А.И., Иванченко А.М., Афанасьева Г.Е. Методические рекомендации по определению влияния горных работ на загрязнение атмосферы и прилегающих земель при формировании схемы размещения промышленных отходов. Губкин: НИИКМА, 1990. – 100 с.
5. Коваленко А.И., Иванченко А.М., Афанасьева Г.Е. Прогнозная оценка воздействия пылевого фактора карьеров на окружающую среду // Горн. журн. №5, 1990. С. 58 – 60.
6. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. Л.: Гидрометеиздат, 1987. – 95 с.

К ВОПРОСУ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ШЛАКООБРАЗОВАНИЯ В КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОМ ПЕРЕДЕЛЕ*

Бугаков М.Н.

Липецкий Государственный Технический Университет, Россия, г. Липецк

Аннотация. Представлено краткое описание мирового опыта перехода на передел чугуна с низким марганцем и при это некоторые пути улучшения шлакообразования в конвертере.

Ключевые слова: шлакообразование; низкомарганцовистый чугун; ферритно кальциевый материал (ФКМ).

TO THE QUESTIONS OF SLAGGINS INTENSIFICATION IN THE OXYGEN FURNACE PROCESS STAGE

Bugakov M.N.

Lipetsk State Technical University, Russia, Lipetsk

Annotation. There is a brief description of the world transition experience to the low-manganese cast iron process stage and about some other ways to improve a slagging process in the converter.

Keywords. Slagging; low-manganese cast iron; calcium ferrite material.

В период разработки и широкого применения кислородно конвертерного процесса содержание марганца в передельном чугуне устанавливали на уровне 1,5 – 1,8% (а затем 0,8 – 0,9%) из за необходимости раннего наведения шлака, лучшей ассимиляции извести, а при восстановлении железа (FeO) из шлака, как правило во втором периоде, препятствием к его сворачиванию. Однако передел чугунов с большим содержанием марганца оказался экономически не выгодным способом т.к. марганцевая руда считается дорогостоящим и дефицитным минералом, а при его любом исходном содержании он окисляется до одинаковых остаточных концентраций (Рис.1)

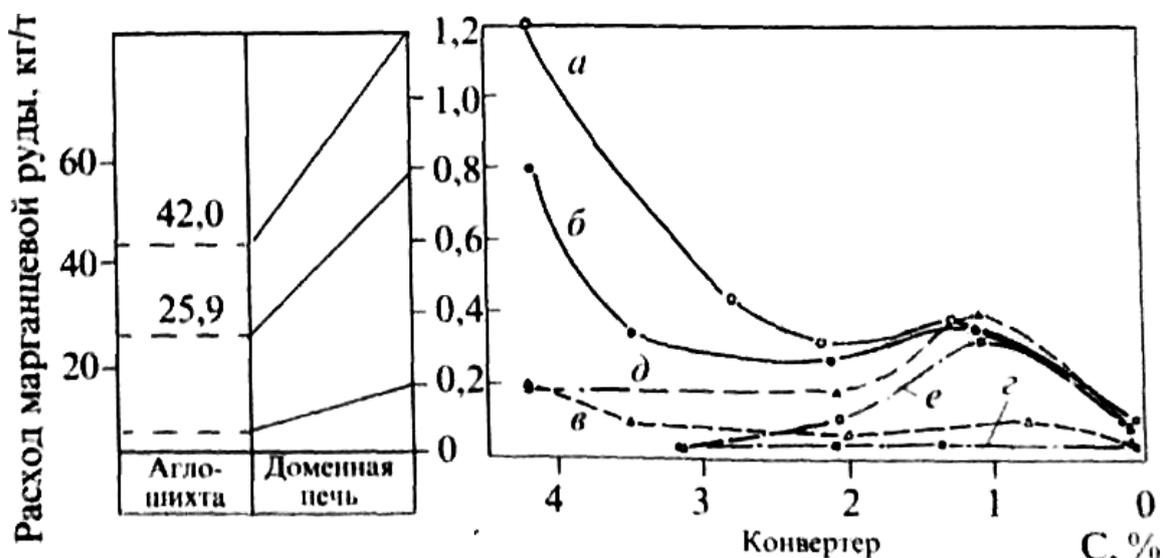


Рис. 1 – Режим марганца в агло-доменно-конвертерном производстве:

а, б– передельный чугун (1,2 и 0,8 % Mn соответственно):

в– маломарганцовистый чугун (0,2 % Mn);

г– углеродистый полупродукт (0,02 % Mn);

д. е– с присадкой Mn-руды в конвертер

* Доклад написан при содействии доктора технических наук, профессора ЛГТУ В.П. Хайдукова

Поэтому в целях экономии марганцевого сырья и упрощения сквозной экономии аглодоменно-конвертерного производства ЦНИИ Черметом была разработана специальная технология плавки на маломарганцовистом чугуна [1].

Такая технология впервые в мире и вопреки существовавшему тогда мнению о невозможности переработки маломарганцовистых чугунов применена на Череповецком металлургическом заводе (ПАО «Северсталь») 6.11.1980 г., где конвертерный цех использовал в шихте чугун следующего примерного состава (%): 4,5 С; 0,20 Mn; 0,71 Si; 0,014 S; 0,08 P с температурой 1330°C [2].

Это программа научно – исследовательских работ по освоению технологии выплавки стали и расширению сортамента при переделе низкомарганцовистого чугуна в конвертерном цехе ЧерМЗ была создана под руководством министра черной металлургии СССР С.В. Колпакова. Она включала разработки технологических параметров дутьевого режима и шлакообразования. Впервые была предложена и отработана технология конвертерной плавки с многократным использованием оборотных шлаков.

От многократного использования конвертерного шлака после длительных испытаний металлургические предприятия отказались т.к. марганца не ограничивалось при шлакообразовании не ограничивалось препятствием к свертыванию шлака в конвертере, но и способствовало к более эффективному разрушению высокотемпературной пленки на извести ($2CaO * SiO_2$). В связи с этим исследование по поиску разработки эффективной технологии передела низкомарганцовистого чугуна были продолжены. Кроме того выплавка марганцовистого чугуна способствовало повышению расхода доменного кокса, снижению содержания железа в агломерате, увеличению расхода известняка на офлюсование, а так же твердого топлива.

Поиск эффективной технологии передела низкомарганцовистого чугуна осуществлена на Урале профессором В.А. Утковым и описана в книге «Высокоосновные агломераты», а так же группой исследователей ЦНИИ Чермета, НПО Тулачермет и ЛПИ по переделу низкомарганцовистого чугуна с применением и разработке производства эффективного интенсификатора шлакообразования ферритно-кальциевого материала (ФКМ) [3,4].

На Череповецком заводе проведены опыты на агломашине ($S = 312 \text{ м}^2$) по получению ФКМ и его использование в 350 т. конверторах [5]. Эффективная технология передела низкомарганцовистого чугуна в кислородном конвертере определено необходимостью ускорения процесса шлакообразования за счет применения различных интенсификаторов. Как показали промышленные опыты ОАО НЛМК и Череповецкого завода данным интенсификатором шлакообразования является ФКМ.

Список литературы

1. А.Н. Глазов, Ю.В. Липухин, П.И. Югов и др. // Сталь. 1982. №3. С. 21 – 22.
2. Ю.В. Липухин, П.И. Югов, С.Д. Зинченко и др. // Черная металлургия: Бюл. НТИ. 1985. № 10. С.33 – 34.
3. В.А. Утков. Высокоосновной агломерат. – М. : Металлургия, 1977. – 156 с.
4. В.П. Хайдуков. Разработка технологии получения комплексных флюсов для конвертерного передела чугунов различного состава / Научно – исследовательский отчет. № гос. рег. 01.83.0051843. – инв. № 02.840047151. – Тула – Липецк. – 1984. – 121 с.
5. В.П. Хайдуков. Теоретические и технологические основы получения комплексных шлакообразующих и их использование в кислородно – конвертерном производстве / В.П. Хайдуков // Диссертация доктора технических наук. Липецк: 1996, с. 469.

УДК 669.622.785.184.

УТИЛИЗАЦИЯ ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ ОСНОВНЫХ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ И ПОЛУЧЕНИЕ ИЗ НИХ ПРОДУКТА С ДОБАВОЧНОЙ СТОИМОСТЬЮ

Булахтин Ю.Ю.^{1,2}, Чжанг Чонгмин^{1,2}, Крахт Л.Н.³, Хайдуков В.П.⁴

¹ Ляонинский Университет Науки и Технологий, Китай, г. Аньшань

² Провинциальная лаборатория химии и металлургии Ляонинского Университета Науки и Технологий, Китай, г. Аньшань

³ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

⁴ Липецкий Государственный Технический Университет, Россия, г. Липецк

Аннотация: представлен опыт производства ферритно – кальциевого материала (ФКМ), на основе утилизации железосодержащих отходов основных металлургических агрегатов. Освоение технологии агломерации ФКМ предназначено для интенсификации процесса выплавки металла и экономии дефицитных и более дорогостоящих сырьевых материалов. Данная технология позволяет прийти к безотходному производству на металлургических предприятиях, повысить их рентабельность и улучшить экологическую обстановку.

Ключевые слова: Агломерация; спекание под давлением; утилизация железосодержащих отходов; ферритно – кальциевый материал.

RECYCLING OF DUST AND SLUDGES OF MAIN METALLURGICAL FACILITIES TO PRODUCE VALUE-ADDED PRODUCT

Bulakhtin Y.Y.^{1,2}, Zhang Chongmin^{1,2}, Krakht L.N.³, Khaydukov V.P.⁴

¹ University of Science and Technology Liaoning, China, Anshan

² Key Laboratory of Chemical Metallurgy Engineering Liaoning Province, China, Anshan

³ Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

⁴ Lipetsk State Technical University, Russia, Lipetsk

Abstract: presents the experience of production ferrite – calcium material (FCM), based on utilization of major iron-containing waste of metallurgical facilities. The development of agglomeration FCM technology is intended for intensification of the smelting process and saving scarce and more expensive raw materials. This technology enables a waste-free production at iron and steel enterprises, and improves their profitability and environmental effect.

Keywords: Agglomeration; sintering under pressure; utilization of iron containing wastes; ferrite – calcium material.

Советская металлургия столкнулась с отрицательным влиянием цинкосодержащих в железорудном материале доменной плавки еще в январе 1944 года, когда на «КМК» в результате проплавки руд Таштагольского месторождения кожух доменной печи получил трещину по высоте в 5-7 метров с выпадом горячего кокса и шихты из печи на рабочую площадку. Несмотря на крупнейшую аварию, печь была восстановлена и выдала чугун после четырехдневного ремонта. С освоением кислородно-конвертерного способа агломератчики начали использовать конвертерный шлам в качестве железорудной добавки, с целью утилизации отходов. После ввода на «НЛМК» конвертерного цеха №2, количество уловленного шлама составило 180 тыс. тонн в год. При переходе цинка с шихтой в доменную печь в количестве 0,37 – 0,66 кг/т чугуна образуются настывы до 420 тонн. В таблице 1 приведены результаты исследований о поступлении цинка в доменную печь в составе агломерата, из которых следует, что наибольшее количество цинка поступает в печь с конвертерным шламом. Для предотвращения образования настывей требуется повышенный расход кокса на восстановление и испарение цинка. Это предопределило необходимость вывода конвертерного шлама из аглодоменного цикла [1].

Таблица 1 – Расчет количества цинка вносимого в агломерат «НЛМК» (шихта «НЛМК» за январь 1983 г.)

Наименование материала	Количество, кг/т агломерата	Содержание Zn, %	Количество Zn, кг/т	Доля вносимого Zn, %
Руда Лебединская	121	0,004	0,0048	5,36
Р. Стойленская	267	0,005	0,0134	
Концентрат ЛГОКа	127	0,004	0,0051	7,66
К. Ковдорский	135	0,010	0,0135	
К. МГОКа	83	0,004	0,0032	
К. Губкинский	88	0,004	0,0035	
Отсев окатышей	17	0,004	0,0007	
Колошниковая пыль	9	0,52	0,0468	13,79
Окалина	8	0,005	0,0004	0,12
Конвертерные шламы	11	1,65	0,1815	53,49
Марганцевая руда	25	0,016	0,0067	1,97
Отсев агломерата	113	0,036	0,0407	12
Смесь флюсов	221	0,003	0,0066	1,95
Топливо	62,2	0,020	0,0124	3,66
Всего	1287,2		0,3393	100

В настоящее время все сталеплавильные производства развитых стран мира используют металлолом, с которым в сталеплавильное производство поступает большое количество цинка, свинца, кадмия и других щелочных металлов. В статье А.М. Коваленко приведены данные по содержанию вредных элементов вносимых металлоломом в конвертерный шлак [2].

Количество шламов в шламонакопителях крупных металлургических заводов достигает 5 млн. тонн при ежегодном дополнительном поступлении 150-350 тыс. тонн в каждом шламонакопителе. Шламонакопители крупных предприятий черной металлургии занимают огромные площади, загрязняют окружающую среду токсичными соединениями, кроме того в них накапливаются огромные запасы уже извлеченных на поверхность дефицитных и дорогостоящих компонентов – цинка, свинца, железа.

Таблица 2 – Объёмы пылей и шламов на предприятиях чёрной металлургии (2010 г.)

Город, Предприятие	Объем шламов, млн т	Поступление, тыс. т/год	Содержание компонентов, % масс.		
			Zn	Pb	Fe
Новотроицк, «УралСталь»	6,2	160-180	1,9-3,8	1-1,6	49-56
Липецк, «НЛМК»	5,1	До 300	1,6-2,6	1-2	45-54
Череповец, «Северсталь»	5,5	До 300	12-16	1-2	50-58

Актуальной является проблема утилизации соединений, содержащих Zn и Fe из шламов и пылей – отходов газоочисток металлургических заводов. Шламы и пыли

газоочисток агломерационного, доменного и сталеплавильного производств являются ценным вторичным сырьём для основного производства и других отраслей промышленности. Следует сказать, что утилизация ценных компонентов из пылей и шламов металлургического производства – актуальная задача для всех индустриально развитых стран мира.

На данном этапе развития черной металлургии, усилия технологов в основном направлены на утилизацию конвертерного шлама, при котором возможно удаление из него вредных компонентов поступающих в доменную печь. Основное направление удаления цинка из конвертерного шлама связано с процессом металлизации. В различные периоды развития черной металлургии конвертерные шламы подвергались процессам металлизации способом «Крупп», «Лурги», «Инметко», «Фёст-Альпине».

Фирма «Фёст-Альпине» предложила способ утилизации конвертерной пыли методом горячего брикетирования с целью увеличения производительности конвертера и улучшения процесса шлакообразования, (Рис. 1) но этот способ осуществим при сухой очистке конвертерных газов, в то время как более распространён мокрый метод улавливания пыли [3,4].

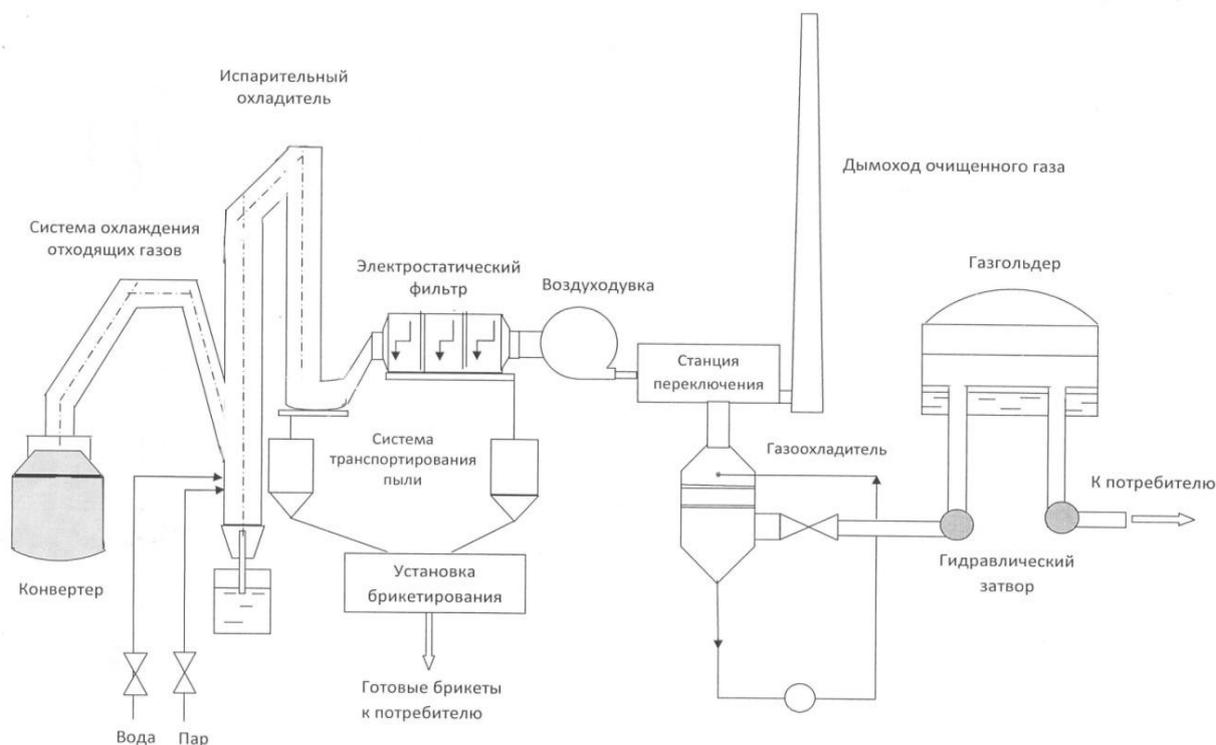


Рис. 1 – Система сухого обеспыливания фирмы «Фёст-Альпине»

В Германии разрабатывается комплексный способ использования железосодержащих отходов (ЖСО) на металлургических предприятиях с полным циклом (Рис.2).

В мировой практике технологии извлечения Zn из разных видов сырья, позволяющие получать цинковый концентрат с содержанием Zn до 62%, отличаются сложностью, энергоёмкостью, высокой себестоимостью продукта.

В настоящее время в России чаще всего ЖСО используются в аглодоменном цикле. Известно, что использование шламов в качестве компонента аглошихты осложняется нестабильностью их химического и гранулометрического состава. Это требует разработки технологии рециклинга этих материалов в каждом конкретном случае. Использование в аглошихте тонкодисперсных шламов сталеплавильного производства приводит к ухудшению газопроницаемости спекаемого слоя и к снижению производительности агломашин.

Группа сотрудников кафедры «Металлургии» ЛГТУ на основе ресурсосберегающей концепции утилизации отходов металлургического комплекса разработала целую гамму ферритно-кальциевых комплексных материалов (ФКМ), а также освоили его производство в промышленном масштабе. Освоение технологии агломерации ФКМ предназначено для интенсификации процесса выплавки металла и экономии дефицитных и более дорогостоящих сырьевых материалов. Суть технологии заключается в улавливании конвертерной пыли, на основе которой в процессе вакуумной агломерации или агломерацией под давлением осуществляется производство ФКМ. Для производства ФКМ используется конвертерная пыль с содержанием цинка до 25%, пыль с более высоким содержанием цинка отправляют на заводы цветной металлургии.

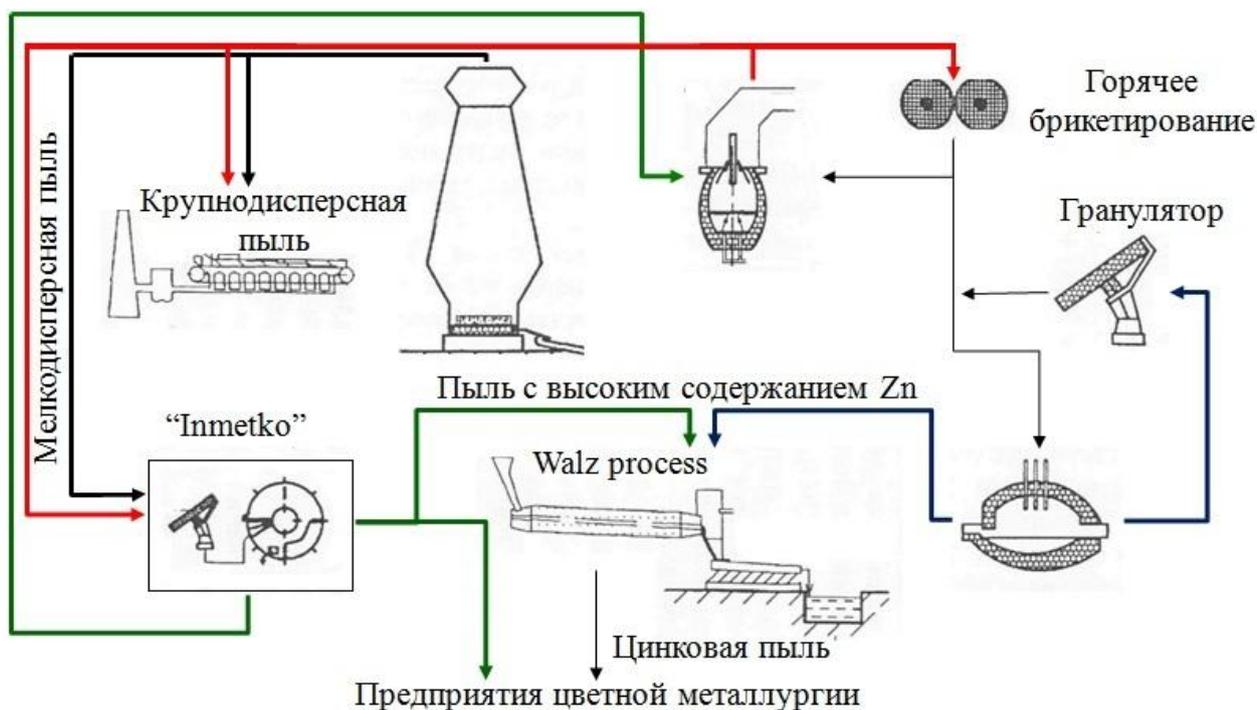


Рис. 2 – Технологическая схема утилизации ЖСО

Продолжительный опыт эксплуатации агломашины выявил следующие недостатки организационных мероприятий их перевода на технологию спекания шихты ФКМ:

- ограниченная возможность увеличения производительности из-за конструктивных особенностей и скорости движения агломашины;
- отсутствие гибкого календарного графика обеспечения железосодержащими отходами и накопительных площадок для их усреднения;
- увеличение грузопотоков материальных ресурсов на производстве.

Технологии спекания шихт методом просасывания присущи существенные недостатки. Причиной являются противоречия между требованиями к созданию оптимальных условий формирования спека и необходимостью увеличения скорости фильтрации воздуха с целью повышения производительности. Специалисты, понимая недостатки вакуумной агломерации, с давних пор искали пути преодоления этих трудностей. В настоящее время разрабатывается перспективная технология спекания шихт под давлением. Процесс агломерации под давлением характеризуется в сравнении с вакуумным спеканием чрезвычайно высокими скоростями горения твердого топлива и теплообмена.

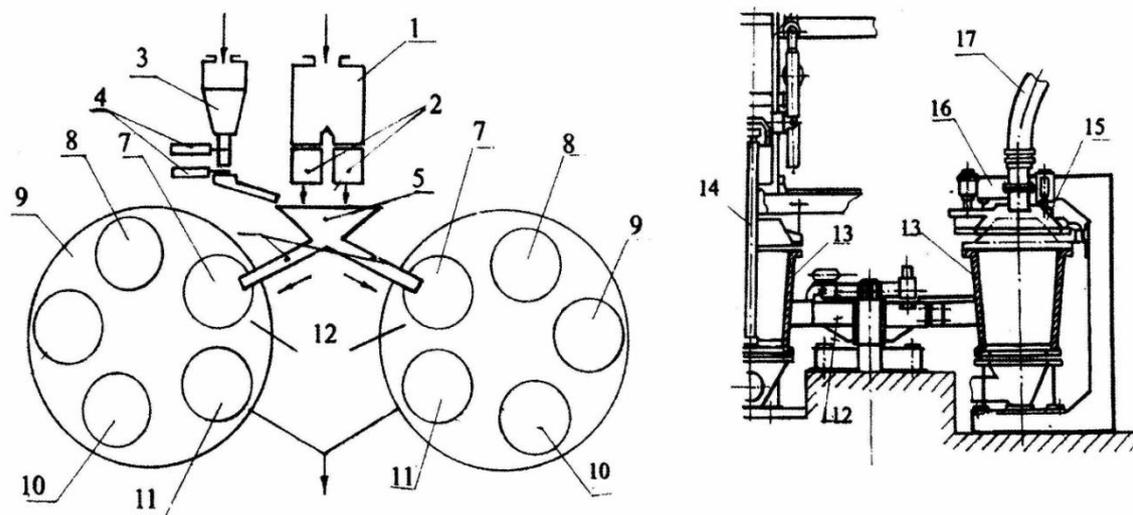
Таблица 3 – Показатели спекания комплексного флюса при разных способах агломерации

Параметр	Вакуумная агломерация	Спекание под давлением
Высота слоя шихты, м	0,3-0,35	0,75-0,8
Разрежение или давление над слоем, кПа	8-9	167-186
Содержание твёрдого топлива, %	8-9	7-9
Содержание возврата в шихте, %	20-25	25-27
Выход годного, %	75-80	73-76
Вертикальная скорость спекания, мм/мин	45-50	180-210
Удельная производительность, т/(м ² ·ч)	2,1-2,3	7,5-9,4
Механическая прочность, %: выход фракции >5,0 мм	75-80	69-75
выход фракции < 0,5 мм	6-8	2,8-3,5

Агломерация ультраосновных шихт на карусельной полупромышленной агломашине АМД «Тулачермет» при разном давлении воздуха над слоем и разной высоте слоя позволило определить рациональный режим спекания, сравнить технологические показатели с технологией производства комплексного флюса методом вакуумной агломерации (Табл. 3).

Анализ полупромышленных способов производства ФКМ позволяет прийти к выводу о том, что наиболее эффективной является технология спекания под давлением.

ЛГТУ совместно с ОАО «НЛМК», «Тулачермет» и ЦНИИЧермет разработали и опробовали в промышленных условиях технологию утилизации ЖСО основных агрегатов металлургического цикла. Разработана конструкция малогабаритной высокопроизводительной карусельной машины, для спекания под давлением ФКМ с основностью (CaO/SiO₂) от 3 до 12, что позволяет получать продукт с добавленной стоимостью и использовать его в качестве интенсификатора шлакообразования, при выплавки стали конвертерным способом и заменителя более дорогих компонентов шихтовых материалов в агрегатах металлургического цикла [3].



1 – бункера; 2 – весовые дозаторы шихты; 3 – бункер постели; 4 – весовой дозатор постели; 5 – загрузочная воронка; расположение чаш: 7 – загрузка шихтой, 8 – зажигание, 9 и 10 – спекание; 11 – выгрузка; 12 – платформы установки чаш; 13 – чаши спекания; 14 – разравнивающее устройство; 15 – колпак для сжатого воздуха; 16 – гидравлическое устройство; 17 – магистраль сжатого воздуха.

Рис.3 – Технологическая схема АМД

Основные технологические операции при производстве ФКМ: дозирование → смешивание с грануляцией шихты → загрузка в чаши АМД → зажигание → спекание под давлением → дробление в щековой дробилке → грохочение.

Эффект от использования ФКМ:

в аглопрозводстве

- добавка ФКМ в шихту способствует росту производительности агломашин, увеличению прочности и восстановимости агломерата;

в доменном производстве

- использование ФКМ в доменной печи позволяет поддерживать основность шлака на заданном уровне без увеличения расхода кокса;

в конвертерном производстве

- присадка ФКМ ускоряет процесс шлакообразования в конвертере, уменьшает расход кислорода и сокращает время продувки.

За счёт интенсификации процесса шлакообразования начального периода продувки и процесса стабилизации хода плавки снизилось количество плавов с выбросами, повысилась стойкость продувочных фурм и уменьшилось число случаев заметалливания горловины и кессона конвертера.

Эффективность использования комплексного флюса определена в результате анализа данных полупромышленных и промышленных плавов в 10 тонном конвертере «Тулачермет», 160 и 300 тонных конвертерах ОАО «НЛМК», в 350 тонных конвертерах АО «ЧерМК», 100 тонных электропечах ОАО «НЛМК» и электропечах завода «Электросталь», а также в доменных печах Косогорского и Сокольского металлургического завода при выплавке литейного и передельного чугуна, а также высокоуглеродистого ферромарганца. Результаты опытных плавов в вышеперечисленных металлургических агрегатах опубликованы в технической литературе [5-9].

Стратегическим направлением по оздоровлению экологической обстановки является разработка новых технологий, снижающих или исключающих образование отходов, а также технологий утилизации накопленных отходов. Особое значение приобрела проблема экономии энергоресурсов путём утилизации производственных отходов коксохимического и металлургического производств. Результаты испытаний разработанной технологии утилизации соединений, содержащих цинк и железо, из шламов и пылей крупнотоннажных отходов газоочисток металлургических заводов свидетельствуют о научно-техническом, экономическом и экологическом эффектах.

Выводы. Внедрение способа подготовки и утилизации конвертерного шлама фирмы «ЛГТУ» позволит осуществить в отечественных условиях безотходную технологию, достичь значительной экономии материальных и энергетических ресурсов, повысить выход жидкого металла и получить цинкосодержащий концентрат для цветной металлургии.

Список литературы

1. Урбанович Г.И. Исследование образования цинкитных настывей в доменных печах НЛМК / Г.И. Урбанович, В.П. Емельянов, В.И. Медведев // Технология выплавки чугуна. – М. : 1989. – с. 73-75.
2. Коваленко А.М. О шламах газоочисток доменного и сталеплавильного производств / А.М. Коваленко // Восточно - Европейский журнал передовых технологий, №2. 2012 с. 4-8.
3. Хайдуков В.П. Теоретические и технологические основы получения комплексных шлакообразующих и их использование в кислородно-конвертерном производстве / В.П. Хайдуков // Диссертация доктора технических наук. Липецк: 1996, с. 469
4. Блатц Юрген Технологии повторного использования пыли из фильтров и других отходов металлургического производства / Юрген Блатц // Металлургическое производство и технология металлургических процессов, №2. 2005. с. 6-14.

5. Хайдуков В.П. Ресурсосберегающая концепция использования железосодержащих и карбонатных отходов. / В.П. Хайдуков, Э.Д. Бабаев, Р.А. Карпенко, Е.В. Карпенко // Теория и технология производства чугуна и стали. Сборник научных трудов. Липецк: 2000, с. 21-26.
6. Хайдуков В.П. Получение комплексного флюса для кислородно-конвертерного производства. / В.П. Хайдуков, Л.Н. Комолова, Г.А. Соколова и др. // Metallurg, 1982, с. 18-19.
7. Хайдуков В.П. Получение высокоосновных агломератов / В.П. Хайдуков, Л.Н. Комолова, М.А. Вайштейнт и др. // Известия вузов ЧМ, 1983, №1, с. 150-151.
8. Хайдуков В.П. Использование кислорода при получении комплексного флюса методом агломерации под давлением / В.П. Хайдуков, А.А. Юрьев, Б.А. Шепель, Е.В. Карпенко // повышение эффективности металлургического производства. Тез. доклад научно-технической конференции: Новокузнецк: 1985, с. 7.
9. Патент 2087557 Ферритно-кальциевый флюс и шихта для его получения / В.П. Хайдуков, Э.Д. Бабаев, М.Д. Бабаев // С21С5 5/06. Опубл. БИ, 1997, №23.

УДК 622.788.011

МАГНИТНЫЕ СВОЙСТВА ПРИРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ ОКИСЛЕННЫХ КВАРЦИТОВ КМА

Гзогян Т.Н., Гзогян С.Р.

ФГАОУ ВО «Белгородский государственный национальный исследовательский университет», Россия, г.
Белгород

mehanobr1@yandex.ru

***Аннотация.** Приведены комплексные исследования магнитных характеристик основных природных минералов, выделенных из окисленных железистых кварцитов КМА. Показано, что природные минералы окисленных кварцитов обладают слабым ферромагнетизмом и это важно учитывать при разработке техники и технологии их разделения.*

***Ключевые слова:** мартит; гематит; гетит; магнетит; магнитная восприимчивость; намагниченность; просвечивающая и растровая электронная микроскопия; дифференциальная сканирующая калометрия и термогравиметрия; мессбауэровская спектроскопия.*

MAGNETIC PROPERTIES OF NATURAL MINERALS OF THE OXIDIZED QUARTZITES KMA

Gzogyan T.N., Gzogyan S.R.

Belgorod State National Research University, Russia, Belgorod
mehanobr1@yandex.ru

***Abstract.** Given a comprehensive study of the magnetic characteristics of the main natural minerals that were extracted from oxidized ferruginous quartzites of KMA. It is shown that the natural minerals of the oxidized quartzites possess weak ferromagnetism and it is important to consider when developing a technique and technology of separation.*

***Keywords:** martite; hematite; goethite; magnetite; magnetic susceptibility; magnetization; transmission and scanning electron microscopy; differential scanning calorimetry and thermogravimetry; mössbauer spectroscopy.*

На процесс разделения минералов окисленных кварцитов в магнитном поле значительное влияние оказывает контрастность магнитных свойств разделяемых минералов. В отличие от сильномагнитных минералов магнитные свойства слабомагнитных не зависят от формы частиц и напряжённости намагничивающего поля.

Окисленные железистые кварциты представлены рядом минералогических разновидностей, имеющих существенные различия по минеральному составу, текстурно-структурным особенностям, вкрапленности, плотности, пористости и другим параметрам, влияющим на технику и технологию их разделения [1].

С целью изучения магнитных свойств природных оксидов железа окисленных кварцитов использовались фракции, обогащенные мартитом, гематитом, гетитом и образцы окисленных кварцитов КМА, химический и минеральный состав которых приведен в таблице 1 и 2. При оценке магнитных свойств минералов окисленных кварцитов учитывалось, что данные минералы природные и не являются абсолютно чистыми. В каждой выделенной фракции в различной степени присутствует реликтовый магнетит, который вносит существенный вклад в магнитные свойства этих минералов (Табл. 3). Например, в природном кварце, выделенном из кварцитов КМА, содержится от 0,93 до 2,0 % магнетита.

Кроме того, изучение поверхности частиц выделенных фракций методами просвечивающей и растровой электронной микроскопии показало, что на поверхности частиц гематита, мартита, мушкетовита и лимонита (гетит+лепидокрокит) заметна адгезия переизмельченной, мелкой, пылевой фракции на более крупные частицы этих минералов (Рис. 1).

Таблица 1 – Химический состав мономинеральных фракций железистых кварцитов

Компонент	Массовая доля компонента в пробах, %			
	гематит	мартит	гетит	Окисленные кварциты
Fe _{общ}	51,4	58,1	53,5	40,0
Fe _{магн}	0,2	0,1	0,1	9,3
FeO	4,0	3,25	22,11	4,78
Fe ₂ O ₃	67,9	79,9	52,1	51,9
SiO ₂	23,8	6,95	4,21	39,8
Al ₂ O ₃	0,06	5,54	-	0,22
CaO	0,14	0,12	-	1,04
MgO	0,01	0,2	-	0,3
TiO ₂	0,007	0,25	-	0,01
S _{общ}	0,005	0,02	0,4	0,08
P	0,008	0,02	0,085	0,05
C	0,59	0,24	1,11	0,18
Na ₂ O	следы	следы	0,08	0,07
K ₂ O	следы	следы	0,05	0,32
ппп	2,53	3,96	18,65	1,06
Fe _{общ} /FeO	12,85	17,88	2,42	8,37

Таблица 2 – Минеральный состав мономинеральных фракций железистых кварцитов

минерал	Массовая доля минерала в пробах, %			
	гематит	мартит	гетит	окисленные кварциты
гематит+мартит	66,8	61,1	26,8	41,15
магнетит	0,3	0,1	0,1	12,8
гидрооксиды железа	2,5	21,4	31,3	1,12
карбонаты железа	5,6	2,3	35,5	1,68
пирит	0,01	0,04	0,9	0,1
апатит	0,05	0,09	0,45	0,17
кварц	23,8	6,95	3,75	37,5
силикаты железа	не опр.	не опр.	не опр.	4,53

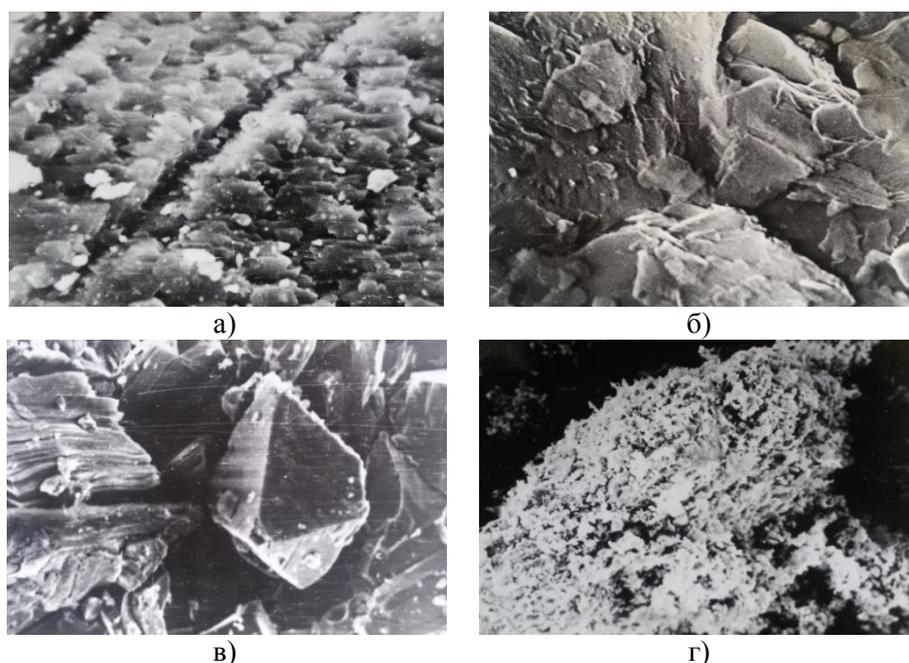


Рис.1 – Поверхность частиц гематита (а), мартита (б), мушкетовита (в) и лимонита (г), увел. 5000^x.

Таблица 3 – Удельная магнитная восприимчивость основных минералов окисленных кварцитов месторождений КМА

образец	Чистый минерал				Месторождение КМА					
					Михайловское		Стойленское		Лебединское	
	формула	Fe _{общ}	$\chi \cdot 10^{-8}$	δ	Fe _{общ}	$\chi \cdot 10^{-8}$	Fe _{общ}	$\chi \cdot 10^{-8}$	Fe _{общ}	$\chi \cdot 10^{-8}$
мартит	Fe ₂ O ₃	69,9	> 880	5,1-5,3	68,6	606	69,4	674	69,6	686
Мартит примесь гематита	Fe ₂ O ₃	69,9	> 440	5,1-5,3	67,5	510	68,1	630	68,5	650
Гематит примесь мартита	Fe ₂ O ₃	69,9	> 370	5,1-5,3	67,0	436	68,4	480	68,9	486
Гематит	Fe ₂ O ₃	69,9	88-220	5,1-5,3	66,75	356	69,1	470	69,0	475
Сидерит	FeCO ₃	48,2	35-150	3,0-3,9	-	-	44,7	57,0	47,0	69,0
Гетит	Fe ₂ O ₃ ·H ₂ O	48,5	22	4,3		32,7		21,9		24,4
Лимонит	Fe ₂ O ₃ ·xH ₂ O	48,5	20 - 28	4,1						25-60
Кварц	SiO ₂	-	- 0,46	2,6-2,7	2,0	36	0,92	18	1,1	26
Зеленая слюда		23,3*	30 - 76	3,0-3,1	18,7	178	-	-	-	-
эгирин	NaFe [Si ₂ O ₆]	24,2*	48 - 54	3,4-3,6	23,5	121	-	-	-	-

Примечание: Fe_{общ} – массовая доля железа общего, %; $\chi \cdot 10^{-8}$ – удельная магнитная восприимчивость, м³/кг; δ – плотность, г/см³; * по Илларионову А.А.

Анализ приведенных данных показывает, что рудные минералы представлены мартитом, гематитом, магнетитом, гидроксидами и карбонатами железа; при этом массовая доля магнетита в минералах и кварцитах может колебаться в пределах 0,1 – 9,3 %, гидроксидов железа – 1,12 - 31,3 % (Табл. 1,2).

Методами мессбауэровской спектроскопии и рентгенофазового анализа выполнен контроль фазового состава концентратов, полученных из окисленных кварцитов в сравнении с неокисленными с определением доли атомов железа, входящих в состав магнитной фазы и весовая массовая доля магнитной фазы в образце (за эталон приняты образцы магнетита и гематита) (Табл. 4).

Таблица 4 – Фазовый состав кварцитов КМА

кварциты	Относительная массовая доля фаз в образце, %				
	по железу			по массе	
	Fe ₃ O ₄	Fe ₂ O ₃	прочие фазы	Fe ₃ O ₄	Fe ₂ O ₃
окисленные	13,0	80,0	7,0	6,0	27,0
неокисленные	83,0	8,0	9,0	26,0	4,0

Мессбауэровская спектроскопия позволяет однозначно классифицировать концентрат по массовой доле в его составе магнитной фазы (Fe₃O₄) и оценить степень его обогатимости.

Мессбауэровские исследования показали, что спектры данных минералов содержат парциальные сексты сверхтонкой магнитной структуры.

Характер поверхности и фазового состава минералов окисленных кварцитов обуславливает изменение первичных и вторичных магнитных характеристик: магнитной восприимчивости (χ_o), намагниченности насыщения (I_s), магнитной вязкости (S_v), коэрцитивности (H_{Is} , H_{CR}), ответственных за поведение кварцитов в процессе мокрой магнитной сепарации [2,3]. Среди приведенных параметров можно выделить две группы факторов: первую группу составляют характеристики, однозначно и функционально связанные с составом и кристаллической структурой вещества и практически не зависящие от других факторов (размера зерен, их формы, пространственного распределения ферритмагнитной фазы в агрегате и т.д.). К характеристикам такого рода относятся удельная намагниченность насыщения (I_s) и температура Кюри (θ).

Магнитные характеристики второй группы зависят не только от состава и кристаллической структуры вещества, но и его текстурно-структурных особенностей. Представителями этой группы являются различные виды магнитной восприимчивости, коэрцитивная сила, коэффициент магнитной вязкости (S_v) и разрушающее поле насыщения (H_{CR}). Эти характеристики существенно зависят от размеров и формы выделений их структурной и фазовой неоднородности. Например, при наличии неоднородностей в веществе (зональность, неоднородные внутренние напряжения) магнитная вязкость вещества увеличивается, кроме того параметр магнитной вязкости S_v возрастает с увеличением степени мартитизации веществ, поэтому измерение вторичных магнитных характеристик (S_v и H_{CR}) позволяет оценить степень их окисления.

Начальная магнитная восприимчивость и ее дезаккомодация определялись на измерителе магнитной восприимчивости KLF - 4 (Чехия). Измерение χ_o и $\Delta\chi_o$ кубических монолитных образцов с ребром 1,0 см проводилось в специальном держателе, порошковых образцов - в специальной пластмассовой формочке, которые помещались в измерительную катушку, что вызывало изменение ее индуктивности.

Магнитная восприимчивость рассчитывалась по формуле:

$$\chi_o = V_c / (4\pi V) \kappa \cdot \chi_{cp} \cdot 10^{-6}, \text{ ед. СГСМ,}$$

где $V_c = 10 \text{ см}^3$ – объем эталона; V – объем образца, см^3 ; κ – коэффициент, соответствующий диапазону измерений.

Среднее значение магнитной восприимчивости определялось по формуле:

$$\chi_{o.c.p.} = (\chi_{o1} + \chi_{o2} + \chi_{o3})/3,$$

где $\chi_{o1,2,3}$ – показания прибора на табло.

Размагничивание образцов в переменном магнитном поле осуществлялось в установке РУВ-1 в магнитных полях 96,0 кА/м с частотой 50 Гц. Компенсация лабораторного магнитного поля проводилась с помощью системы колец Гельмгольца. Размагничивание проводилось с целью создания в них нулевого магнитного состояния при изучении параметров магнитной вязкости S_{vo} и дезаккомодации магнитной восприимчивости $\Delta\chi_o$.

Остаточная намагниченность образцов (I_z) измерялась на трехмагнитном астатическом магнитометре с пределами измерений от $0,5 \cdot 10^{-3}$ до 10^2 Гс. Кубический образец помещался на шине около астатической системы на определенном расстоянии, расчет остаточной намагниченности (I_z) выполнялся по формуле:

$$I_z = K/4(\alpha_1 + \alpha_2) - (\alpha_3 + \alpha_4),$$

где K – коэффициент, соответствующий значению чувствительности прибора на определенном расстоянии образца от магнитной системы; $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, \alpha_4$ – четыре положения образца по шкале прибора.

Параметры магнитной вязкости из естественного магнитного состояния (S_{ve}) (при создании вязкой намагниченности без предварительного воздействия на образец какими-либо магнитными полями) из нулевого магнитного состояния (S_{vo}) (достигается в результате размагничивания образца в переменном магнитном поле) определялись по зависимости $I_{zv} = f(\lg t)$, полученной при намагничивании образцов в специальном соленоиде в поле напряженностью 1,6 кА/м при поэтапном измерении вязкой остаточной намагниченности (I_{zv}) после выдержки образцов в этом поле определенное время.

Расчет параметров S_{ve} и S_{vo} проводился по формуле:

$$S_v = [I_z(H, t_1) - I_z(H, t_2)] / [I_z(H, t_0) \lg(t_2 / t_1)] \cdot H,$$

где $I_z(H, t_1)$ и t_1 – намагниченность и время, соответствующие началу прямолинейного участка зависимости $I_z = f(\lg t)$; $I_z(H, t_2)$ – намагниченность и время, соответствующие концу этого участка; $I_z(H, t_0)$ – намагниченность при действии поля в течение 1 сек.

Остаточная намагниченность I_z измерялась с помощью полевого измерителя остаточной намагниченности.

По кривой $I_z(H)$ определялись величины поля, в котором достигалось насыщение (H_{es}); величина намагниченности насыщения (I_{zs}), а также остаточная коэрцитивная сила (H_{cr}) (поле, сводящее в нулю I_{zs} после его выключения). Эта величина характеризует магнитную жесткость образцов.

Намагниченность насыщения I_s при комнатной температуре измерялась с помощью микровеберметра Ф-190 в постоянном магнитном поле напряженностью 230,0 кЭ. Температура Кюри определялась по температурной зависимости $I_s(T)$ на термомагнитной установке, выполненной на основе вибрационного магнитометра.

Данные измерений магнитных характеристик природных оксидов железа окисленных кварцитов КМА представлены в таблице 4, из которой видно, что образцы, содержащие в своем составе магнитоупорядоченные минералы в различных соотношениях, характеризуются различным значением магнитных характеристик.

Анализ приведенных значений показывает неоднозначность магнитных свойств исследуемых минералов и их зависимость от примеси не только реликтового магнетита, но и других минералов. Из значений таблицы 4 следует, что все природные минералы окисленных кварцитов обладают слабовыраженным ферромагнетизмом.

Таблица 4 – Магнитные характеристики фракций и железистых кварцитов

фракция	$\chi_o \cdot 10^{-8}$, ед. СИ	$\Delta\chi_{o1}/\chi_{o1}$, %	S_{vo} , кА/м	H_{es} , кА/м	H_{cR} , кА/м	I_s , кА/м	I_{es} , кА/м
магнетит (до 80%)	5933	5,5	0,14	159,2	8,7	5,16	0,31
магнетит (до 70 %)	5469	6,5	0,05	159,2	9,2	0,64	0,22
магнетит (до 65%)	4203	2,5	0,06	159,2	8,75	6,1	0,32
мартит (до 75%)	607	2,0	0,08	596,8	25,4	*	0,05
мартит (до 65%)	619	0,8	0,2	795,8	27,8	1,4	0,059
гематит (до 75%)	355	1,6	0,14	318,4	19,9	*	0,056
гематит (до 65%)	327	2,9	0,4	159,2	17,9	1,4	0,052
гетит	51	не набл.	0,11	676,4	39,8	не опр.	0,036
окисленные кварциты	917	2,4	0,3				
неокисленные кварциты	2025	2,85	0,5				

На рисунке 2 представлена сравнительная зависимость изменения дезаккомодации магнитной восприимчивости от логарифма времени для проб неокисленных и окисленных кварцитов и гематитовой фракции, где наиболее четко наблюдается ее спад для неокисленных кварцитов.

Наиболее яркими представителями оксидов железа окисленных кварцитов являются мартит и гематит. Кривые дифференциально сканирующей калометрии (ДСК) и термогравиметрии (ТГ) гематита показали, что во всех выделенных фракциях проявляется гематит $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ с температурой Кюри $675,8^\circ\text{C}$, и даже присутствие еще более высокотемпературной фазы, вероятно, железа ($\theta = 775^\circ\text{C}$), также установлено влияние магнетита с температурой Кюри 580°C (Рис. 3).

Знание магнитных характеристик природных минералов окисленных кварцитов важно при разработке техники и технологии их разделения.

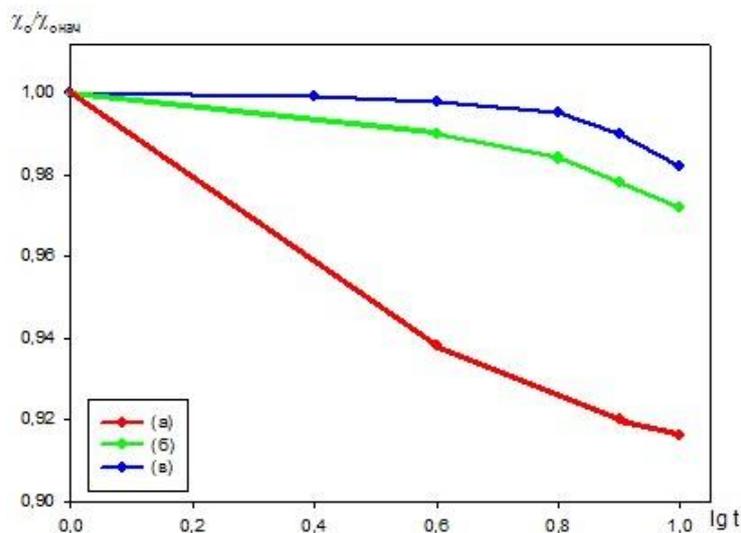


Рис. 2 – Изменение дезаккомодации магнитной восприимчивости в зависимости от логарифма времени (мин) для порошковых проб неокисленных (а) и окисленных (в) кварцитов, и гематитовой фракции (б)

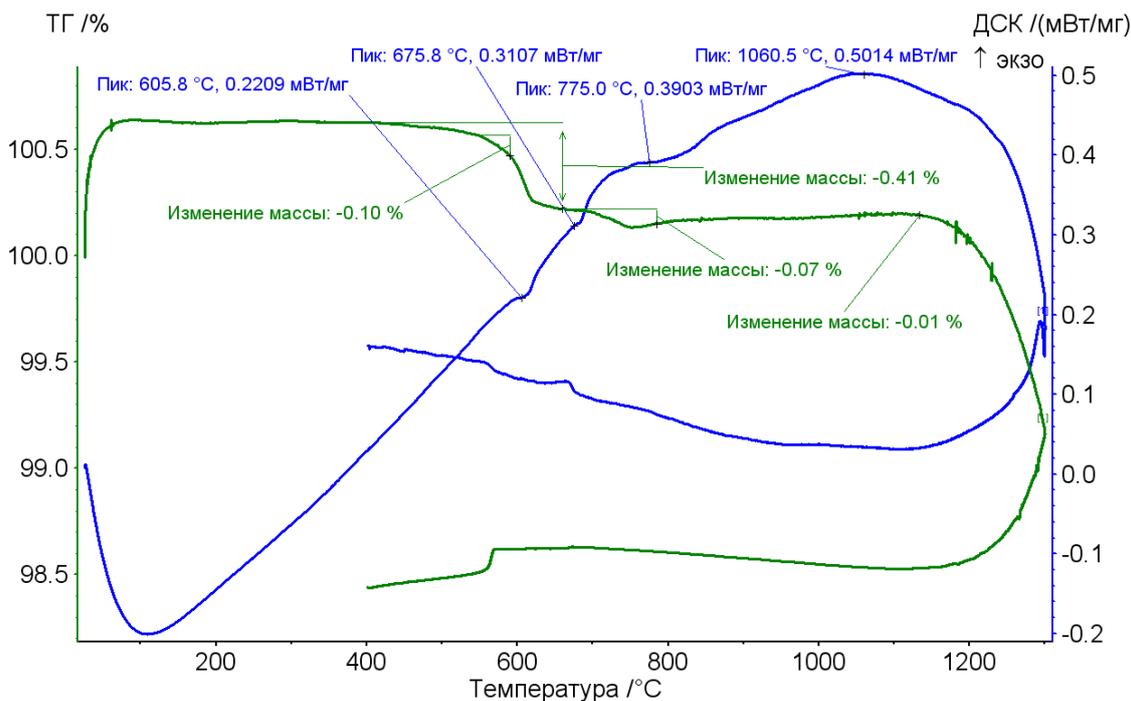


Рис. 3 – Кривые сканирующейкалометрии и термогравиметрии гематита

Список литературы

1. Гзогян Т.Н. Особенности состава и свойств окисленных кварцитов КМА как основа рациональной технологии их переработки// Сборник материалов IX Конгресса обогатителей стран СНГ, 2013.
2. Хабаров В.И., Гранкин П.И., Звегинцев А.Н., Гзогян Т.Н.Магнитные свойства искусственных железистых кварцитов и мелкодисперсных гематитов//Сб. научных трудов ИПКОН РАН, Комбинированные методы переработки руд. – М.: ИПКОН РАН, 1988.

УДК: 669; 332.02

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЕ ПОВЫШЕНИЯ СБАЛАНСИРОВАННОСТИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНО- МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КЛАСТЕРА БЕЛГОРОДСКОЙ ОБЛАСТИ

Гончаров А.И., Самарина В.П.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
goncharov242@yandex.ru, samarina_vp@mail.ru

***Аннотация.** В данной работе представлены материалы об основных производственных процессах предприятий горно-металлургического кластера Белгородской области. Обозначены основные направления повышения их сбалансированности.*

***Ключевые слова:** горно-металлургический кластер; сбалансированное развитие; эффективность производственной деятельности.*

BASIC THE DIRECTION OF AN INCREASE IN THE BALANCE OF THE PRODUCTION PROCESSES OF THE ENTERPRISES OF THE MINING AND METALLURGICAL CLUSTER OF BELGOROD REGION

Goncharov A.I., Samarina V.P.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
goncharov242@yandex.ru, samarina_vp@mail.ru

***Abstract.** Some materials about the basic production processes of the enterprises of the mining and metallurgical cluster of Belgorod region are in this work represented. The basic directions of an increase in their balance are designated.*

***Keywords:** mining and metallurgical cluster; the balanced development; the effectiveness of the production activity.*

Мировой и лучший отечественный опыт показывают, что формирование производственных кластеров является важнейшим средством достижения динамичного экономического развития региона, повышения конкурентоспособности экономики, привлечения инвестиций, внедрения инноваций [2]. В современной практике под производственными кластерами понимается группа сосредоточенных на определенной территории компаний и организаций, взаимосвязанных и/или взаимодополняющих друг друга, взаимодействие которых на основе использования специальных организационных структур, координирующих их деятельность, усиливает конкурентные преимущества отдельных компаний и группы в целом [1]. Участники кластера, как правило, связаны договорами о стратегическом партнерстве, что не исключает сохранение конкурентной среды внутри кластера [3].

Белгородская область располагает более чем 50% разведанных запасов железорудного сырья Российской Федерации, поэтому социально-экономическое развитие в настоящее время и в перспективе во многом будет определяться функционирующим горно-металлургическим кластером, на долю которого в общероссийском производстве приходится более 35% общероссийской товарной железной руды.

Горно-металлургический кластер включает добычу рудного сырья, его переработку, инфраструктурное обеспечение деятельности предприятий, подготовку специалистов для горно-металлургической промышленности, сеть научно-исследовательских институтов, обрабатывающих передовые технологии [4].

В Белгородской области существует горно-металлургический кластер, в который входят следующие предприятия:

1. АО «Оскольский электрометаллургический комбинат». Единственный российский производитель, использующий продукты прямовосстановленного железа при выплавке стали. Является российским лидером по выпуску трубной заготовки,

подшипниковой стали и высокопрочного прутка для нужд автопрома, машиностроения и метизного производства.

2. АО «Лебединский горно-обогатительный комбинат». Самое крупное в России, входящее в десятку крупнейших в мире предприятий по добыче и обогащению железной руды и производству высококачественного сырья для черной металлургии. Единственный в России производитель сырья для технологии прямого восстановления железа и выпуска его нового вида – брикетов железной руды (железо горячебрикетированное).

3. АО «Стойленский горно-обогатительный комбинат». Одно из ведущих предприятий России по объему производства сырья для черной металлургии (12 % производства по России). Основная продукция комбината – железорудный концентрат и железная агломерационная руда.

4. АО «Комбинат «КМАруда» Осуществляет подземную добычу железистых кварцитов Коробковского месторождения Курской магнитной аномалии и переработку их в железорудный концентрат.

Многообразные особенности металлургических процессов характеризуют их как сложные в структурном отношении процессы, состоящие из большого количества взаимосвязанных частичных процессов, протекающих последовательно и параллельно на ряде участков производства. В технологическом и организационном отношении производственные процессы предприятий кластера имеют общую иерархическую структуру, различными уровнями которой являются стадии процесса, ступени, операции.

Основные производственные процессы горно-металлургического кластера осуществляются в горнорудном сегменте, в который входят: горные работы, производство концентрата, окатышей, ГБЖ, а так же металлургическом сегменте, включающий в себя производство ПВЖ, стали и проката.

Продукция горно-металлургического кластера востребована на российском и мировом рынках. Российский внутренний рынок в настоящее время потребляет всего около 50% произведенного проката и имеет значительный потенциал роста при изменении сортаментной структуры, отвечающей возрастающим запросам металлопотребляющих отраслей [5; 7]. Основными потребителями металлопродукции являются машиностроение, строительный сектор, нефтяная, газовая отрасли и железнодорожный транспорт.

Перспективы развития горно-металлургического кластера области связаны, прежде всего, с модернизацией, техническим перевооружением и расширением основных предприятий: Лебединского ГОКа, который разрабатывает Лебединское и Стойло-Лебединское месторождения, Стойленского ГОКа — Стойленское месторождение, комбината КМАруда — Коробковское месторождение.

Основной стратегической задачей развития кластера является создание производств с высокой степенью добавленной стоимости, использование новейших технологий, для реализации которых необходимо выполнить следующие мероприятия:

- осуществлять дальнейшую модернизацию производства и выход на принципиально новые инновационные технологии добычи и переработки сырья;
- снижать ресурсоемкость и повышать экологичность производства;
- повышать конкурентоспособность за счет производства продукции с более высокой степенью добавленной стоимости. Главная задача – добиться не только эффективности и сбалансированности элементов производственной цепочки от сырья до конечных переделов, но и сбалансированности производственных и обеспечивающих бизнес-процессов.

Обязательным условием сбалансированного развития горно-металлургического кластера является достижение необходимого соответствия между техническим и организационным уровнем производственных процессов. Оценка данного соответствия носит проблемный характер, так как задача выражается многокритериальными стохастическими зависимостями между оценочными показателями и определяющими их факторами [6].

Основные причины недоиспользования техники, трудовых ресурсов кроются в несовершенстве организации производства, в отставании ее развития от технического базиса производства. Прогрессивные формы организации труда, производственных процессов должны обеспечивать высокую степень использования всех элементов производства. Но практика показывает, что многие производственные подразделения организованы далеко не лучшим образом.

Несмотря на достижения отечественной науки в исследовании ключевых направлений повышения сбалансированности развития предприятий горно-металлургического кластера, эти исследования ограничиваются макроэкономическим подходом, посвящены анализу тенденций, принципов организации производства. Недостаточно проводится исследований по проблемам организации производства на предприятиях горно-металлургического кластера.

Перспективы развития горно-металлургического кластера Белгородской области основываются на прогнозах аналитических компаний и Международного института чугуна и стали об увеличении спроса мировой торговли на железорудное сырье и роста производства стали в мире. Ожидается, что это благоприятно отразится на функционировании и развитии предприятий горно-металлургического кластера. Кроме того, на мировом рынке, по прогнозу, увеличивается спрос на электросталь, что также окажет позитивное влияние на деятельность горно-металлургического кластера.

Прогнозируемый высокий прирост производства горно-металлургического кластера Белгородской области будет обусловлен:

- модернизацией действующих производств и строительством новых по выпуску листового и сортового проката, в том числе и мелкосортного проката строительного назначения;

- опережением спроса на продукцию высоких переделов: листовой прокат с покрытиями для нужд автомобильной промышленности и строительства; сортовой прокат из легированных сталей для станкостроения;

- увеличением в общей структуре экспорта доли высокопеределной продукции (холоднокатаного листа, листа с покрытием, сортового проката, изготовленного по современным технологиям).

В целом, с учетом инновационного социально ориентированного варианта развития предполагается повышение конкурентоспособности металлопродукции местных производителей, что приведет в рамках страны к сокращению импорта и росту экспорта продукции с высокой добавленной стоимостью.

Результаты производственной деятельности предприятий горно-металлургического кластера, направления и методы совершенствования технологии и организации производства непосредственно связаны со структурой основных производственных процессов. Для повышения сбалансированности функционирования горно-металлургического кластера Белгородской области необходимо учесть следующие предложения.

Во-первых, необходимо фактически обеспечить и четко соблюдать норматив подготовительных запасов, с целью увеличения объема добычи сырой руды.

Во-вторых, необходима более тесная увязка между уже существующими малыми и средними предприятиями-поставщиками оборудования и комплектующих, ремонтными организациями, с одной стороны, и горнодобывающими предприятиями, с другой стороны. Также необходимо стимулировать создание малых форм предпринимательской деятельности, взаимоувязанных с горнорудными компаниями Белгородской области.

Развитие горнодобывающих предприятий и решение данных проблем будет способствовать продвижению горнорудного кластера экономики Белгородской области на качественно новый конкурентный уровень.

Список литературы

1. Адамова К.З. Кластерная политика как инструмент повышения конкурентоспособности национальной экономики // Вестник Саратовского государственного технического университета. – №38. – 2009. – С. 172-177.
2. Екимова К.В., Федина Е.В. Теоретические аспекты использования кластеров в формировании конкурентоспособной экономики // Вестник Уральского института экономики, управления и права. – №2. – 2009. – С. 48-58.
3. Захаров В.Я. Устойчивое экономическое развитие региона на основе формирования промышленных кластеров / Вестник Тамбовского Государственного университета. – Вып. 3. – 2006. – С. 388-397.
4. Рассолов В.М., Самарина В.П. Формирование инвестиционного климата крупного металлургического предприятия // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство Материалы. Одиннадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. – 2014. – С. 165-169.
5. Самарина В.П. Внешнеэкономическая деятельность России на рынке черных металлов // Экономика в промышленности. – 2012. – № 2. – С. 9-13.
6. Самарина В.П. Оценка факторов влияния на инновационную деятельность металлургического предприятия // EuropeanSocialScienceJournal. – 2013. – № 10-2 (37). – С. 405-412.
7. Скуфьина Т.П., Баранов С.В., Самарина В.П. Эконометрическая оценка развития межрегиональной дифференциации в России и прогноз влияния ВТО на динамику процесса.– Апатиты, 2015.

УДК 669.054.83

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РОСТА ЗЁРЕН ЖЕЛЕЗА ПРИ ЕГО ТВЕРДОФАЗНОМ КАРБОТЕРМИЧЕСКОМ ВОССТАНОВЛЕНИИ ИЗ КРАСНОГО ШЛАМА В СМЕСИ С СОЛЯМИ ЩЕЛОЧНЫХ МЕТАЛЛОВ

Грудинский П.И., Зиновеев Д.В., Корнеев В.П., Дюбанов В.Г.

ФГБУН Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Россия, г. Москва
GruPaul@yandex.ru, gpi_lab3@imet.ac.ru, ZinoveevIMET@yandex.ru, kornvp@imet.ac.ru, dyuba@imet.ac.ru

***Аннотация.** В работе было изучено влияние добавок солей натрия и калия на процесс роста зёрен железа при твердофазном карботермическом восстановлении красного шлама. Было установлено, что при использовании добавок сульфатов натрия и калия размер основной части зёрен железа значительно увеличился по отношению к размеру тех же частиц при восстановлении красного шлама без добавок. При добавке карбонатов щелочных металлов размер зёрен железа также увеличился, однако рост зёрен оказался не столь значительным. Результаты исследования могут быть использованы для разработки новых способов рециклинга железосодержащих отходов путём твердофазного восстановления железа и магнитной сепарации.*

***Ключевые слова:** красный шлам; карботермическое восстановление; рост зёрен железа.*

INVESTIGATION OF IRON GRAINS GROWTH PROCESS DURING CARBOTHERMIC REDUCTION OF RED MUD WITH ADDITIVES OF ALKALI METAL COMPOUNDS

Grudinsky P.I., Zinoveev D.V., Korneev V.P., Dyubanov V.G.

Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science of the Russian Academy of Sciences, Russia, Moscow
GruPaul@yandex.ru, ZinoveevIMET@yandex.ru, kornvp@imet.ac.ru, dyuba@imet.ac.ru

Annotation. The article deals with investigation of impact of sodium and potassium salts in the iron grain growth process during solid-phase carbothermic reduction of red mud. It is shown that the use of sodium and potassium sulphates significantly increases the iron grain size compared to the size of the iron grains obtained by the red mud reduction without additives. With the addition of sodium and potassium carbonates the iron grain size also rises, but the iron grain growth process is inessential. The results can be used to develop new ways of the recycling of iron-containing wastes by solid-phase reduction and magnetic separation.

Key words: red mud; carbothermic reduction; iron grain growth.

В мире накоплено уже более 3 млрд. тонн отходов производства глинозёма – красных шламов. К настоящему времени предложено большое количество методов переработки красных шламов, но внедрены лишь немногие из них. В этих отходах содержится много ценных компонентов (Fe, Al, Ti, Sc и др.), которые могут быть извлечены в товарные продукты, но больше всего в них содержится железа (до 50%).

Одним из перспективных способов переработки красных шламов является его карботермическое твердофазное восстановление с последующим отделением железа методом магнитной сепарации. Однако при реализации этого способа присутствует ряд затруднений. Главной трудностью является то, что при даже длительном восстановлении железа из красного шлама образуются слишком мелкие зерна магнитной фазы. Это не позволяет эффективно раскрыть магнитную фазу от немагнитной путём измельчения, что приводит к низким показателям дальнейшей магнитной сепарации.

В работах [1-3] было показано, что добавки соединений натрия к красному шламу приводят к ускоренному росту зерен железа в процессе его карботермического восстановления. В данной работе проведено дополнительное исследование процесса карботермического восстановления железа из красного шлама, а также оценено влияние добавок соединений натрия и калия на процесс роста его зёрен. Материалом исследования был обесщелоченный красный шлам Уральского алюминиевого завода (УАЗ).

Химический состав красного шлама представлен в таблице 1, распределение в нём железа по фазам, исследованное мессбауэровским методом, – в таблице 2.

Таблица 1 – Химический состав красного шлама, %

Элемент	Fe	Al	Ca	Si	Ti	Mg	Na	P	S	Sc	Zr
Содержание, %	25,81	6,25	17,01	4,07	2,12	0,6	0,2	0,42	0,14	0,008	0,0085

Таблица 2 – Параметры* мессбауэровского спектра красного шлама и распределение железа по фазам, %

	Is, мм/с	Qs, мм/с	H, кЭ	G, мм/с	Фазы	Распределение железа по фазам, ат. %
Секстет 1	0,374	-0,2233	504	0,4534	Fe ₂ O ₃	73
Дублет 1	0,36	0,4938	-	0,4843	γ-FeOOH	17
Дублет 2	1,1228	2,6492	-	0,3185	не определена	10

*Is – изомерный сдвиг; Qs – квадрупольное расщепление; H – магнитное поле; G – ширина линии на её полувысоте.

Как следует из таблицы 2, большая часть железа в красном шламе представлена в виде гематита, также присутствует значительное количество лепидокрокита.

Рентгенофазовый анализ показал, что кроме Fe₂O₃ и γ-FeOOH, в красном шламе также содержатся следующие фазы: Al_{3,5}Ca₃H_{9,785}O₁₂, CaCO₃, Ca(OH)₂, CaTiO₃, SiO₂.

Эксперименты по карботермическому восстановлению красного шлама были проведены в муфельной печи в интервале температур 1000-1200°C с выдержкой на воздухе в течение 2 часов. В фарфоровый тигель загружали смесь, состоящую из предварительно размолотого красного шлама в количестве 10 г и соединения щелочных металлов в количестве 1 г. В качестве добавок щелочных металлов были использованы чистые реактивы Na_2CO_3 , K_2CO_3 , Na_2SO_4 , K_2SO_4 . Избыток восстановителя (графита марки ГЛ-1) добавляли до полного заполнения тигля без перемешивания графита и смеси красного шлама с добавками. После этого тигель накрывали листом асбеста и переворачивали вверх дном так, чтобы смесь красного шлама с добавками оказалась выше восстановителя.

Степень восстановления железа в полученных образцах при 1000-1100°C без добавок была определена методом мессбауэровской спектроскопии. Результаты определения представлены в таблице 3.

Таблица 3– Распределение железа по фазам в полученных образцах без добавок в интервале температур 1000–1100°C, %

Температура, °C	Распределение атомов железа по фазам, %			
	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3/\text{Fe}_3\text{O}_4$	Fe_{1-x}O	Fe
1000	59	29	9	2
1050	16	23	9	52
1100	-	32	2	65

Как следует из таблицы 3, при 1000°C степень металлизации железа в образцах ещё незначительна, тогда как при 1050-1100°C уже более половины железа перешло в металлическую форму.

После надлежащей подготовки шлифов было проведено исследование микроструктуры восстановленного железа на оптическом микроскопе. По полученным фотографиям шлифов, выполненных в отражённом свете, был сделан расчёт размеров зерен железа с использованием программного обеспечения Image-ProPlus. В результате было определено распределение размеров зерен по фракциям в каждом образце. В качестве характеристики среднего размера зерна выбрали диаметр Фере по всем направлениям, а показателем роста зерна – относительную площадь зёрен размером более 0,04 мм ($S_{0,04}^{\text{Fe}}$). Зависимость $S_{0,04}^{\text{Fe}}$ от температуры выдержки в восстановленных образцах представлена на рисунке 1.

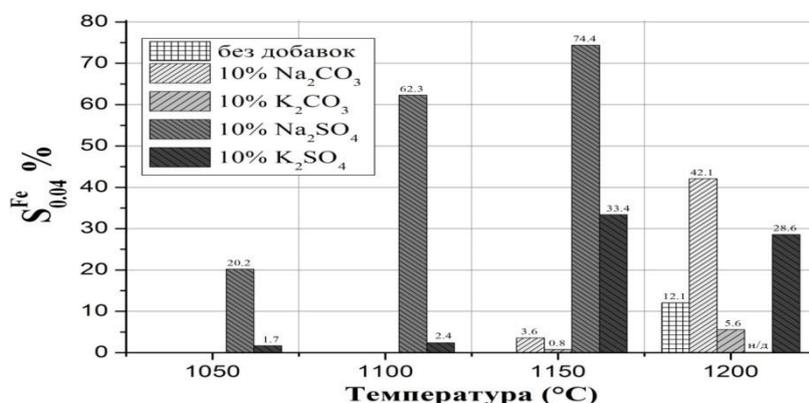
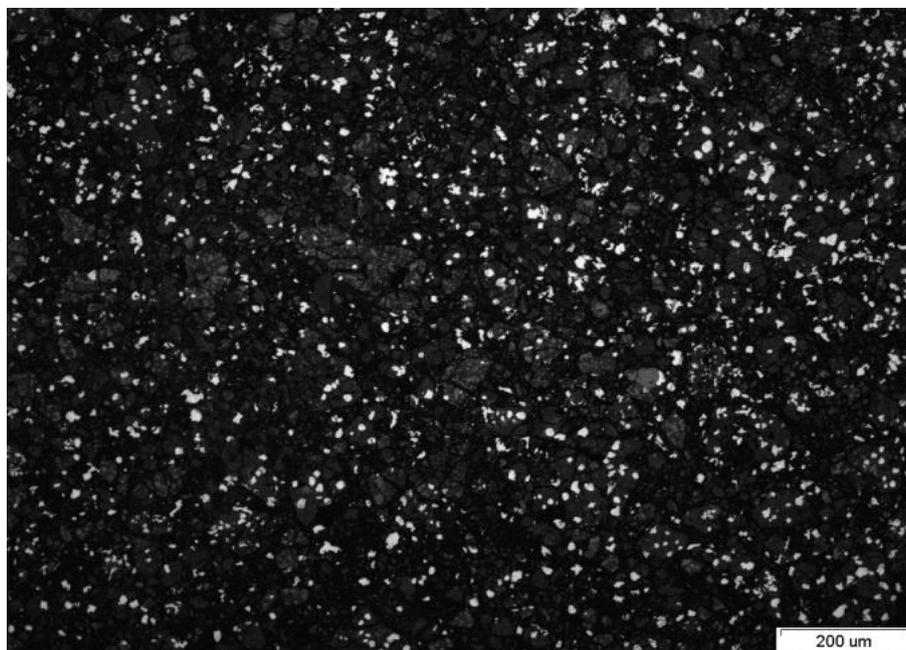
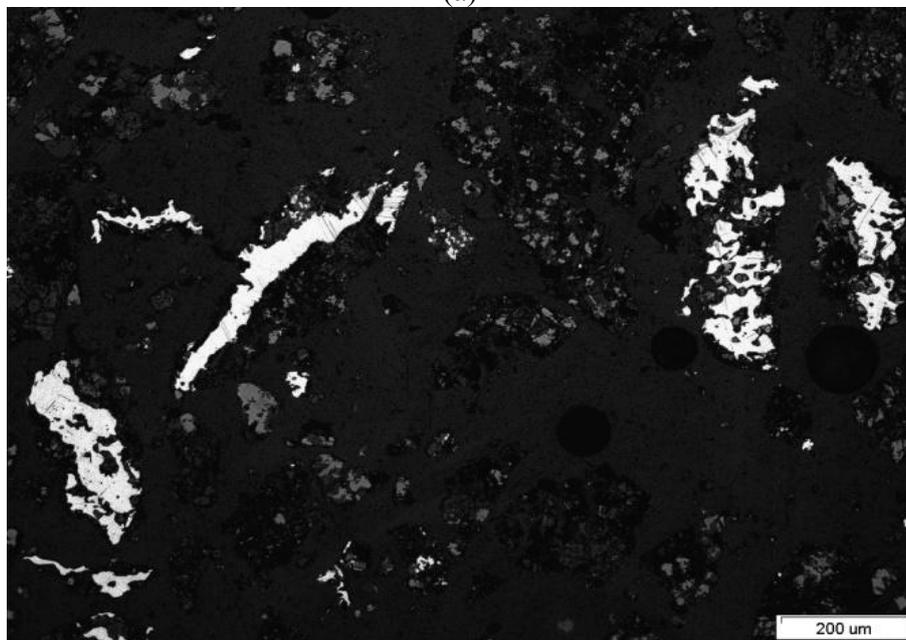


Рис. 1 – Зависимость относительной площади зёрен железа размером более 0,04 мм от температуры в образцах, полученных при восстановлении красного шлама без добавок и с добавками соединений щелочных металлов

Как следует из рисунка 1, при использовании добавок сульфатов натрия и калия размер основной части зёрен железа значительно увеличился по отношению к размеру тех же частиц при восстановлении красного шлама без добавок. При добавке карбонатов щелочных металлов размер зёрен железа также увеличился, однако рост зёрен оказался не столь значительным. В опыте при температуре 1150°C с добавкой 10% Na₂SO₄ показаны наилучшие результаты, более 74% зёрен железа имели размер более 0,04 мм. Снимки образца без добавок и с добавкой Na₂SO₄, полученных при 1150°C, представлены на рисунке 2.



(а)



(б)

Рис.2 – Снимки на оптическом микроскопе образцов после восстановления красного шлама при 1150°C (x100): (а) – без добавок; (б) – с добавкой 10% Na₂SO₄

Таким образом, данные работ [1-3] подтверждены настоящим исследованием. Явление ускоренного роста зёрен железа при карботермическом восстановлении красных шламов может быть использовано при разработке технологий их рециклинга. Увеличение размера зерен железа будет способствовать повышению эффективности их раскрытия

процессе измельчения и, следовательно, улучшению показателей дальнейшей магнитной сепарации.

Список литературы

1. Liu W.C. Application of Bayer red mud for iron recovery and building material production from aluminosilicate residues / W.C. Liu, J.K. Yang, B. Xiao // Journal of Hazardous Materials. – 2009, V. 161. – P. 474-478.
2. Chun T. J. Preparation of metallic iron powder from red mud by sodium salt roasting and magnetic separation / T. J. Chun, D. Q. Zhu, J. Pan, et al.// Canadian Metallurgical Quarterly. – 2014, V. 53, №2. – P. 183-189.
3. Li G.H. Stepwise extraction of valuable components from red mud based on reductive roasting with sodium salts / G.H. Li, M.X. Liu, M.J. Rao // Journal of Hazardous Materials. – 2014, V. 280. – P. 774-780.

УДК 621.771.016.2

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ШИРОКОПОЛОСНОЙ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СМАЗКИ*

Дема Р.Р.¹, Харченко М.В.¹, Мустафин В.А.¹, Амиров Р.Н.¹, Романенко Д.Н.², Терехин Е.П.³, Кожухов А.А.³

¹ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

²ФГБОУ ВО «Юго-Западный государственный университет», Россия, г. Курск

³Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
demarr78@mail.ru, Romanenko-kstu46@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Аннотация. Одним из рациональных путей, направленных на снижение энергосиловых параметров процесса, является использование в технологии производства горячекатаной продукции систем подачи технологической смазки (СТС). В соответствии с этим необходимо учитывать способ подачи смазочного материала (СМ), его количество, характер контакта разделяемых поверхностей и т.д. На основе разработанной модели по расчету расхода СМ для клеток чистой группы стана горячей прокатки разработан алгоритм работы СТС по назначению и корректировке расхода СМ.

Ключевые слова: горячая прокатка, смазочный материал, система подачи технологической смазки, рекомендации, автоматизированный расчет, алгоритм.

HOT ROLLING TECHNOLOGY DEVELOPMENT WITH THE USE OF THE SYSTEM LUBRICANT SUPPLY

Dema R.R.¹, Harchenko M.V.¹, Mustafin V.A.¹, Amirov R.N.¹, Romanenko D.N.², Teryekhin E.P.³, Kozhuhov A.A.³

¹Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

²Southwest State University, Russia, Kursk

³Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

demarr78@mail.ru, Romanenko-kstu46@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Abstract. One of the efficient ways to reduce energy-power parameters of the process is the use of technology in the production of hot-rolled product feed technology lubrication systems. Accordingly, it is necessary to consider a method of supplying lubricating material, its quantity,

*Работа выполнена в рамках гранта 1384ГС1/22730 Фонда Содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере (Фонд содействия инновациям).

nature shared contact surfaces, etc. Based on the model developed for the calculation of consumption of lubricant to the stands of the finishing hot rolling mill is designed lubrication systems algorithm works as intended and the adjustment of the flow of CM.

Keywords: hot rolling, the lubricant supply system, technology, lubricant recommendations, automated calculation, algorithm.

Разработка рекомендаций к технологии горячей прокатки полосы на основе методики по расчету объемно – расходных параметров эксплуатации СТС для требований действующего производства является целевым направлением в достижении высокой степени эффективности работы СТС по снижению удельных расходов энергии при горячей прокатке [1-4].

Для рекомендаций были произведены расчеты расходов СМ с помощью программного продукта [5] (блок–схема которого, приведена на рисунке 2) для всего сортамента производимой продукции на НШСГП 2000 ОАО «ММК».

Для расчета расхода СМ необходимо знать такие параметры как: марка стали, заданный профилазмер и скорость прокатки в каждой клетке.

После ввода всех обозначенных параметров программа производит расчет расхода СМ для каждой клетки. На рисунке 1 приведен пример вывода информации о количестве СМ необходимого для каждой клетки.

Учитывая, что прокатываемый сортament стана 2000 горячей прокатки достаточно широк, в таблице 2 приведены рекомендуемые значения подачи СМ в зависимости от условной классификации на группы энергоэффективности по параметру предел текучести при стандартных условиях испытаний.

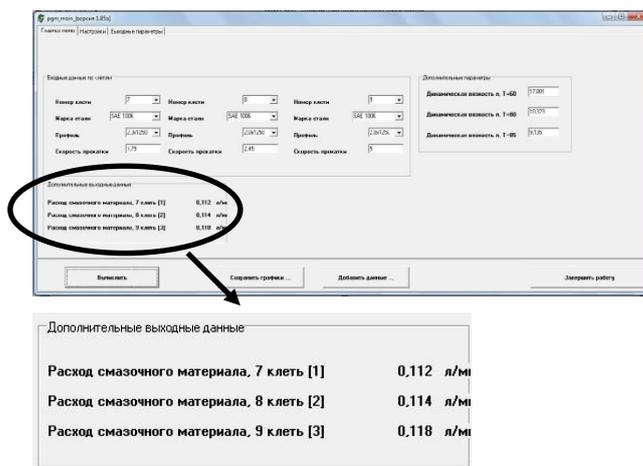


Рис. 1 – Вывод информации значений расхода СМ для выбранного подката

В качестве примера в таблице 1 приведен расчет расходов СМ для одного (типового) монтажа. Результаты, приведенные в таблице, свидетельствуют, что при назначении режимов подачи СМ $M_{дв}$ снижается в среднем на 9 %.

В таблицу 1, исходные данные о раскате для расчета расхода СМ вносились ручным способом. Данный факт неуместен в условиях промышленного производства, где при выпуске больших объемов продукции от технологического персонала требуется не только слаженность действий, но и быстрота и четкость принятия решений. Для решения данного вопроса разработан алгоритм работы СТС по корректировке и назначению расходов СМ, что позволяет системе без участия оператора и при условии ее интеграции с АСУ стана, производить автоматизированный расчет расхода СМ для каждой клетки и всего сортамента во время перестроек стана на новый профиль, если есть необходимость корректировать значения объемно-расходных параметров работы СТС, в режиме реального времени.

Полученные результаты исследований рекомендованы к использованию в условиях действующего производства на НШСГП 2000 ОАО «ММК».

Таблица 1 – Пример результатов расчета значений расхода СМ и параметра момент на валу главного привода по одному монтажу

Группа энергоэффективности МПа	Рекомендуемый и [допустимый] расход СМ на клеть (л/мин)		
	7-ая клеть	8-ая клеть	9-ая клеть
1 (<76 МПа)	0,10...[0,11]	0,15...[0,16]	0,31...[0,32]
2 (76 – 82 МПа)	0,14...[0,16]	0,13...[0,15]	0,21...[0,24]
3 (82 – 94 МПа)	0,08...[0,10]	0,10...[0,12]	0,15...[0,17]
4 (94 – 102 МПа)	0,07...[0,09]	0,11...[0,12]	0,13...[0,16]
5 (102 – 116 МПа)	0,06...[0,08]	0,09...[0,10]	0,14...[0,19]

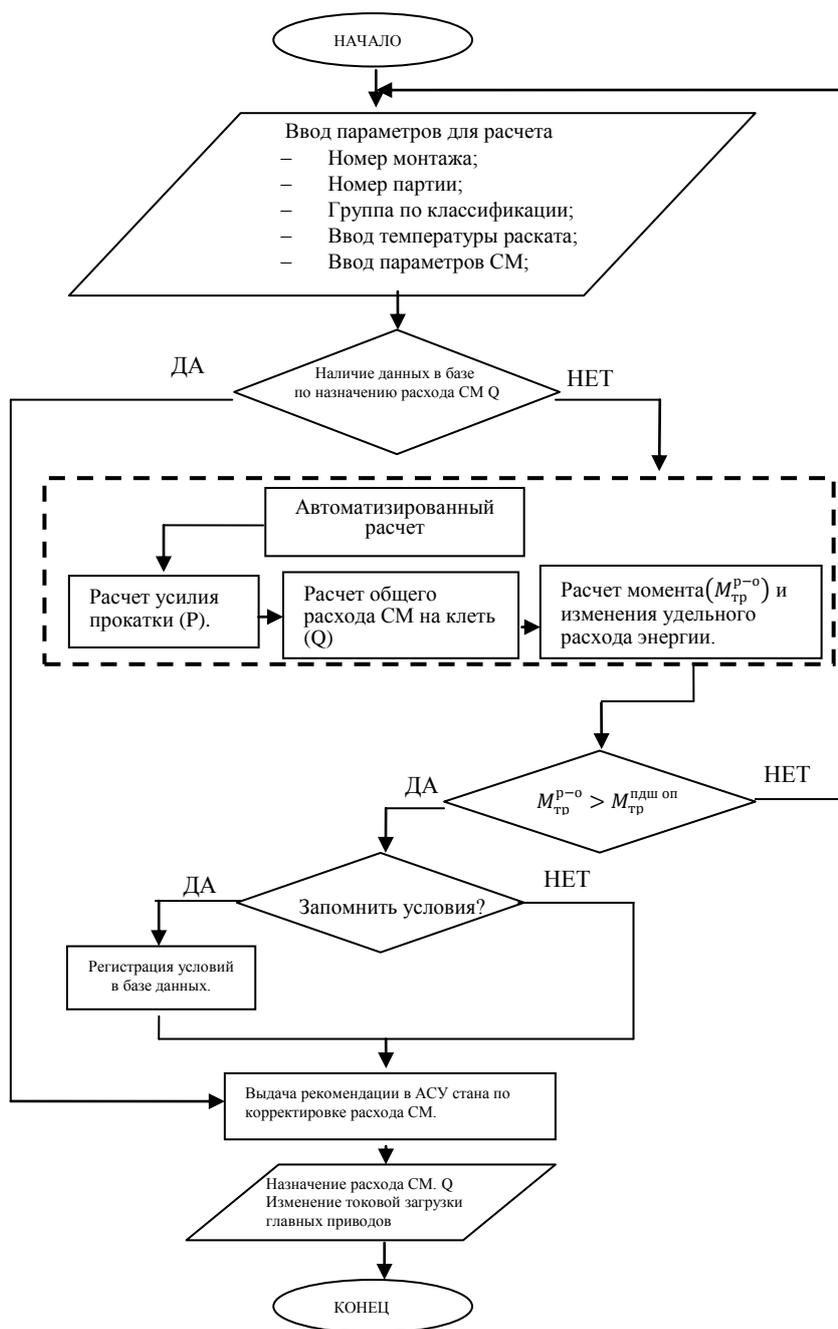


Рис. 2 – Алгоритм для расчета и поиска эффективных режимов смазывания валков

Обобщение полученных результатов исследования приведено в таблице 2.

Таблица 2 – Рекомендуемые и допустимые значения расхода СМ на клеть

Параметры подката(количество прокатанных полос 153 шт.)		Расчетные значения $M_{дв}$, (МН·м) (при постоянном расходе СМ 0,08 л/мин по технологии согласно ТИ)			Рекомендуемый расход СМ на клеть, (отклонение от ТИ, л/мин.)			Расчетные значения $M_{дв}$, (МН·м) при использовании рекомендуемых расходов СМ.		
марка (профиль, мм.)	σ_0 , МПа	клеть			клеть			клеть		
		7	8	9	7	8	9	7	8	9
SAE 1006 (2,0x1250)	76	1,35	1,06	0,63	0,11 (+0,03)	0,15 (+0,07)	0,31 (+0,23)	1,2	0,9	0,1
L245MB (8,80 x 1300)	78	0,83	0,67	0,42	0,10	0,14 (+0,06)	0,22 (+0,12)	0,68	0,52	0,18
St 37-2 (2,0 x 1000)	80,5	0,90	0,76	0,45	0,09 (+0,01)	0,15 (+0,07)	0,20 (+0,12)	0,87	0,54	0,34
20 (4,80 x 1505)	88	0,91	0,91	0,44	0,10 (+0,02)	0,09 (+0,01)	0,16 (+0,08)	0,86	0,79	0,31
09Г2Д (4,0 x 885)	92,6	0,83	0,55	0,44	0,09 (+0,01)	0,11 (+0,03)	0,15 (+0,07)	0,77	0,54	0,44
10ХСНД (8,0 x 1500)	93,3	0,86	0,76	0,53	0,10 (+0,02)	0,12 (+0,04)	0,14 (+0,06)	0,80	0,71	0,46
13Г1С-У (12,0 x 1660)	90,1 6	0,98	0,92	0,58	0,08	0,112 (+0,032)	0,15 (-0,07)	0,86	0,85	0,38
10Г2ФБЮ (10,30 x 1668)	120	1,57	1,3	0,79	0,067 (-0,013)	0,10	0,18 (+0,1)	1,1	0,98	0,44

Результаты значений расхода СМ рассчитанных с помощью программы для ЭВМ представленные в таблице позволяют сделать вывод о том, что прокатка марок стали последних групп энергоэффективности требует меньшего количества СМ и наоборот.

Список литературы

1. Харченко, М.В., Ярославцев А.В. Освоение системы и разработка режимов подачи технологической смазки системы MIDAS на опорные валки чистой группы клетей стана НШСГП «2000» г.п. // Тезисы докладов международной научно – технической конференции молодых специалистов ОАО ММК. – Магнитогорск: ОАО ММК, 2009. С. 78-79.
2. Харченко, М.В., Платов С.И., Дема Р.Р., Румянцев М.И. Эффективность процесса горячей прокатки с подачей смазочного материала между опорным и рабочим валками на непрерывном широкополосном стане горячей прокатки 2000 ОАО «ММК» // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. № 4. 2011. С. 19 – 21.
3. Харченко М.В., Дема Р.Р., Румянцев М.И. Разработка рациональных режимов подачи технологической смазки на опорные валки клетей чистой группы НШСГП 2000 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» // Производство проката. № 4. 2012. С. 19 – 22.
4. Харченко М.В., Платов С.И., Дема Р.Р., Ларкин К.Е. и др. Разработка рекомендаций по повышению энергоэффективности эксплуатации системы подачи технологической смазки при прокатке на НШСГП 2000 ОАО «ММК» // Сталь. № 2. 2012. С. 52 – 55.

5. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №2011610630 «Автоматизированный расчет расхода смазочного материала на широкополосных станах горячей прокатки». Авторы Ярославцев А.В., Платов С.И., Дёма Р.Р., Харченко М.В. и др. Правообладатель ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

УДК 621.771.06

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЛОКАЛЬНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ В ПРИКРОМОЧНОЙ ОБЛАСТИ ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС*

Дема Р.Р.¹, Харченко М.В.¹, Мустафин В.А.¹, Синицкий Е.В.¹, Чикишев Д.Н.¹, Амиров Р.Н.¹, Слепова Е.А.¹, Романенко Д.Н.², Терехин Е.П.³, Кожухов А.А.³

¹ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

² ФГБОУ ВО «Юго-Западный государственный университет», Россия, г. Курск

³ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
demarr78@mail.ru, Romanenko-kstu46@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Аннотация. На основе обширной базы экспериментальных данных чистой группы стана горячей прокатки проведен первичный обобщающий анализ прокатываемого сортамента с целью определения условий возникновения и частоты проявления отклонения от плоскостности.

Ключевые слова: горячая прокатка; разнотолщинность; математическое моделирование.

RESEARCH OF REASONS OF ORIGIN OF DEFECT LOCAL OVERFALL OF THICKNESS AT ROLLING OF HOT-ROLLED STRIPES

Dema R.R.¹, Harchenko M.V.¹, Mustafin V.A.¹, Sinitckiy E.V.¹, Chikishev D.N.¹, Amirov R.N.¹, Slepova E.A.¹, Romanenko D.N.², Teryekhin E.P.³, Kozhuhov A.A.³

¹Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

² Southwest State University, Russia, Kursk

³Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

demarr78@mail.ru, Romanenko-kstu46@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Abstract. On the basis of vast base of experimental data of clean group of figure of the hot rolling the primary summarizing analysis of the rolled assortment is conducted with the purpose of determination of terms of origin and frequency of display of deviation from flatness.

Keywords: hot rolling; gage; mathematical design.

Листовой прокат является одним из наиболее востребованных и экономичных видов металлопродукции. К качеству листового проката в последнее время предъявляются все более жесткие требования. Условно эти требования можно разделить на несколько категорий: соответствие по геометрическим параметрам, механическим свойствам, химическому составу и отделка поверхности. Эти требования связаны, прежде всего, с ресурсосбережением, оптимизацией производственных потерь на последующих переделах.

Широкополосный горячекатаный металл является основным материалом для производства готовой продукции, так и основным сырьем (подкатом) для получения холоднокатаной заготовки. Требования, предъявляемые к качеству широкополосного проката являются неотъемлемой частью технологического процесса. В работе, авторы

* Работа выполнена в рамках гранта 1384ГС1/22730 Фонда Содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере (Фонд содействия инновациям).

основное внимание уделяют вопросам формирования поперечной профиля прокатанной заготовки.

В технологию производства широкополосной горячей прокатки заложено, что формирование поперечного профиля по заданному критерию разнотолщинность, (называемую «чечевицей») формируется в последних чистовых проходах. Формируемый профиль «чечевицей» способствует центрированию раската по оси прокатной клетки и снижению нагрузки на боковые линейки [1], при этом на чистовой стадии доминирующей целью является получение требуемой толщины и поддержание высокой плоскостности, что достигается через равномерное обжатие полосы по ширине.

Оценка параметров качества горячекатаной полосы по критерию «разнотолщинность» в условиях ОАО «ММК» оценивается при помощи профиля высокоточного рентгеновского измерителя профиля фирмы «IMS Messsysteme GmbH» (Германия). Прибор оснащен 74 детекторами с отдельной обработкой сигналов и установлен за 13-й клетью стана горячей прокатки 2000 ОАО «ММК». Принцип измерений - пропускание радиометрического излучения. Коррекция расчетов контролируемых величин производится с учетом реального положения полосы в измерительном зазоре, положение контролируется лазерной системой IMS LasCon. Все сигналы обрабатываются в реальном времени.

Измеренный при помощи прибора поперечный профиль полосы позволяет вычислять численные значения «чечевицы» и «клина», «чечевица» вычисляется по определенным контрольным точкам на краях и в центре полосы; «клин» – по точкам на краях (расстояние от кромки настраивается в диапазоне 20-200 мм).

На рис. 1 представлены результаты измерений поперечного профиля прокатанной полосы номинальными размерами 2,5×1310 мм. Как видно из рисунка, поперечное сечение полосы представляет собой «чечевицу» с утолщением центральной части в пределах 1,5% от номинальной толщины и небольшими локальными отклонениями.

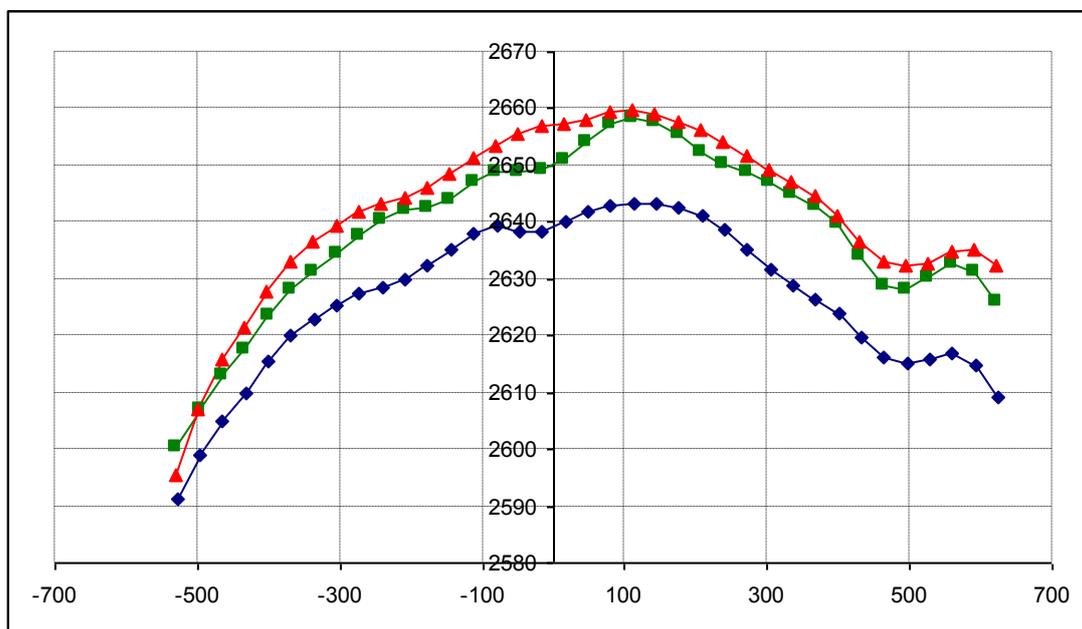


Рис. 1 – Пример измерения толщины полосы в поперечном направлении на разных расстояниях от начала полосы

Однако в настоящее время при формировании монтажных партий предпочтение отдается крупным сериям полос одной или близких ширин. Это связано с уменьшением количества перестроек стана, но чревато образованием различных прикромочных дефектов,

в частности, локальных утолщений. И носит название «бобышка» (выделено красным овалом на рис. 1).

Экспериментально определено, что интенсивность проявления дефекта напрямую связана с общим количеством прокатанных полос одной или близкой ширины [2].

Проявление данного дефекта при прокатке серии полос одной ширины размером $1,8 \times 1310$ мм через 21 и 59 км от начала монтажа, а также полосы размером $2,8 \times 1310$ мм (через 60 км) представлено соответственно на рис. 2, 3 и 4. Следует отметить, что интенсивность проявления дефекта со стороны привода или стороны перевалки носит стохастический характер и зачастую не зависит от количества километров прокатанных полос. Это можно объяснить тем, что в процессе прокатки полоса с одной стороны склонна к формированию серповидности, а с другой – к рысканию по отношению к главной оси стана [3].

Анализ литературных данных посвященной данной проблеме [2-5], а также анализ технологии и оборудования позволил сделать вывод, что основная причина образования данного дефекта - кольцевой износ валков. Исследуя факторы влияющие на образования кольцевого износа валка, на наш взгляд следует выделить следующие: абразивный износ вдоль образующей валка, который иногда называют кольцевой износ. На наш взгляд, кольцевой износ образуется в следствии наличия следующих факторов: прикормочной окалины, неравномерного охлаждения бочки валка, неравномерного охлаждения поверхности горячекатаного листа.

Однако хочется отметить, что ни один из вышеперечисленных факторов, на наш взгляд, не является значимым, а существенный вклад в образование данного дефекта вносит совместное действие различных факторов, при этом исследование по данному вопросу в настоящее время только проводится.

Подтверждение предположению образования дефекта «бобышка» служат исследования, проведенные при помощи тепловизора - прибора способного определять тепловое поле исследуемой поверхности.

На рисунке 2 приведена тепловизионная съемка прокатанной полосы, перед входом в чистовую группу клетей стана 2000 ОАО «ММК», толщина прокатываемой заготовки 60 мм.

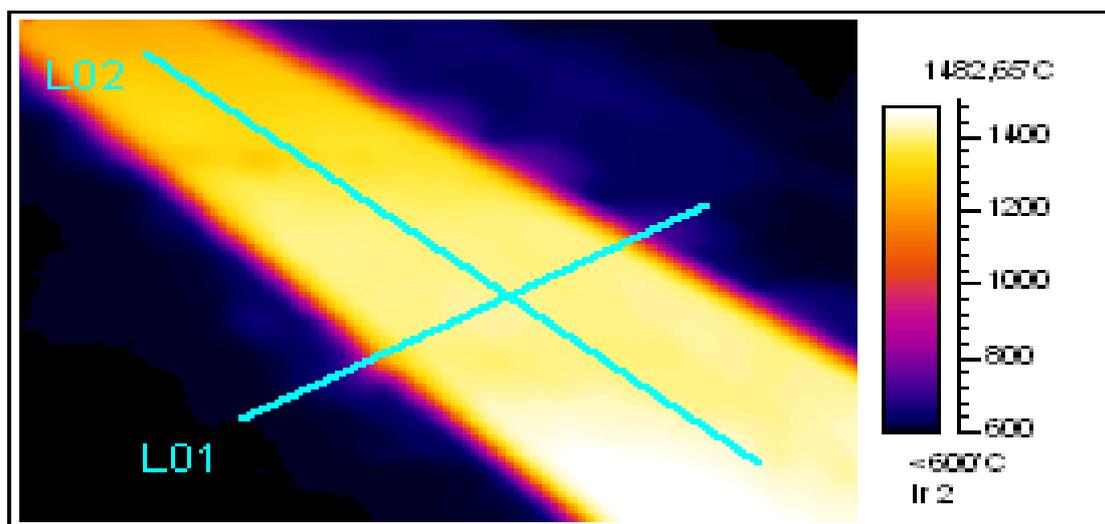


Рис. 2 – Тепловизионная съемка горячекатанной полосы

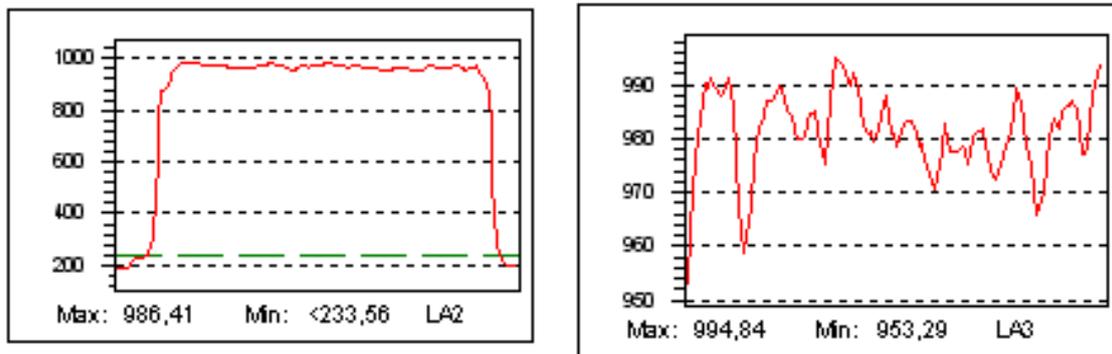


Рис. 2 – Тепловизионная съемка горячекатанной полосы

Система анализа информации тепловизора позволяет производить оценку температуры как в точке, так и распределение температуры по произвольной линии. На рисунке 2 отчетливо видно, что температура прикромочной зоны занижена.

На наш взгляд это можно объяснить более интенсивный отвод тепла и теплообмен торцевой поверхности с окружающей средой.

Наличие данных зон приводит к тому, что механические свойства полосы по ширине становятся различными, что приводит к появлению неравномерности распределения давления при прокатке и приводящие к более интенсивному и локальному износу поверхности вала, что косвенно подтверждается результатами тепловизионной съемки рабочих валков.

На рисунке 3 и 4 представлены результаты тепловизионной съемки рабочего вала, на поверхности которого отчетливо видны симметричные зоны, на которых наблюдаются падения температуры.

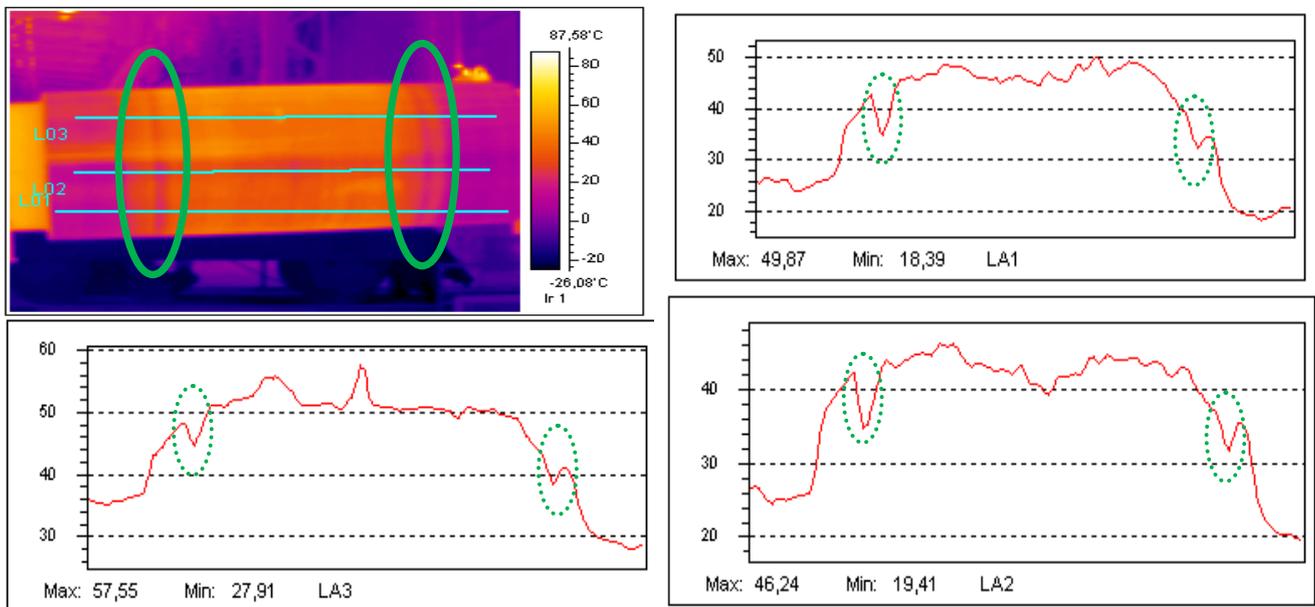


Рис. 3 – Тепловизионная картина рабочего вала с распределением температуры в выбранных направлениях

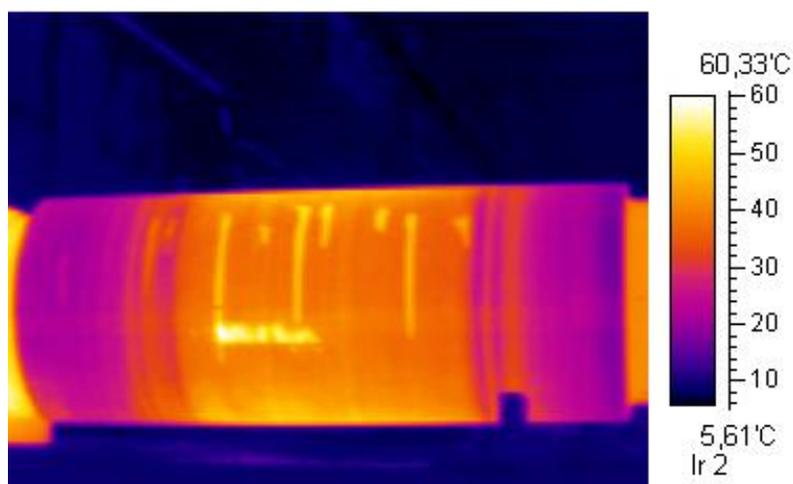


Рис. 4 – Тепловизионная картина рабочего вала

С целью устранения данного дефекта авторы предлагают ряд мероприятий которые связаны, как с технологией прокатки, так и с настройкой самого оборудования [6-11].

Так например наиболее перспективными с точки зрения технология широкополосной горячей прокатки является:

ограничение количества полос одной и близкой ширины при составлении монтажной партии;

чередование полос узкой / широкий с переходом по ширине 300-400 мм в пределах 5-8 слябов;

перераспределение обжатий в последних двух клетях с введением / выведением клетки из эксплуатации (действует два фактора – снижение величины износа, увеличение удельных контактных давлений).

С точки зрения настройки оборудования:

секционное охлаждение бочек рабочих валков (регулирование их тепловой выпуклости);

применение систем антишелушения и гидросмыва окалины.

Выводы по работе.

1. Авторами предложены технические и технологические мероприятия направленные на устранения дефекта локальной утолщение – «бобышка».

2. Разработан и численно реализован алгоритм позволяющий в режиме реального времени производить качественную оценку прокатанного листа по различным критериям характеризующих отклонения от текущего профиля.

3. Предложено использовать разработанный алгоритм как дополнение к программному обеспечению прибора «IMS Messsysteme GmbH», с возможность формирования результатов непосредственно в паспорт рулона, что позволит заказчикам при дальнейшем переделе точно знать отклонения от текущего профиля полосы, что в свою очередь снизить претензии.

Список литературы

1. Салганик В.М., Полецков П.П., Сеницкий О.В., Казаков О.В., Коломиец В.В., Сычев О.Н. Анализ технологических возможностей ШСП 2000 ОАО «ММК» по производству подката для жести двойной ширины с требуемым поперечным профилем // Сб. докл. 63-ой научно-технической конференции по итогам научно-исследовательских работ за 2003-2004 гг. / Под ред. Г.С. Гуна. Магнитогорск: МГТУ им. Г. И. Носова, 2004. С. 22-26.

2. Бельский С.М., Мухин Ю.А., Польшин А.А., Стоякин А.О. Математическая модель профиля поперечного сечения горячекатаных полос с прикромочными особенностями. Сообщение 2 // Производство проката. 2015. № 6. С. 10-13.
3. Божков А.И., Складчиков В.М., Ивлев С.Н., Дегтев С.С. Научное обоснование и создание подсистем автоматизации управления качеством продукции листопрокатных цехов предприятий черной металлургии. Сообщение 5. Подсистема управления плоскостностью тонколистового проката // Производство проката. 2015. № 6. С. 30-37.
4. Божков А.И., Складчиков В.М., Ивлиев С.Н., Дегтев С.С. Научное обоснование и создание систем автоматизации управления качеством продукции листопрокатных цехов предприятий черной металлургии. Сообщение 6. Математическое обеспечение подсистемы управления плоскостностью тонколистового проката // Производство проката. 2015. № 7. С. 35-42.
5. Дема Р.Р., Сеницкий О.В., Чикишев Д.Н. и др. Исследование процесса формирования поперечного профиля и плоскостности горячекатаных и холоднокатаных полос в условиях ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Сообщение 1. Анализ причин возникновения локальных утолщений в прикромочной области при производстве полос на ШСГП 2000 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Сообщение 1. Анализ причин возникновения локальных утолщений в прикромочной области при производстве полос на ШСГП 2000 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» // Производство проката. 2016. № 3. С. 9-14.
6. Ворожищев А.Н., Дема Р.Р. Управление температурным режимом работы валков широкополосного стана горячей прокатки // Научный альманах. 2016. № 1-1 (15). С. 399-403.
7. Платов С.И., Дема Р.Р., Харченко М.В. и др. Разработка рекомендаций по повышению энергоэффективности эксплуатации системы подачи технологической смазки при прокатке на НШСГП 2000 ОАО «ММК» // Сталь. 2012. № 2. С. 52-55.
8. Платов С.И., Дема Р.Р., Зубарева М.В. Совершенствование системы охлаждения рабочих валков черновой группы клетей стана 2000 г.п. ОАО «ММК» // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2011. № 2. С. 171-173.
9. Дубовский С.В., Платов С.И., Терентьев Д.В. и др. Способ охлаждения рабочих валков станов горячей прокатки // Патент на изобретение RUS 2457913 10.02.2011.
10. Платов С.И., Дема Р.Р., Лукьянов С.И. Разработка и внедрение технологии охлаждения прокатных валков с целью повышения их эксплуатационных характеристик на широкополосном стане 2000 ОАО «ММК» // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. № 2. С. 100-101.
11. Зубарева М.В., Дема Р.Р., Ячиков И.М. Исследование теплового состояния прокатных валков с целью улучшения температурных условий их эксплуатации // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2010. Т. 1. № 1. С. 312-315.

КАДРОВЫЙ РЕЗЕРВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ БЕЛГОРОДСКОЙ ОБЛАСТИ: АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ, НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ, АКТИВИЗАЦИЯ ПОТЕНЦИАЛА ВУЗОВ В ПРОЦЕССЕ УПРАВЛЕНИЯ ПЕРСОНАЛОМ КОМПАНИИ

Ермолаев Д.В.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

***Аннотация.** Статья посвящена выявлению проблем формирования кадрового резерва на горнодобывающих предприятиях Белгородской области, а также расширению участия специализированных вузов в формировании кадрового резерва на горнодобывающих предприятиях региона.*

***Ключевые слова:** кадровый резерв; кадровый потенциал; горнорудные предприятия; профильные вузы; кадровый менеджмент.*

STAFF RESERVE MINING ENTERPRISES IN THE BELGOROD REGION: ANALYSIS OF THE STATE, THE DIRECTION OF IMPROVING THE EFFICIENCY, THE ACTIVATION POTENTIAL OF UNIVERSITIES IN THE PROCESS OF PERSONNEL MANAGEMENT COMPANIES

Ermolaev D.V.

Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Sary Oskol

***Abstract.** The article deals with the identification of problems of formation of personnel reserve on the mining enterprises of the Belgorod region, as well as increasing the participation of specialized high schools in the formation of personnel reserve on mining enterprises of region.*

***Keywords:** staff reserve; human resources; mining companies; specialized high schools; human resources management*

Потребность в расширении взаимодействия профильных вузов и предприятий на данном направлении кадрового менеджмента ощущается довольно остро. Кроме того, эта выгода взаимная: предприятие получает со стороны вуза технологии и методики профессионального отбора, вуз – дополнительные финансовые источники от предприятий.

Одним из направлений оптимизации управления трудовым потенциалом горнорудной компании является оптимальная по численности, профессионально-квалификационная структура работников. В этом плане существенную роль может сыграть эффективно сформированный кадровый резерв на предприятиях черной металлургии.

Проблемы взаимодействия вузов и предприятий по формированию кадрового резерва горнорудных предприятий до настоящего времени фактически не получили ни теоретического осмысления, ни практической реализации. В проведенном исследовании впервые проведен анализ механизмов формирования кадрового резерва на предприятиях черной металлургии Белгородской области, выявлены проблемы при его проведении, предложены механизмы его оптимизации.

Анализ документации кадровых служб горно-обогачительных комбинатов Белгородской области за 2007-2012 гг. позволил определить те должности, по которым происходило наиболее активное выбытие работников (Табл. 1).

Таблица 1 – Должности, по которым происходило наиболее активное увольнение с горно-обогатительных комбинатов Белгородской области

№ п/п	Предприятие	Должность на момент увольнения
1.	АО ЛГОК	Дорожно-путевой рабочий Газоэлектросварщик Электрослесарь Слесарь-ремонтник Токарь Электромонтер-релейщик Слесарь КИП Монтажник по монтажу стальных и ж/б конструкций Мастер-взрывник
2.	ОАО СГОК	Горный рабочий на маркшейдерских работах Машинист крана Слесарь-ремонтник Токарь Электромонтер-релейщик Слесарь КИП Участковый маркшейдер
3.	ОАО «Комбинат КМАруда»	Электрослесарь дежурный и по ремонту оборудования Машинист электровоза Старший мастер Проходчик Плотник Горный мастер (подземного участка) Электросварщик (горная поверхность) Кузнец на молотах и прессах

Опрошенные нами эксперты в своих ответах на вопрос, по поводу того, в каких специалистах в ближайшие 3-5 лет наиболее остро будут нуждаться железорудные предприятия также указали рабочих занятых на подземных работах (71% от опрошенных), занятых в обогатительном цикле производства (63%), занятых непосредственно в карьерах (56%).

Как показал анализ статистических показателей кадровых служб горнорудных компаний региона, в наибольших масштабах текучесть кадров происходит среди промышленно-производственного персонала. В этой связи принципиально важным является выявление причин текучести кадров.

Остановимся подробнее на анализе основных причин текучести кадров на исследуемых предприятиях региона. В следующей таблице представлена информация о распределении ответов рабочих и РСС (экспертов) горно-обогатительных комбинатов по данной проблеме (Табл. 2).

Таблица 2 – Распределение ответов на вопрос «Укажите основные причины текучести кадров на вашем предприятии?»

№ п/п	Причина	Рабочие (N=150)		ИТР (N=50)	
		Кол-во баллов	% поставивших наибольший балл от общего количества	Кол-во баллов	% поставивших наибольший балл от общего количества
1	Напряженная работа	252	20,0	75	41,2
2	Плохие условия труда	344	46,6	67	38,0
3	Неудовлетворенность размерами заработной платы	302	40,0	53	29,1
4	Плохие отношения с непосредственным руководством	271	27,7	36	18,9
5	Конфликты с коллегами на производстве	235	31,3	47	25,5
6	Отсутствие перспектив карьерного роста	75	5,3	16	5
7	Иное (укажите)	8	3,3	-	-

По мнению рабочих, наиболее существенными причинами, которые способствуют принятию решения об увольнении с предприятия, оказываются следующие:

- 1) плохие условия труда;
- 2) неудовлетворенность размерами заработной платы;
- 3) плохие отношения с непосредственным руководством;
- 4) напряженная работа;
- 5) конфликты с коллегами на производстве;
- 6) Отсутствие перспектив карьерного роста.

Опрошенные эксперты выстроили следующую градацию основных причин текучести кадров:

- 1) напряженная работа;
- 2) плохие условия труда;
- 3) неудовлетворенность размерами заработной платы;
- 4) конфликты с коллегами на производстве;
- 5) плохие отношения с непосредственным руководством;
- 6) отсутствие перспектив карьерного роста.

Распределение ответов среди рабочих и ИТР свидетельствует о том, что и одна и вторая группа наибольший приоритет среди причин текучести кадров отдает производственным и материальным факторам. Затем следует блок, который можно условно назвать «социально-психологический», характеризующий особенности протекания межличностных отношений в плоскостях: работник-работники, подчиненный-руководитель. Отсутствие карьерного роста явно недооценивается как одна из причин принятия решения об увольнении с предприятия, особенно молодых кадров, явно недооценивается ни рабочими, ни РСС.

Данный аспект косвенно свидетельствует об определенных проблемах с организацией системы непрерывного карьерного роста, которые существуют на горнорудных предприятиях региона.

Опыт успешно функционирующих как российских, так и зарубежных компаний свидетельствует о том, что в них значительное внимание изначально уделялось проблемам подготовки кадрового резерва.

Опрос, проведенный среди экспертов горнорудных предприятий Белгородской области, на предмет работы с кадровым резервом на их предприятиях, позволил выявить следующую картину (Рис. 1).

В состав экспертов были включены руководители подразделений горнодобывающих предприятий Белгородской области (руководители управлений и отделов, начальники цехов, смен, специалисты кадровых служб, руководители учебно-производственных комбинатов).

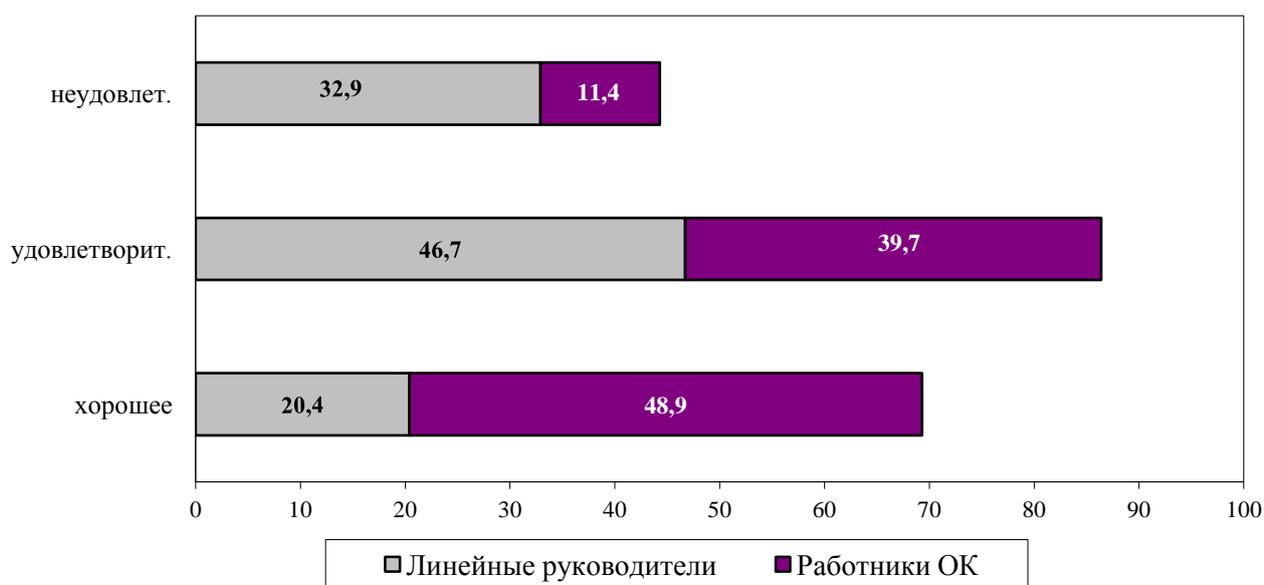


Рис. 1 – Распределение ответов экспертов на вопрос «Как вы оцениваете состояние работы с кадровым резервом на вашем предприятии?»

Примечательно, что линейные руководители в большинстве своем невысоко оценили состояние работы с кадровым резервом на их предприятиях. Специалисты кадровых служб и руководители учебно-производственных комбинатов оценили состояние работы с кадровым резервом более высоко. При этом нужно иметь в виду всю условность и аморфность оценки «удовлетворительно».

Проведенное исследование управления трудовым потенциалом горнорудных предприятий Белгородской области не оставляет сомнений в том, что одним из приоритетных направлений оптимизации использования их трудового потенциала может выступать целенаправленная и системная работа по формированию кадрового резерва.

Под кадровым резервом следует понимать группу наиболее компетентных работников, обладающих способностью к управленческой деятельности, прошедших конкурсные испытания и специально отобранных для подготовки, ориентированной на получение знаний и навыков, необходимых для эффективной работы в перспективных должностях.

В данном контексте целью работы с кадровым резервом является своевременное замещение должностных позиций штатного расписания наиболее квалифицированными, подготовленными и перспективными сотрудниками, а также планирование деловой карьеры и профессионального продвижения персонала.

Основными задачами работы с кадровым резервом должны выступать:

- 1) обеспечение преемственности управления;

2) обеспечение готовности работников, состоящих в кадровом резерве к назначению на перспективные должности руководителей и специалистов.

Фундаментальными принципами работы с кадровым резервом на горнорудных предприятиях должны быть:

- 1) актуальность и оптимальность состава кадрового резерва;
- 2) соответствие кадрового резерва установленным требованиям;
- 3) добровольность участия в кадровом резерве;
- 4) объективность оценки работников;
- 5) ответственность руководителей компании за организацию работы с кадровым резервом и его профессиональную подготовку.

Организационно-методическое руководство работой с кадровым резервом горнорудных предприятий целесообразно осуществлять отделам кадров под руководством директоров по кадрам и социальным вопросам.

Предлагается следующий механизм по определению должностной структуры и численности резерва кадров.

Каждая должность, находящаяся в штатном расписании структурного подразделения, на которую формируется кадровый резерв, должна быть отнесена к одному из шести уровней управленческих должностей (Табл. 3).

Таблица 3 – Уровни должностей для горнорудных предприятий Белгородской области

Код уровня	Наименование должности
01	Генеральный директор, заместитель директора – главный инженер, главный бухгалтер, директора по направлениям деятельности
02	Начальник структурного подразделения, главный специалист, заместитель главного инженера, пресс-секретарь
03	Заместитель (помощник) директора по виду деятельности, заместитель главного специалиста, начальник отдела исполнительной дирекции, заместитель начальника отдела исполнительной дирекции
04	Заместитель начальника, главный инженер, заместитель главного инженера и главный специалист структурного подразделения (цеха)
05	Начальник участка в составе структурного подразделения, начальник отдела в составе структурного подразделения, старший мастер, механик цеха, участка, электрик цеха, участка, энергетик цеха, участка, начальник службы, лаборатории, начальник гаража, автоколонны
06	Начальник отделения, начальник смены, мастер, сменный мастер, мастер участка, начальник бюро, группы, сектора

Кадровый резерв на горнорудных предприятиях Белгородской области целесообразно формировать на все должности руководителей и ряд должностей специалистов, не имеющих подчиненного персонала. Каждая должность, имеющаяся в штатном расписании структурного подразделения, на которую осуществляется подбор кадрового резерва, должна быть также отнесена к одной из 15 функциональных групп (Табл. 4).

Для каждой должности руководителей и специалистов, требующей наличия кадрового резерва, обеспечивается ни менее чем один работник, полностью удовлетворяющий требованиям, предъявляемым к участникам кадрового резерва. Максимально допустимое одновременное количество участников кадрового резерва на одну должность зависит от уровня должности.

Порядок формирования состава кадрового резерва может быть предложен следующий. Зачисление в состав кадрового резерва должна происходить ежегодно на заседании комиссии по работе с кадровым резервом.

На заседании комиссии рассматриваются кандидаты для включения в кадровый резерв на основании подготовленных специалистами кадровой службы списков работников подразделений, имеющих потенциал для зачисления в кадровый резерв (соответствующих установленным требованиям к участникам кадрового резерва). Списки составляются по ходатайству линейных руководителей, на должности которых формируется резерв.

Таблица 4 – Функциональные группы должностей (профессий) для горнорудных предприятий Белгородской области

Код группы	Функциональная область деятельности персонала, распределенная по типам производства и видам деятельности
1	Технологический персонал
2	Персонал, занятый ремонтом механического, подъемно-транспортного, гидравлического оборудования
3	Персонал, занятый ремонтом, обслуживанием и эксплуатацией электрического (в т.ч. слаботочного оборудования)
4	Персонал, занятый ремонтом, обслуживанием и эксплуатацией энергетического оборудования
5	Персонал, занятый разработкой информационных систем, систем управления (измерения и контроля), ремонтом и обслуживанием АСУ ТП, АСУП, КИПиА, средств вычислительной техники и др. работами в сфере информационных технологий
6	Персонал, занятый проектированием, строительством, ремонтом и содержанием зданий (в т.ч. сооружений железнодорожного хозяйства)
7	Персонал, занятый разработкой и совершенствованием технологических процессов и оборудования
8	Персонал, занятый транспортными работами, перевозками сырья, материалов и готовой продукции
9	Персонал, занятый управлением основными процессами (производство, технология и качество, сбыт продукции и закупки сырья, материалов, оборудования)
10	Общекорбинатский и общепроизводственный персонал, занятый управлением персоналом и общими вопросами
11	Общекорбинатский и общепроизводственный персонал, занятый в сфере экономики, финансов и учета
12	Общекорбинатский и общепроизводственный персонал, занятый в сфере правовых вопросов, недвижимости и ценных бумаг
13	Общекорбинатский и общепроизводственный персонал, занятый в сфере контроля, безопасности, аудита, экологии и охраны труда
14	Вспомогательный персонал
15	Прочий персонал

Обязательным мероприятием при подготовке кадрового резерва является стажировка в перспективной должности. Основой стажировки является обязательное выполнение функций руководителя или специалиста по разработанной программе стажировки.

Ответственность за организацию и контроль по формированию, подготовке и продвижению кадрового резерва горнорудной компании целесообразно возложить на директора по кадрам и социальным вопросам.

Основные результаты, изложенные в данной статье, могут быть использованы сотрудниками кадровых служб горнорудных предприятий, специалистами по управлению персоналом в конкретных подразделениях компаний при проведении процедур формирования кадрового потенциала. Также материалы могут быть использованы в учебном процессе вузов, готовящих специалистов для предприятий черной металлургии.

Список литературы

1. Ермолаев Д. В. Кадровый резерв компании: потенциал вузов и HR-менеджмент (на примере железорудных предприятий КМА) // Известия МГТУ. 2013. №4 (18).

УДК 622.235:622.34

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ

Ернеев Р.Ю.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

Аннотация: на основе научных исследований разработаны рекомендации по повышению эффективности выполнения буровзрывных работ на руднике.

Ключевые слова: руда; отбойка; скважина; негабарит; дробление руды.

IMPROVEMENT OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS AT THE MINE

Erneeov Raif

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

Annotation: on the basis of scientific researches worked out to recommendation on the increase of efficiency of implementation of drillings and blasting on a mine at the mine.

Keywords: ore; blasting; bore; gauge; crushing of ore.

В последние годы, в условиях экономической нестабильности, особую актуальность приобрели ресурсо- и энергосберегающие технологии в промышленности, в том числе и горнодобывающей. Необходимо отметить, что совершенствование технологии и техники буровзрывных работ является актуальной задачей для ученых-горняков.

Анализ затрат труда на очистную выемку показывает, что в зависимости от применяемых систем разработки, горно-геологических и горнотехнических условий доля затрат труда составляет: на отбойку 30-60%, выпуск и вторичное дробление 30-45% от расходов по всему комплексу очистной выемки [1, 2].

С совершенствованием технологии производства буровзрывных работ общие затраты уменьшаются, а относительный вес отбойки и выпуска руды постоянно возрастает.

Трудоемкость выпуска всецело зависит от качества отбойки, применяемого доставочного оборудования, параметров выпускных окон и размеров кондиционного куска.

При отбойке руд, коэффициент крепости которых $f = 14 \div 18$, выход руды с 1 м скважин (диаметр 100 мм) колеблется от 3,2 до 16 м³, а выход негабарита – в пределах 2-30%. Коэффициент сближения заряда m изменяется в пределах от 0,5-0,5 до 1,3-3,3 [2, 3].

Для различных типов железистых кварцитов угол раствора воронки взрыва 2α при равных значениях линии наименьшего сопротивления (ЛНС) изменяется в значительных пределах

- при слоистости, параллельной ЛНС – $2\alpha = 70 \div 76^\circ$;
- при слоистости, перпендикулярной ЛНС – $2\alpha = 95 \div 110^\circ$.

Это обусловлено структурной прочностной анизотропией кварцитов (временное сопротивление одноосному сжатию при направлении действующих сил перпендикулярно слоистости в 1,05-1,3 раза больше, чем при направлении их вдоль слоистости).

С учетом результатов исследований Г.И. Покровского, Ф.А. Баума, А.Н. Ханукаева и других авторов полученные данные позволяют объяснить механизм разрушения взрываемого массива, нарушенного естественной трещиноватостью [4,5].

Железистые кварциты разрушаются как под действием волн сжатия и отражения, так и под действием давления газов взрыва. Разрушение массива начинается и распространяется

от заряда в окружающую породу под действием волн сжатия и давления газообразных продуктов взрыва и от поверхности вглубь под действием отраженных волн.

Несмотря на то, что отражение в массиве, создаваемые отраженной волной (растяжения), по абсолютным величинам меньше напряжений волны сжатия, отраженная волна производит большие разрушения, так как сопротивление всех горных пород сжатию значительно больше сопротивления растяжению.

Трещины, вызываемые волной сжатия, распространяются радиально от заряда к обнаженной поверхности, а трещины, вызванные отраженной волной (растяжения), направлены перпендикулярно к линии ее распространения. Указанное положение хорошо согласуется с данными по отбойке скважинными зарядами массива железистых кварцитов с вертикальной слоистостью, ориентированной перпендикулярно ЛНС, где наблюдается выход негабарита плитообразной формы.

При отбойке массива, нарушенного естественными трещинами (слоистостью), наиболее быстрое распространение трещин происходит в направлении меньшего сопротивления разрушению, т.е. по напластованию железистых кварцитов.

При направлении слоистости перпендикулярно ЛНС образуемые волной сжатия трещины соединяют зарядные камеры между собой по линии расположения скважин. Отраженная волна образует дополнительные радиальные трещины, и расширяющиеся газы взрыва отбрасывают отбиваемый объем. Чем меньше расстояние между слоями, тем лучше качество дробления. Объем разрушения больше при отбойке перпендикулярно слоистости, так как угол раствора воронки взрыва больше.

При направлении слоистости параллельно ЛНС действие взрыва как бы ограничено плоскостями слоистости. Образованные волной сжатия трещины распространяются быстрее в сторону обнаженной поверхности, чем по линии расположения скважин (ряда). Объем разрушения меньше, так как угол раствора воронки меньше и, следовательно, удельный расход ВВ на отбойку всегда больше. В данном случае качество дробления массива лучше в результате действия отраженной волны, образующей радиальные трещины в меньшем объеме.

Правильный выбор схем короткозамедленного взрывания существенно влияет на качество дробления горной массы и устойчивость массива при отбойке. Следует отметить, что качество дробления при увеличении числа свободных поверхностей ухудшается. С улучшением условий работы зарядов за счет изменения числа обнажений с 1 до 3 увеличивается скорость процесса разрушения в 1,5-2 раза.

В исследованиях А.Н. Ханукаева, М.Ф. Друкованного, Е.Г. Баранова, В.Н. Мосицина, Л. Хана и В. Кристмана эффективность короткозамедленного взрывания объясняется влиянием дополнительных обнаженных поверхностей в виде микротрещин, образующихся в процессе распространения ударной волны во взрываемом массиве и соударения кусков породы, отбитой зарядами различных ступеней замедления [5,6].

Степень дробления при короткозамедленном взрывании зависит от: длительности нахождения массива в напряженном состоянии; коэффициента сближения зарядов; соударения взорванных объемов; образования дополнительных обнаженных плоскостей и числа обрушений.

Предлагаемый вариант буровзрывных работ

Высокая прочность и абразивность железистых кварцитов вызывают большие затраты на БВР и требуют постоянных поисков новых способов, которые могли бы поднять эффективность отбойки руды скважинными зарядами ВВ. При длительном использовании действующего варианта был выявлен ряд недостатков, таких как: высокий объем бурения скважин, повышенный выход негабарита, значительный расход ВВ. Для их устранения и улучшения отдельных показателей предлагается следующий вариант. В нем предлагается изменить существующие схемы нарезки бурового горизонта и расположение нисходящих скважин, для чего необходимо:

- проходку выработок бурового горизонта и формирование целиков между буровыми штреками производить так, чтобы обеспечить поддержание кровли в безопасном состоянии и расположение нисходящих скважин в шахматном порядке;
- сохранить действующий порядок нарезки выработок камеры, в которых будет проходить отрезная щель и порядок разбуривания отрезной щели;
- разбуривание массива руды ниже гор. -71м в камерах производить только вертикальными скважинами. Скважины по периметру камеры бурить через 2,7-2,8 м по длинной, и через 4-4,1 м по короткой сторонам. Расположение взрывных скважин на прилегающих к отрезной щели уступах и на последующих уступах производить по схеме прямой квадратный конверт (L стороны 5,6 м) для руд средней крепости и косой конверт (L стороны 4 м) для крепких таким образом, чтобы обеспечивалось их шахматное расположение, а линия наименьшего сопротивления составляла 2,7-2,8 м;
- по центру последней буровой заходки бурить 4-5 дополнительных скважин для повышения надежности образования проектного контура наклонного днища камеры.

Чистое время механизированного заряжания всех скважин камеры 6 часов.

Внедрение рекомендуемого варианта позволит:

- сократить объемы бурения скважин с 16 тыс. п. м до 11400 п.м.;
- снизить потребление ВВ с 107293,6 кг. до 94634,4 кг на отбойку скважин в одной камере;
- увеличить выход отбитой руды с 1 п. м скважин с 27 т до 37 т;
- снизить потребление электроэнергии на бурение скважин с 378560 кВт до 276640 кВт в год;
- сократить количество станков НКР -100 для обуривания скважин в камерах с 26 до 19 штук;
- равномерно распределять заряды во взрываемом массиве и снизить ЛНС с 3,2 до 2,7 м, увеличить зоны регулируемого дробления и облегчить работу зарядов ВВ.

Кроме того, отказ от бурения вееров снижает количество брака бурения скважин. Все это приведет к снижению выхода негабарита, а значит к снижению затрат на вторичное дробление. Результаты расчетов показали, что использование рекомендуемого способа буровзрывных работ на шахте им. Губкина ОАО «Комбинат КМАруда» позволит получить годовой экономический эффект более 15млн. руб.

Список литературы

1. Именитов В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений: учебник для вузов / В.Р. Именитов. М.: Изд-во МГГУ, 2000. – 389 с.
2. Пучков Л.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов / Л.А. Пучков, Ю.А. Жежелевский. – М.: Изд-во МГГУ, изд-во «Мир горной книги», «Горная книга», – 2008. – Том 1. – 562 с.
3. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений: учебник для вузов / Г.Г. Ломоносов – М.: Изд-во МГГУ, изд-во «Мир горной книги», «Горная книга», – 2011. – 562 с.
4. Ернеев Р.Ю. Подземные горные работы. Учебное пособие. – М.: Издательство МГОУ – 2010.- 304 с.
5. Матвейчук В.В. Взрывные работы: Учебное пособие. / Матвейчук В.В., Чурсалов В.П. М.: Академический проект, 2002.
6. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. / Баранов А.О.– М.: Недра, 1985.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ МАРОК СТАЛЕЙ ПРИМЕНЯЕМЫХ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИНСТРУМЕНТА ПОСЛЕ ОБРАБОТКИ ИХ УГЛЕВОДОРОДНОЙ ПЛАЗМОЙ*

Железков О.С.¹, Дема Р.Р.¹, Харченко М.В.¹, Нефедьев С.П.¹,
Романенко Е.Ф.², Климов В.Н.³, Кожухов А.А.³

¹ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

²Старооскольский филиал ФГБОУ ВО «Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе», Россия, г. Старый Оскол

³Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
demarr78@mail.ru, balefed@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Аннотация. В настоящее время одним из наиболее распространенных и эффективных способов в достижении надежности и долговечности контактирующих деталей машин и механизмов является применение защитных покрытий, а также подача в зону контакта смазочного материала (далее по тексту СМ). Особенный интерес представляет взаимодействие двух упругих тел, работающих при высоких нормальных и касательных контактных напряжениях с учетом присутствия в контакте СМ, моделирующие взаимодействие рабочего инструмента и заготовки. Поэтому лабораторные исследования, позволяющие наиболее точно изучить влияние СМ на изменение параметров контактного взаимодействия во фрикционном контакте.

Ключевые слова: смазочный материал; трение; износ.

MODELING FRICTIONAL CONTACT PAIR WORKER BACKUP ROLL AND ON THE CHANGE OF THE MOMENT OF FRICTION AND WEAR STUDY OF MODE LUBRICATION

Zhelezkov O.S.¹, Dema R.R.¹, Harchenko M.V.¹, Nefed'ev S.P.¹,
Romanenko Y.F.², Klimov V.N.³, Kozhuhov A.A.³

¹Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

²Stary Oskol branch of Russian State Geological University n.a. Sergo Ordzhonikidze, Russia, Stary Oskol

³Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol
demarr78@mail.ru, balefed@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Abstract. Currently, one of the most common and most effective ways to achieve the reliability and wear resistance of the contacting parts of machines and mechanisms is to apply the lubricant. Of particular interest is the interaction between two elastic bodies operating at high normal and tangential contact stresses in view of the presence of lubricant in contact. Therefore, laboratory studies, the most accurate method study the effect of feeding the lubricant materials to change the mode of contact interaction parameters in frictional contact are relevant.

Keywords: lubricant; friction; wear.

Использование экспериментально-статистических методов и физического моделирования при исследовании процессов трения, изнашивания и смазки в машинах является эффективным направлением решения задач надежности. Поэтому проведение лабораторных испытаний на экспериментальной установке является дополнительным инструментом в изучении контактного взаимодействия в паре инструмент заготовка, как с присутствием, так и с отсутствием СМ. В качестве объекта исследования была принята известная модель взаимодействия двух упругих цилиндров, которая моделирует взаимодействия инструмента для изготовления метизов: инструмент (накатной ролик-

* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-38-50154 мол_нр.

сегмент) - заготовка болта. Аналогичные исследования взаимодействия пары посвящены работы [1, 2].

Кинематика организации привода валков полностью соответствует приводу роликов экспериментальной установки и заключается в следующем:

- нижний ролик приводится в движение непосредственно от электродвигателя через шестеренный механизм;
- передаточное отношение шестеренного механизма $u=1$;
- верхний ролик, приводится в движение за счет возникающих сил трения от взаимодействия с нижним роликом, т.е. является «холостым».

Исследования проводили с использованием машины трения СМЦ-2. Кинематическая схема машины трения представлена на рис.1. Технические характеристики машины СМЦ-2 приведены в таблице 1.

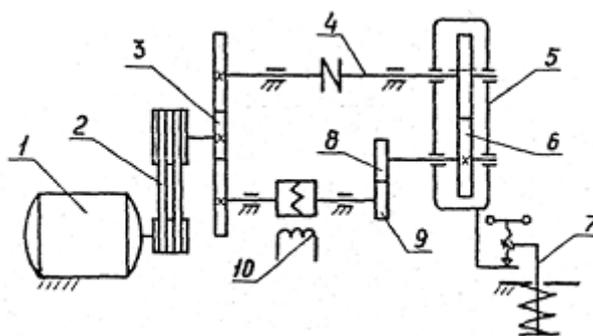


Рис. 1 – Кинематическая схема машины трения СМЦ-2

Машина СМЦ-2 состоит из механической части и электронного блока управления и контроля.

Таблица 1 – Технические характеристики машины СМЦ-2

Частота вращения нижнего образца, с ⁻¹	5.0;8.33;16.7
Диапазон измерения момента трения, Нм	1,5 - 15,0
Нагрузка на образцы, кН	0,2 – 2,0
Мощность, потребляемая, кВт	2,2
Масса машины, кг	500

Основными узлами механической части является электродвигатель 1, ременная передача 2, редуктор 3, муфта 4, откидная каретка 5, зубчатая передача 6, механизм нагружения 7, индуктивный датчик момента трения 10. На валах редуктора и зубчатой передачи установлены образец 8 и контртело 9. В блок управления и контроля входят кнопки «ПУСК» и «СТОП», электрический счетчик числа циклов и цифровой блок, регистрирующий изменение момента трения в процессе испытаний.

Внешняя нагрузка создается с помощью винтового механизма нагружения. Путь трения определялся на основе данных снимаемых счетчиком оборотов. Момент трения в ходе эксперимента измеряется с помощью бесконтактного индуктивного датчика по скручиванию вала, а регистрация его значений осуществляется с помощью электронно-вычислительного блока, в который входят блок оцифровки входящих с индуктивного датчика сигналов и устройство вывода и обработки информации (ЭВМ). Количество измерений регистрируемых цифровым блоком равно 4 измерения в секунду. Свойства применяемого СМ приведены в таблице 2.

Для того, чтобы моделирование контактного взаимодействия фрикционной пары «рабочий-опорный» валок соответствовало лабораторной установке, был проведен подбор масштабных коэффициентов, а в качестве допущений в проведенных исследованиях принято следующее:

- условия внешней (окружающей) среды эксплуатации валков и лабораторной установки принято считать одинаковыми;
- температурные расширения, возникающие в валках и пары роликов - отсутствуют;
- на основе ранее проведенных исследований теплового состояния прокатных валков [3, 4] температура межроликового контакта принята не более 95°C;
- продольные оси валков и роликов параллельны.

Подбор масштабных коэффициентов

Известно [5], что коэффициент трения через момент трения можно описать следующей зависимостью:

$$f = \frac{2M_{\text{тр}}}{d_2 P}; \quad (1)$$

где: $M_{\text{тр}}$ – момент трения, Нм; d_2 – диаметр нижнего ролика, мм; P – нагрузка трибосопряжения, Н.

Используя основные положения задачи Герца и выражение (1) с целью обеспечения подобия режимов контактного взаимодействия рабочего и опорного валков и роликов экспериментальной установки на основе применения второй теоремы теории подобия можно описать коэффициент трения зависимостью:

$$f = \frac{4M_{\text{тр}}}{\pi d_2 P_{\text{max}}^0 b l}; \quad (2)$$

где P_{max}^0 – максимальное контактное напряжение, МПа; b – полуширина площадки контакта, мм; l – длина бочки опорного валка (верхнего ролика), мм.

Моделируемое контактное взаимодействие и контактное взаимодействие пары «рабочий-опорный» валок, будут считаться подобными в том случае, если масштабные коэффициенты математических зависимостей будут равными 1.

Из зависимости (2) комбинация масштабных коэффициентов будет представлена в виде:

$$k_{f_1} f_1 = \frac{4k_{M_{\text{тр}}} M_{\text{тр}}^1}{\pi k_{d_2} d_2^1 k_{P_{\text{max}}^0} P_{\text{max}}^{01} k_b b^1 k_l l^1}; \quad (3)$$

где: 1 – индекс, указывающий на характеристики объекта моделирования.

В результате преобразований получим:

$$\frac{k_{M_{\text{тр}}}}{k_{f_1} k_{d_2} k_{P_{\text{max}}^0} k_b k_l} = 1. \quad (4)$$

Используя индикатор подобия, становится возможным отыскать масштабные коэффициенты, входящие в выражение (4)

$$k_{d_2} = \frac{d_2^2}{d_1^2} = 0,0407; k_{P_{\text{max}}^0} = \frac{P_{\text{max}}^{02}}{P_{\text{max}}^{01}} = 0,367; k_b = \frac{b^2}{b^1} = 0,0149;$$

$$k_l = \frac{l^2}{l^1} = 0,00549; k_{M_{\text{тр}}} = \frac{M_{\text{тр}}^2}{M_{\text{тр}}^1} = 2,542 \cdot 10^{-6}$$

где $M_{тр}^1$ – определялся из [6];

таким образом:

$$k_f = \frac{k_{M_{тр}}}{k_{d_2} k_{p_{max}^0} k_b k_l} = 2,064.$$

Параметры используемого инструмента и технология реализации экспериментов заключались в следующем:

- диаметр верхних роликов в среднем 65 мм;
- диаметр нижних роликов в среднем 35 мм;
- ширина верхнего ролика 10 мм;
- ширина нижнего ролика 12 мм;
- число оборотов нижнего ролика 500, 1000 об/мин;
- верхний ролик холостой;
- вес роликов перед экспериментами в среднем составлял низ – 68 гр., верх – 249

гр.;

- объемы подаваемого смазочного материала 0,01 – 0,549 мл/мин;
- внешняя нагрузка 300 – 900 Н;

В приведенных данных, среднее значение не означает использование результатов опытом на основе расчета средних параметров, в данном случае имеется ввиду, что модели (в частности ролики) были изготовлены во множественном количестве и для каждого опыта использовалась новая пара с параметрами находящимися вблизи указанного среднего значения.

Таблица 2 – Характеристики смазочного материала

Показатель	Ед. изм.	Значение
Плотность при 20 °С, не более	кг/м ³	900
Вязкость кинематическая, при 40 °С	мм ² /с	61-75
Кислотное число, не более	мг КОН/г	0,05
Температура: вспышки в открытом тигле, не ниже	°С	220
застывания, не выше	°С	-15
Стабильность против окисления: приращение кислотного числа, не более	мг КОН/г	0,4
приращение смол, не более	%	3,0

Этапы проведения экспериментов заключались в следующем:

1. запуск электродвигателя лабораторной установки;
2. работа лабораторной установки на холостом ходу, без приложенной внешней нагрузки (происходит вращение только нижнего ролика);
3. прижатие верхнего ролика на предварительную нагрузку равную 100 Н;
4. приложение внешней нагрузки;
5. подача СМ.

На основе проведения серий экспериментов и их обработки получены следующие данные, представленные на рис. 2, 3 и в таблице 3.

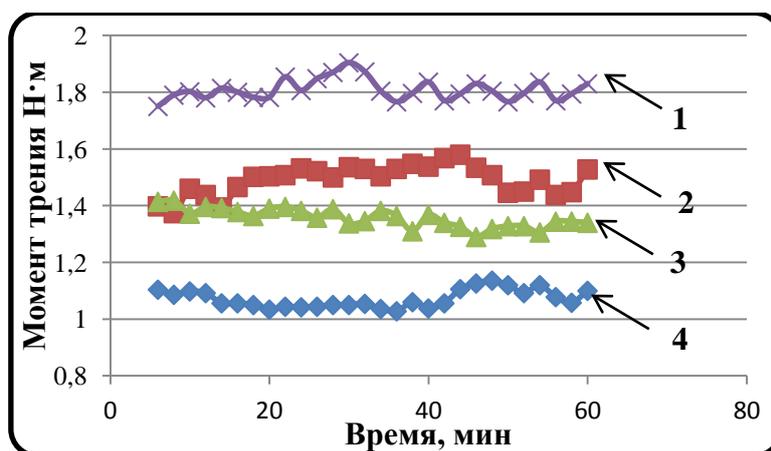


Рис. 2 – Изменение $M_{тр}$ при $n=500$ об/мин. и различных условиях:
 1. $P=850Н$, $Q=0,549$ мл/мин.; 2. $P=850Н$, $Q=0,1$ мл/мин.;
 3. $P=290Н$, $Q=0,549$ мл/мин.; 4. $P=290Н$, $Q=0,1$ мл/мин.

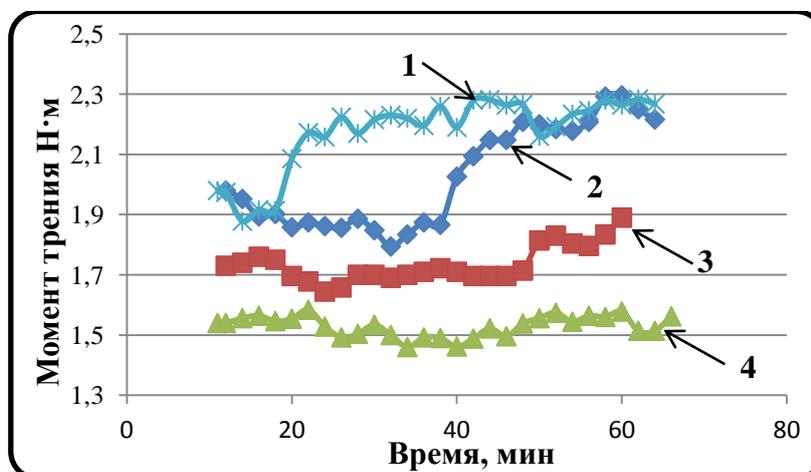


Рис. 3 – Изменение $M_{тр}$ при $n=1000$ об/мин и различных условиях:
 1. $P=850Н$, $Q=0,549$ мл/мин.; 2. $P=850Н$, $Q=0,1$ мл/мин.;
 3. $P=290Н$, $Q=0,549$ мл/мин.; 4. $P=290Н$, $Q=0,1$ мл/мин.

На рис. 2,3 представлено изменение $M_{тр}$ на исследуемых режимах во времени. Из представленных на основе экспериментов графических зависимостей $M_{тр}$ от времени предварительно можно судить о некой равномерности и устойчивости в поведении данного параметра без каких-либо ярко выраженных локальных изменений при частоте вращения 500 об/мин. Для 1000 об/мин такой равномерности не наблюдается. Кроме того стоит отметить что для этой же частоты вращения ролика при условиях 1 и 2 возникает резкий скачок момента трения, причем если обратить внимание то для условий №2 данный скачок наступает гораздо позже чем для условий №1. Данное изменение момента трения нуждается в дальнейшем изучении и единственным, пока, на сегодняшний день предположением на наш взгляд является работа самого СМ и термического воздействия, т.е. при высоких скоростях вращения и большой подаче СМ (условие №1) на поверхностях трения не образуется антифрикционный адсорбционный монослой, а при условии №2 с малой подачей СМ антифрикционный адсорбционный монослой формируется и работает достаточно длительное время, но в итоге момент трения также резко повышается в следствие термического разрушения антифрикционного покрытия. Данное предположение могут подтвердить замеры температуры, проведенные после остановки эксперимента с помощью термопары (см. табл.3). Результаты экспериментов сведены в таблицу.

Таблица 3 – Результаты проведенных исследований

Номер опыта	Нагрузка, Н	Кол-во оборотов, об/мин.	Расход СМ, мл/мин	Момент трения, Н·м	Износ, гр.		Температура, °С	
					верх	низ	верх	низ
1	290	500	0,1	1,22445	0,49885	0,20355	48,65	42,8
2	850	500	0,1	1,4424	0,0052	0,00175	43,25	38,1
3	290	1000	0,1	1,66685	0,14555	0,07015	63	54,7
4	850	1000	0,1	1,90115	0,0069	0,004	51,45	44,9
5	290	500	0,549	1,3393	0,0039	0,0054	43,9	40,6
6	850	500	0,549	1,6506	0,00765	0,0017	46,1	39,9
7	290	1000	0,549	1,78805	0,5278	0,19065	69,45	61,65
8	850	1000	0,549	1,92655	0,0535	0,01515	60	47,65

На основе результатов серии экспериментов можно выделить наиболее эффективные режимы взаимодействия роликов с позиций создания наилучших антифрикционных свойств. Наименьший износ (0,0052 гр и 0,00175 гр) проявляется в опытах с меньшим расходом СМ (0,1 мл/мин) и высокой контактной нагрузкой (850 Н) при этом температура образцов после окончания экспериментов также как и момент трения (1,4424 Н×м) для данной нагрузки наименьшие (43,25°С и 38,1°С для верхнего и нижнего роликов соответственно).

Список литературы

1. Харченко М.В. Теоретическое исследование влияния режимов подачи смазочного материала на изменение энергозатрат при горячей прокатке на стане 2000 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» / Р.Р. Дема, М.В. Харченко, А.А. Горбунова // Производство проката. - 2013. - № 2. - С. 11-13.
2. Харченко М.В. Оценка эффективности процесса горячей чистой прокатки с использованием системы подачи технологической смазки / М.В. Харченко, И.С. Пельмская // Черная металлургия. - 2013. - № 11. - С. 46-50.
3. Платов С.И., Исследование теплового состояния прокатных валков с целью улучшения температурных условий их эксплуатации / С.И. Платов, Р.Р. Дема, М.В. Зубарева, И.М. Ячиков // Моделирование и развитие процессов ОМД. - 2011. - № 1. - С. 25-30.
4. Ворожищев А.Н., Управление температурным режимом работы валков широкополосного стана горячей прокатки / А.Н. Ворожищев, Р.Р. Дема // Научный альманах. - 2016. - № 1-1 (15). - С. 399-403.
5. Лукиенко Л.В., Лабораторный практикум по курсу «Основы трения и изнашивания элементов трибомеханических систем оборудования» / Б.П. Сафонов, А.Я. Лысюк // учебное пособие Новомосковск: Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева Новомосковский институт 2000. - 25 с.
6. Бакли, Д. Поверхностные явления при адгезии и фрикционном взаимодействии. М.: Машиностроение, 1986. - 360 с.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБРАБОТКИ РАБОЧИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ МЕТИЗОВ
УГЛЕВОДОРОДНОЙ ПЛАЗМОЙ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИХ
ИЗНОСОСТОЙКОСТИ***

**Железков О.С.¹, Дема Р.Р.¹, Харченко М.В.¹, Нефедьев С.П.¹,
Романенко Е.Ф.², Климов В.Н.³, Кожухов А.А.³**

¹ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

²Старооскольский филиал ФГБОУ ВО «Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе», Россия, г. Старый Оскол

³Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
demarr78@mail.ru, balefed@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Аннотация. Технологический инструмент при изготовлении метизов подвержен интенсивному изнашиванию вследствие высоких динамических и статических нагрузок. При этом, среди основных причин выхода его из строя – изнашивание его рабочих поверхностей. Одна из актуальных задач для современного метизного производства разработка и внедрение технологии направленная на повышение стойкости инструмента. Среди известных способов повышения стойкости инструмента стоит особо рассмотреть такие как: технологии нанесения различных защитных прочно сцепленных с материалом основной покрытий на изнашиваемые поверхности.

Ключевые слова: технологический инструмент; углеводородная плазма; метизы; инструмент; трение; износ.

**PERFECTION OF PROCESS OF TREATMENT OF WORKING SURFACES OF
TECHNOLOGICAL INSTRUMENT FOR MAKING OF WIFFETSS HYDROCARBON
PLASMA WITH THE PURPOSE OF INCREASE OF THEIR WEARPROOFNESS**

**Zhelezkov O.S.¹, Dema R.R.¹, Harchenko M.V.¹, Nefed'ev S.P.¹,
Romanenko Y.F.², Klimov V.N.³, Kozhuhov A.A.³**

¹Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

²Stary Oskol branch of Russian State Geological University n.a. Sergo Ordzhonikidze, Russia, Stary Oskol

³Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol

demarr78@mail.ru, balefed@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru

Abstract. A technological instrument at making of wiffetss is subject to the intensive wear because of the high dynamic and static loading. At the same time, among the main reasons for its failure - deterioration of its working surfaces. One of actual tasks for a modern метизного production development and introduction of technology are sent to the increase of firmness of instrument. Among the well-known methods of increase of firmness of instrument it is needed especially to consider such as: technologies of causing different protective firmly coupled with material by basis of coverages on the worn down surfaces.

Keywords: technological instrument; hydrocarbon plasma; wiffetss; instrument; friction; wear.

Технологический инструмент при изготовлении метизов подвержен интенсивному изнашиванию вследствие высоких динамических и статических нагрузок, при этом среди причин выхода его из строя - износ рабочих поверхностей. Одна из актуальных задач для современного метизного производства - повышение стойкости инструмента. Среди

* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-38-50154 мол_нр.

известных способов повышения стойкости инструмента стоит особо рассмотреть такие как, технологии нанесения различных защитных покрытий на изнашиваемые поверхности.

При изготовлении инструмента для производства метизов широко применяют инструментальные марки стали с последующей термообработкой, или ХТО. Применение термической обработки на конечной технологической операции изготовления инструмента приводит к существенному удорожанию. Поэтому необходимо искать более доступные и более дешевые способы обработки для повышения износостойкости.

На некоторых формоизменяющих операциях для изготовления инструмента широкое применение нашел такой материал как чугун. Чаще всего применяются серые чугуны марок СЧ 20 – СЧ 44, высокопрочный чугун или низколегированный чугун с пластинчатой формой графита. Чугуны благодаря своим литейным свойствам – высокой жидкотекучестью, вызванной в первую очередь высокой эвтектичностью и незначительным температурным интервалом кристаллизации, способности к заполнению формы в тонких сечениях, малой усадке, отсутствию больших линейных напряжений, детали, изготавливаемые из них, могут быть получены методами точного литья. Это практически полностью исключает последующую механическую обработку и приводит к значительной экономии материала и снижению себестоимости.

Учитывая постоянно повышающиеся требования к деталям применяемых в машиностроении необходимо отметить, что материалы, из которых они изготавливаются, должны обладать не только высоким сопротивлением сжатию и высокой твердостью, но и достаточно высокой прочностью при изгибе [1-4]. Кроме того они должны обладать хорошей циклической прочностью (пределом выносливости) и значительным внутренним трением (затуханием колебаний) под действием переменных напряжений. Всем этим требованиям без сомнения отвечают серые легированные и нелегированные чугуны. Кроме того они менее чем сталь восприимчивы к поверхностным дефектам и очень хорошо воспринимают незначительные ударные нагрузки высокой степени интенсивности.

Физико-механические и служебные свойства деталей из чугуна определяются, прежде всего, особенностями его микроструктуры, оцениваемой по ГОСТ 3443-87. Главной особенностью микроструктуры серого чугуна, является наличие графита пластинчатой формы. Пластинчатый графит в большей степени нарушает сплошность металлической матрицы, и по этой причине серый чугун обладает сравнительно невысокими показателями предела прочности на разрыв и довольно низкой пластичностью. Кроме того даже модифицированный или легированный серый чугун плохо сопротивляется абразивному износу, а также износу при трении скольжении при приложении высоких контактных нагрузок.

С другой стороны именно благодаря пластинчатой форме графита в сером чугуне имеет место малая чувствительность к концентраторам напряжений (особенно к поверхностным). В дополнение к этому серый чугун имеет высокую демпфирующую способность (его внутреннее трение в 4...10 раз выше, чем у стали) и благодаря этому прекрасно гасит вибрации.

В литературе широко освещена возможность упрочнения изделий из серого чугуна поверхностным отбелом, при кристаллизации [4] или поверхностном оплавлении при индукционном, лазерном [5], или плазменном переплаве поверхности [6], однако в большинстве существующих способов отбела поверхности для достижения поставленных целей необходимо проведение целого ряда дополнительных мер технологического характера, которые не в состоянии гарантировать получения качественного отбеленного слоя без пор, графитовых включений и трещин.

Серый чугун в исходном состоянии имеет феррито-перлитную металлическую основу и графит пластинчатой формы (Рис. 1).

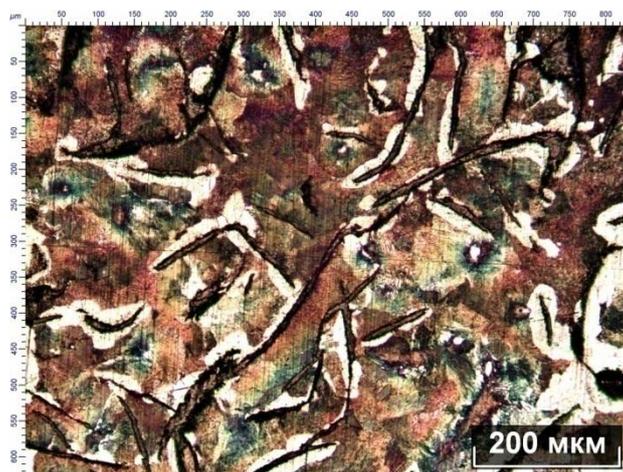


Рис. 1 – Микроструктура чугуна в исходном состоянии, $\times 100$

После проведения плазменного переплава поверхности чугуна его твердость возросла с 24 HRC до 52 HRC. Произошло отбеливание поверхности на глубину около 2 мм. Отбеленный слой имел плотную структуру, без видимых трещин и сколов. Микроструктура отбеленного участка чугуна представлена на рис. 2. Видно, что она представляет собой доэвтектический белый чугун. Металлической основой является аустенит и мартенсит, образующие тело дендритов. Микротвердость аустенито-мартенситной композиции составляет 550...590 HV₁₀. Дендриты не имеют ярко выраженного общего направления роста осей первого порядка, что означает, что теплоотвод в этом слое при кристаллизации был весьма эффективным и осуществлялся как в сторону металла основы, так и в атмосферу. В среднем дендритный параметр составляет 4...6 мкм, что соответствует примерной скорости кристаллизации в направлении осей дендритов первого порядка 1000 °C/с. В междендритном пространстве расположена эвтектика цементитного типа с микротвердостью 722...810 HV₁₀.

В нижележащих слоях образцов серого чугуна подвергнутых отбелу путем плазменного переплава поверхности находится переходная зона, в которой одновременно присутствуют структуры характерные как для металла основы, зоны переплава, так и продукты промежуточных превращений при кристаллизации жидкого чугуна (Рис. 3).

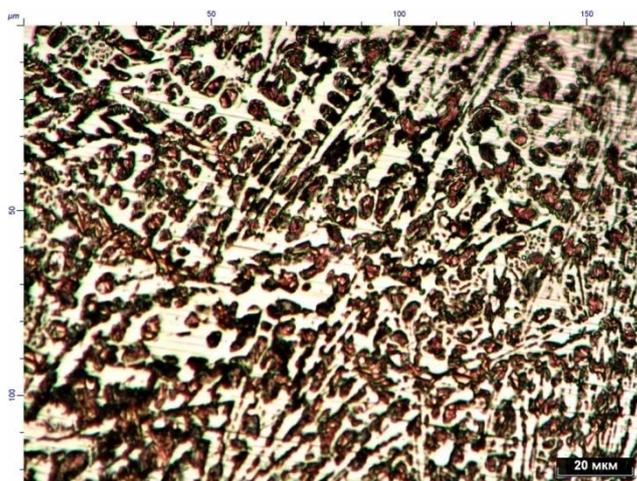


Рис. 2 – Структура зоны переплава, $\times 500$

Хорошо видны пластины графита, которые не успели раствориться в расплаве чугуна при плазменной обработке, как в связи с малым временем воздействия, так и в связи с меньшей температурой расплава на соответствующем расстоянии от поверхности образца. К

графитовым пластинкам с обеих сторон примыкает эвтектика цементитного типа, в которой карбидные частицы расположены перпендикулярно поверхности графитовых пластинок. Можно предположить, что переходная зона образовалась при ускоренном охлаждении расплава чугуна от температур твердо-жидкого состояния (из интервала кристаллизации). При этом недорастворившиеся графитовые пластинки являлись подложкой, на которой росли кристаллы карбидной фазы. Металлическая основа эвтектической структуры образована мартенситом и аустенитом. На некотором расстоянии от пластинок графита расположены области имеющие строение высокоуглеродистого мартенсита и аустенита. Интегральная микротвердость этих областей составляет 440...480 HV₁₀. Отдаляясь от поверхности образца вглубь описанная выше композиция замещается более характерными структурами для серого чугуна. Скорость охлаждения при поверхностном переплаве чугуна на этих глубинах была относительно низка, поэтому наряду с мартенситом встречается троосто-мартенситная структура.

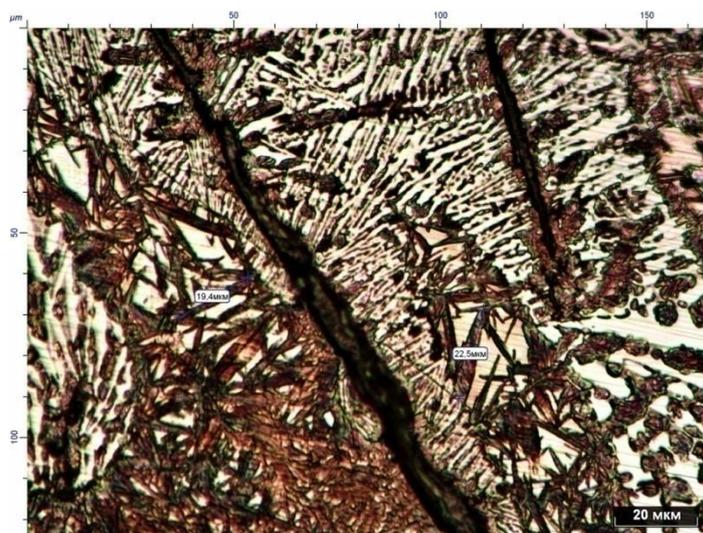


Рис. 3 – Микроструктура переходной зоны от зоны переплава к металлу основы, $\times 500$

Микротвердость на поверхности отбеленных образцов составляет 700...800 HV₂₀₀. Высокая твердость поверхностного отбеленного слоя достигается вследствие формирования доэвтектической структуры (см. рис. 2), состоящей из эвтектических карбидов цементитного типа и аустенитно-мартенситной металлической основы.

Известно [9] что введение алюминия в чугун в количестве 10...17 % или свыше 26 % приводит к значительному повышению его твердости и износостойкости. Легировать поверхностные слои обрабатываемой детали алюминием при поверхностном отбеле возможно только предварительным его нанесением на переплавляемые поверхности. Для предварительного нанесения на поверхность алюминиевого слоя авторами было предложено использовать метод плакирование гибким инструментом (ПГИ). Плакирование гибким инструментом является универсальным способом повышения служебных свойств за счет формирования на поверхности изделий антифрикционных, антикоррозионных, антисхватывающих, декоративных покрытий из бронзы, латуни, меди, олова, алюминия, цинка, алюмоцинка, свинца, баббита и других металлов и сплавов [8-11]. В отличие от напыления, наплавки, диффузионного насыщения, модифицирования, легирования, в процессе плакирования гибким инструментом не требуется дополнительной подготовительной обработки поверхности изделий. Схемы процесса обработки изделия гибким инструментом с одновременным нанесением на поверхность покрытия приведены на рис. 4 [5-7]. Данный способ обработки позволяет формировать покрытия толщиной от 5 до 30 мкм.

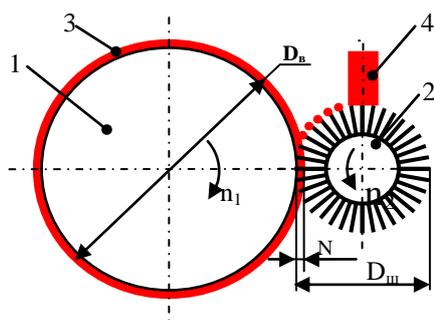


Рис. 4 – Схема процесса обработки изделия методом ПГИ [5-7]:
 1 – обрабатываемое изделие; 2 – вращающаяся металлическая щетка; 3 – формируемое покрытие; 4 – брусок из материала покрытия

Плазменный переплав серого чугуна плакированного алюминием методом ПГИ приводит к еще большему увеличению твердости до 62 HRC, а микротвердости зоны переплава до 1000...1050 HV. Общий тип формирующейся структуры в зоне переплава не изменяется (Рис. 5).

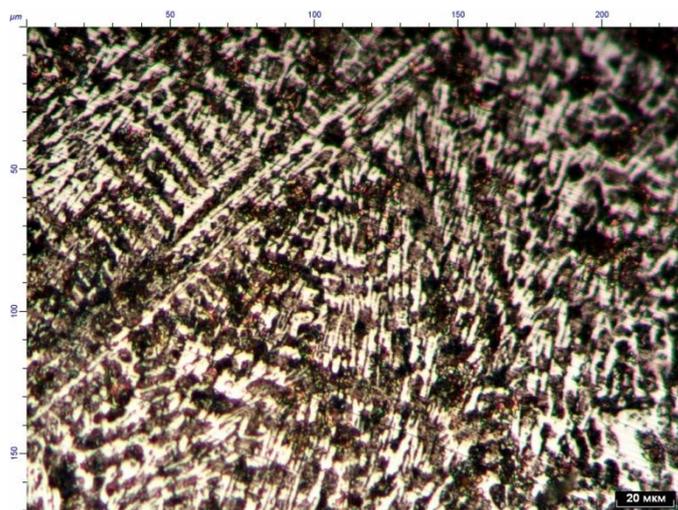


Рис. 5 – Микроструктура зоны переплава с предварительно нанесенным алюминиевым подслоем, $\times 500$

Структура отбеленного слоя имеет типичное доэвтектическое строение. Однако уменьшается количество эвтектики, а объемная доля дендритов возрастает. Исходя из практически полной растворимости алюминия в α -железе в интервале от температуры плавления до комнатной температуры можно предположить что при этом большая часть алюминия будет содержаться в металлической основе. Дендритный параметр не изменился и составляет 4...6 мкм. Очевидно что металлической основой является мартенсит и незначительное количество аустенита. Повышение количества мартенсита и привело к резкому увеличению твердости образца.

При травлении шлифа 4 %-ным раствором азотной кислоты в теле дендритов выявляются включения окрашенные в черный цвет. Природа этих составляющих требует дальнейшего исследования.

В переходной зоне между ледебуритным слоем и исходным металлом формируется структура представленная на рис. 6. Местное оплавление и ледебуритная структура наблюдаются в участках вокруг сферических графитных включений. Это связано с

интенсивной диффузией углерода из графита вследствие высокой степени перегрева. Повышение содержания углерода в этих зонах приводит к понижению температуры плавления.

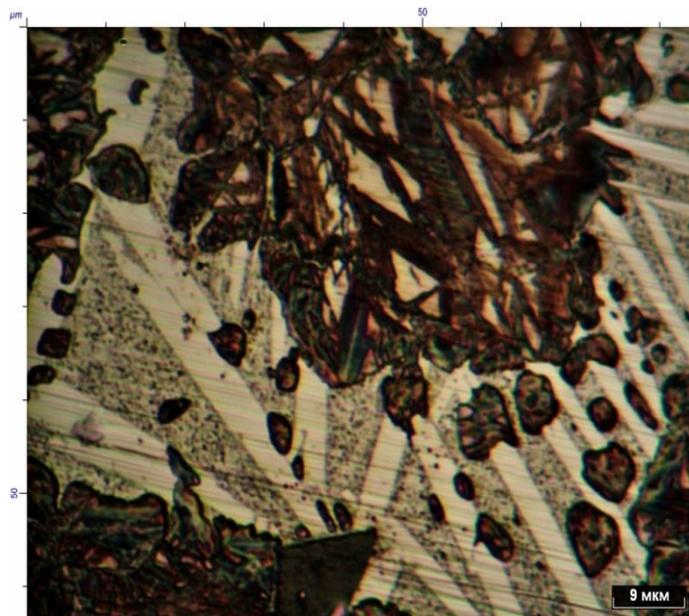


Рис. 6 – Структура переходной зоны, $\times 1000$

В непосредственной близости от этих зон, до самых границ графита, формируется зона из очень твердого пакетного мартенсита (1100 HV_{10}), который даже при максимальном увеличении трудно отличить от графита. Она располагается на поверхности графитовых включений, под вновь образовавшимся ледебуритом, содержание углерода в котором минимальное. Большое количество остаточного аустенита наблюдается в зонах с игольчатым мартенситом, расположенного на месте бывшего перлита металлической основы. В зонах с повышенным количеством остаточного аустенита микротвердость не выше $\text{HV } 500$. На расстоянии от поверхности около $3,0 \text{ мм}$ структура образца феррито-перлитная.

Для обеспечения одинакового качества отбеленного слоя в начале и в конце переплава деталей небольшой массы, температура которых повышается вследствие воздействия плазмы, необходимо плавно увеличивать скорость перемещения плазмотрона или уменьшать мощность плазменной струи. Изменение этих параметров необходимо уточнять для каждого конкретного случая. Следует отметить, что и при стационарном режиме отбела колебания твердости на поверхности минимальные, несмотря на значительное различие температур подогрева.

Таким образом, после плазменного переплава качество упрочненных слоев удовлетворяет предъявляемым требованиям, что дает основания рекомендовать эту обработку как эффективную для деталей из серого чугуна, работающих в условиях интенсивного трения, повышенных температур и контактных нагрузок [12-18].

Вывод. Плазменным поверхностным расплавлением в серых чугунах с пластинчатым графитом можно получить упрочненный слой с твердостью не ниже 52 HRC и структурой, характеризующейся большой не гомогенностью, которая состоит в основном из ледебурита, мартенсита, аустенита и графита в различных соотношениях и количествах в зависимости от вида и режимов обработки.

Список литературы

1. Металловедение и термическая обработка // Н.Ф. Болховитинов. М.: ГНТИ Маш. Лит., 1952. 426 с.
2. Лазерное упрочнение втулок цилиндров тепловозных двигателей // Б.М. Асташкевич, С.С. Воинов, Е.А. Шур. МиТОМ. 1985. № 4. С. 12-15.
3. Прокатные валки с литыми ручьями // Ф.Д. Кашенко, Л.А. Фетняева. М.: Металлургия. 1987. 80 с.
4. Лазерная закалка чугуновых деталей станков // В.И. Самсонов, В.С. Ан, А.Г. Шныпкин, П.Ю. Бойцов. МиТОМ. 1989. № 11. С. 6-9.
5. Урцев В.Н., Платов С.И., Анцупов В.П. и др. Пат. № 2224822 РФ, МПК7 С 23 С 26/00, В 21 В 27/00. Способ обработки прокатных валков. 2004. Бюл. № 6.
6. Платов С.И., Анцупов В.П., Терентьев Д.В. Повышение долговечности деталей механического оборудования и технологического инструмента фрикционным плакированием // Уральский промышленник. 2015. № 1. С. 12-15.
7. Кадошников В.И., Платов С.И., Анцупов В.П. и др. Повышение надежности и долговечности механического оборудования методом плакирования гибким инструментом // Упрочняющие технологии и покрытия. 2007. № 6. С. 31-33.
8. Платов С.И., Дема Р.Р., Зотов А.В. Модель формирования толщины плакированного слоя на деталях пар трения технологического оборудования // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 1 (41). С. 69-72.
9. Белов В.К., Леднов А.Ю., Дема Р.Р. Исследование изменения микротопографии шлифованных поверхностей в процессах приработки и плакирования // В сборнике: Процессы и оборудование металлургического производства. Магнитогорск. 2000. С. 74-80.
10. Дема Р.Р. Продление ресурса сменного оборудования метизных агрегатов на основе моделирования процесса изнашивания и применения плакирования рабочих поверхностей // диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова. Магнитогорск. 2005.
11. Леванцевич М.А., Максимченко Н.Н., Белый А.Н. и др. Адгезионная прочность покрытий, сформированных деформационным плакированием гибким инструментом // Упрочняющие технологии и покрытия. 2016. № 6 (138). С. 12-18.
12. Инструментальные материалы // Г.А. Воробьева, Е.Е. Складнова, А.Ф. Леонов, В.К. Ерофеев. Спб.: Политехника. 2005. 268 с.
13. Емелюшин А.Н., Петроченко Е.В., Нефедьев С.П. Исследование структуры и ударно-абразивной износостойкости покрытий системы Fe-C-Cr-Mn-Si, дополнительно легированных азотом // Сварочное производство. 2011. № 10. С. 18-22.
14. Конструкционные материалы: справочник / Б.Н. Арзамасов, В.А. Брострем – М.: Машиностроение, 1990. 688 с.
15. Нефедьев С.П., Дема Р.Р., Молочкова О.С. Материаловедение // Магнитогорск, 2015.
16. Нефедьев С.П., Дема Р.Р., Котенко Д.А. Перспективы применения плазменной закалки для упрочнения дисковых ножей // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия. 2015. Т. 15. № 1. С. 70-73.
17. Нефедьев С.П., Дема Р.Р., Тютряков Н.Ш. Структура зоны сплавления хромомарганцевого покрытия, полученного плазменно-порошковой наплавкой // Проблемы черной металлургии и материаловедения. 2016. № 1. С. 68-72.
18. Nefedyev S.P., Dema R.R., Nefedyeva S.A., Yaroslavtcev A.V. Microstructure of cast iron after plasma bleaching // Journal of Chemical Technology and Metallurgy. 2015. Т. 50. № 2. Р. 213-216.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ГЛИНОЗЕМА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА И ГЛИНОЗЕМИСТЫХ ЦЕМЕНТОВ

Зиновеев Д.В., Грудинский П.И., Дюбанов В.Г.

ФГБУН Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Россия, г. Москва

ZinoveevIMET@yandex.ru, GruPaul@yandex.ru, gpi_lab3@imet.ac.ru, dyuba@imet.ac.ru

***Аннотация.** Показана возможность рециклинга красных шламов с получением передельного чугуна и глиноземистых шлаков, пригодных для производства специальных цементов. Изучено влияние количества глинозема на химический и фазовый составы, получаемых металла и шлака. Показано, что добавки оксидов алюминия снижают количество геленита в шлаке. В шлаке с добавкой 20 % оксидов алюминия обнаружено наименьшее содержание геленита и высокое различных алюминатов кальция, при этом получается чугун с высоким содержанием титана и низким серы и фосфора. Результаты исследования будут использованы для разработки технологии комплексного рециклинга красных шламов с получением чугуна и глиноземистого цемента.*

***Ключевые слова:** красный шлам; пирометаллургическая переработка; рециклинг; чугун; глиноземистый цемент.*

THE USE OF ALUMINIUM RESIDUE FOR THE PRODUCTION PIG IRON AND ALUMINATE CEMENT

Zinoveev D.V., Grudinsky P.I., Dyubanov V.G.

Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science of the Russian Academy of Sciences, Russia, Moscow

ZinoveevIMET@yandex.ru, GruPaul@yandex.ru, dyuba@imet.ac.ru

***Annotation.** The possibility of recycling of red mud to produce a pig iron and aluminate slag suitable to produce aluminate cement. The investigated effect of the amount of alumina in the chemical and phase compositions derived metal and slag. It is shown additive the alumina reduce amount gehlenite in the slag. The obtained pig iron has got high titanium content and low sulfur and phosphorous content. The results will be used to develop the complex technology of recycling of red mud to produce pig iron and aluminate cement.*

***Keywords:** red mud; aluminium residue; pyrometallurgy; recycling; aluminate cement.*

В процессе производства глинозема образуется значительное количество отходов - красных шламов, ежегодное образование которых превышает 120 миллионов тонн [1]. До сих пор эти отходы складываются в отвалы, что приводит к загрязнению окружающей среды и даже к техногенным катастрофам [2]. Переработка красных шламов с получением полезных продуктов позволит решить эти проблемы.

Работы по утилизации красного шлама с получением материалов для строительной отрасли ведутся по всему миру. Так в работе [3] в результате восстановительной плавки в электродуговой печи красного шлама с различными флюсами, были получены чугун и шлак. Чугун использовали в металлургии, а из полученного шлака путем распыления получали минеральную вату, которую использовали в строительстве. Авторы работы [4] после отделения от отожжённого красного шлама железа с помощью магнитной сепарации из остатка изготавливали строительные кирпичи, которые показали высокую (более 25 Мпа) прочность.

В настоящей работе исследовали красные шламы ОАО «Уральский алюминиевый завод» (УАЗ). Содержание в них оксидов железа составляет 50%, оксидов алюминия и кальция свыше 10% и 20% соответственно, поэтому они могут быть рассмотрены как комплексное сырье для получения чугуна и специальных глиноземистых цементов.

Ранее было показано, что красные шламы УАЗ могут быть переработаны с получением чугуна и специальных добавок в цемент [5]. Однако наибольший интерес представляет технология их комплексной пирометаллургической переработки с получением

чугуна и высокоглиноземистого шлака пригодного для производства специальных цементов. Потребление таких цементов в нашей стране составляет около 33 тыс. т. в год и продолжает расти. При этом доля на рынке цементов импортного производства более 70% [6]. Глиноземистые цементы обладают рядом преимуществ перед обычным портландцементом: быстрый набор прочности, высокая стойкость в сульфатных средах, высокая огнеупорность и другими. Их используют для изготовления быстротвердеющих растворов и бетонов, для возведения и срочного ремонта специальных сооружений, отвесных железобетонных конструкций, промышленных сооружений и мостов, для изготовления огнеупорных бетонов и растворов и т.д. Также на основе глиноземистого цемента изготавливают напрягающие цементы.

Уникальные свойства глиноземистого цемента обусловлены наличием в его минералогическом составе алюминатов кальция ($\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$). Наличие примесей SiO_2 , FeO , MgO ухудшает прочностные свойства алюминатных цементов [7]. Наиболее негативное влияние на свойства глиноземистого цемента, оказывает кремнезем, так как он вместе с оксидами алюминия и кальция образует гидравлически инертное соединение – геленит ($2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$). Глиноземистый цемент по ГОСТ 969-91 должен содержать не менее 40% оксида алюминия. Содержание оксидов алюминия в шлаке после удаления из него железа составляет не более 20%, следовательно, необходимо увеличивать их содержание в шлаке.

Для получения чугуна и глиноземистого шлака, пригодного для производства глиноземистых цементов проводили восстановительные плавки красного шлама в печи Таммана. Основу шихты составил обесщелоченный красный шлак ОАО «УАЗ». Добавками являлись углерод - для создания восстановительных условий, глинозем марки ЧДА - для получения состава шлака, соответствующего глиноземистому цементу. Смесь красного шлама с углеродом в пропорции 100 к 25 загружали в графитовый тигель, с добавками глинозема в количестве 0 - 25 г глинозема на 100 г красного шлама. Тигель загружали в печь Таммана после чего нагревали до температуры 1550-1700 °С и выдерживали в течении 25-50 минут, после чего охлаждали в печи со скоростью 18 °С/мин.

В таблице 1 представлены результаты химического анализа металла, полученного в результате восстановительных плавки. Из таблицы 1 видно, что добавки глинозема до 20% практически не влияют на содержание фосфора, а при увеличении его количества до 25% содержание фосфора в металле значительно вырастает. Количество марганца снижается пропорционально увеличению количества глинозема в шихте, а при добавке 20% Al_2O_3 резко возрастает. Количество серы в металле резко снижается при добавке 5% глинозема и остается на очень низком уровне при дальнейшем его увеличении, однако, при добавке 25% глинозема содержание серы в чугуне снова увеличивается. Стоит отметить, значительное повышение количества кремния в чугуне при добавках к красному шламу 15% и 20% глинозема. Полученный металл наиболее близок по своему химическому составу к чугуну марки ПЛ2.

Полученный в результате восстановительных плавки шлак исследовали рентгенофазовым методом на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3М. На рисунке 1 представлен фазовый состав шлаков восстановительной плавки красного шлама с различным содержанием глинозема. Из рисунка 1 видно, что добавки глинозема снижают количество геленита в шлаке. Наименьшее количество геленита получено в шлаке с добавкой 20% глинозема, также в этом шлаке содержатся различные алюминаты кальция.

Таблица 1 – Химический состав металла, полученного после восстановительной плавки красного шлама, %масс.

Добавки глинозема	0 % Al ₂ O ₃	5 % Al ₂ O ₃	10 % Al ₂ O ₃	15 % Al ₂ O ₃	20 % Al ₂ O ₃	25 % Al ₂ O ₃
Элемент						
Mn	-//-	0,29	0,16	0,17	0,78	0,3
P	0,24	0,27	0,29	0,29	0,26	0,39
Si	0,2	0,31	0,33	1,4	3,1	0,44
Ti	-//-	0,33	0,19	0,37	0,57	0,32
V	-//-	0,03	0,02	0,03	0,05	0,03
S	1,3	0,01	0,01	0,02	0,02	0,05

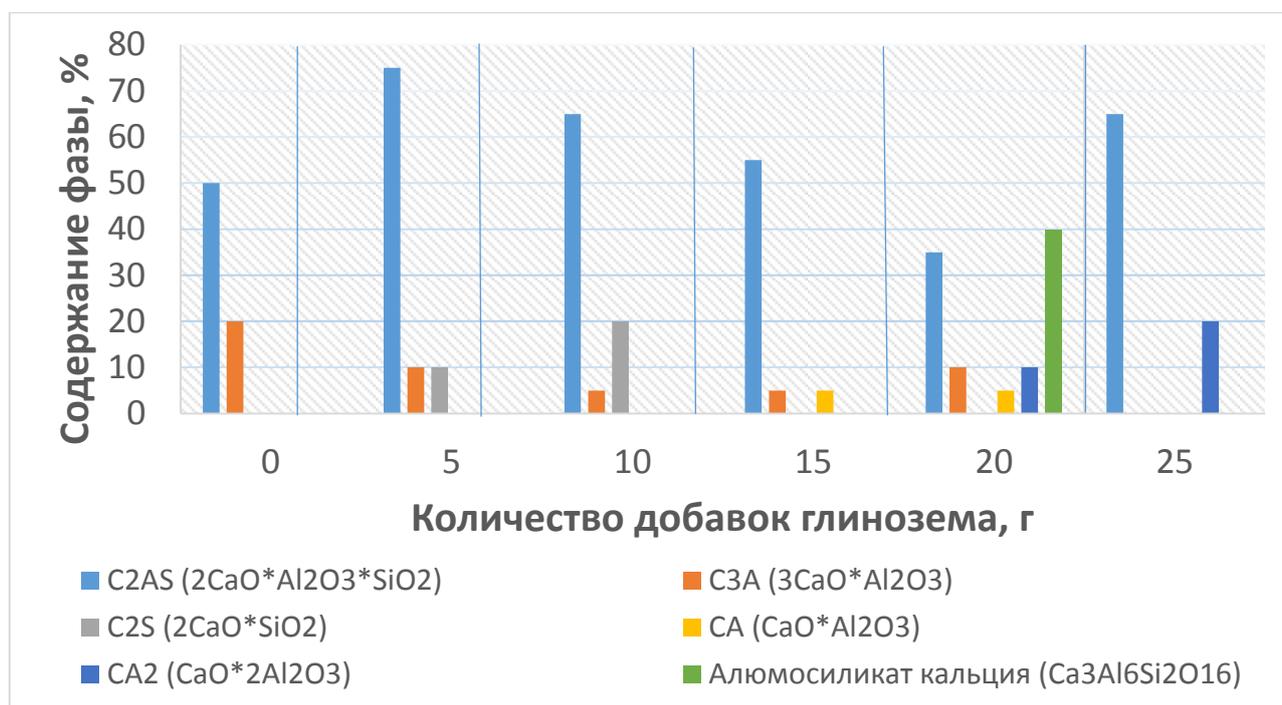


Рис. 1 – Фазовый состав шлаков, полученных после восстановительной плавки красного шлама с различным содержанием глинозема в шихте

Проведенные эксперименты показали, что красный шлам в результате восстановительной плавки с корректировкой состава получаемого шлака может быть переработан с получением чугуна и глиноземистого шлака, пригодного для получения специальных глиноземистых цементов.

Список литературы

1. Power G. Bauxite residue issues: I. Current management, disposal and storage practices / G. Power, M. Grafe, C. Klauber // Hydrometallurgy. – 2011, V. 108. – P. 33-45.
2. Mayes W.M. Dispersal and Attenuation of Trace Contaminants Downstream of the Ajka Bauxite Residue (Red Mud) Depository Failure, Hungary / W.M. Mayes, A.P. Jarvis, I.T. Burke // Environmental Science & Technology – 2011, V. 45, №12. – P. 5147-5155.

3. Liu W.C. Application of Bayer red mud for iron recovery and building material production from aluminosilicate residues / W.C. Liu, J.K. Yang, B. Xiao // Journal of Hazardous Materials. – 2009, V. 161. – P. 474-478.
4. Efthymios Balomenos, Dimitrios Kastritis, Dimitrios Panias, Ioannis Paspaliaris, Dimitrios Boufounos. The enexal bauxite residue treatment process: industrial scale pilot plant results, TMS, Light Metals 2014, p.143-147.
5. Зиновеев Д.В. Рециклинг красных шламов с получением металла и специальных добавок в цемент / Д.В. Зиновеев, В.Г. Дюбанов, А.В. Шутова, М.В. Зиняева // Металлы. –2015, №1. – С. 22-24.
6. Семенов А. А. Рынок минеральных вяжущих (серый, белый, алюминатный цемент, известь) для ССС / 4-ая конференции «Российские дни ССС» 27 января 2016, Сборник материалов – М: МГСУ, 2016, с.1-3.
7. Кузнецова Т. В. Алюминатные и сульфоалюминатные цементы / М.: Стройиздат, 1986 – с.208.

УДК 67.02

ВЗАИМОСВЯЗЬ СИСТЕМЫ ПЛАНОВО-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНОГО РЕМОНТА (ППР) И СИСТЕМЫ СЕРВИСНОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И ВЛИЯНИЕ УКАЗАННЫХ СИСТЕМ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПАРКА ГОРНЫХ МАШИН В РАБОЧЕМ СОСТОЯНИИ

Климов В.Н.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

***Аннотация.** Рассмотрена взаимосвязь системы планово-предупредительных ремонтов и сервисного обслуживания с целью поддержания парка горных машин в рабочем состоянии.*

***Ключевые слова:** ремонт; горное оборудование; сервис.*

INTERCONNECTION SYSTEMS PREVENTATIVE MAINTENANCE (ERP) SYSTEMS AND SERVICE AND THE IMPACT OF THESE SYSTEMS ON THE MAINTENANCE OF THE PARK OF MINING MACHINES IN WORKING CONDITION

Klimov V.N.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

***Abstract.** The interrelation of the system of preventive maintenance and servicing in order to maintain the park of mining machines in working condition.*

***Keywords:** repair; mining equipment; service.*

Задачи развития горнодобывающей промышленности требуют от производителей карьерной техники соответствующего технического прогресса в производстве горного оборудования. Сегодня в России разработку и производство новых моделей карьерных экскаваторов активно ведут машиностроительная компания «Уралмаш» и ООО «ИЗКАРТЭКС», входящие в корпорацию «Объединённые машиностроительные заводы». В настоящее время, по данным специалистов, занятых в этой сфере, на карьерах России и стран СНГ парк карьерных экскаваторов с ковшами вместимостью от 5 до 50 м³ насчитывает 7000 единиц, при этом износ парка карьерной техники и, в частности, экскаваторного парка России составляет довольно высокий процент.

Вполне очевидно, что замену изношенного количества горных машин на новое оборудование за короткое время выполнить нереально. Потому на ближайшие годы

возрастает роль поддержания горного оборудования в рабочем состоянии за счёт проверенной на практике и не всегда рационально используемой Системы планово-предупредительного ремонта (ППР) или системы технического обслуживания и ремонта механического оборудования. Специалисты знают, что внедрение и исполнение Системы ППР принято законодательно и *обязательно* для исполнения предприятиями всех форм собственности.

Система ППР за долгие годы своего существования создала вполне качественные структуры ремонта горных машин. Ремонтно-механические заводы оснастили себя соответствующим станочным парком, сформировали передовые технологии восстановления деталей и составных частей горных машин, воспроизвели технические кадры достойного уровня. Система ППР в своё время была близка к решению перспективной задачи выполнения ремонта на агрегатно-узловом уровне. Иначе – Система ППР, или система поддержания оборудования в рабочем состоянии, приближала себя и была способна выполнить ремонт оборудования на уровне *сервисного обслуживания*.

Дальнейшая модернизация Системы ППР в связи с переустройством общественно-экономической формации привела к потере обладания ремонтными предприятиями права на оборотные средства в сфере ремонта, что привело к заметному снижению восстановленных узлов и агрегатов к моменту выполнения плановых ремонтов.

В то же время заметна тенденция оснащения горнотранспортных комплексов на открытых горных работах (и не только на открытых) машинами зарубежного производства. Так, в статье Метод формирования структуры парка карьерной техники на действующем предприятии её авторы М.И. Щадов, профессор, д.т.н., действительный член РАЕНК. Ю.Анистратов, к.т.н., Генеральный директор ООО НТЦ «Горное Дело» А.В. Федоров, Генеральный директор ОАО «СУЭК-Красноярск», приводят данные о том, что в настоящее время заметен рост объема импорта гидравлических экскаваторов (за 2003-2008 годы в Россию было ввезено порядка 60 ед. гидравлических экскаваторов с ковшами от 8 до 36 м³).

С технической точки зрения указанная тенденция приобретения зарубежных машин означает определенное проникновение, встраивание в нашу отечественную структуру поддержания горного оборудования в рабочем состоянии системы зарубежного сервисного обслуживания.

Иначе говоря, если у отечественной Системы ППР первичным или преобладающим техническим звеном в настоящее время является *ремонт - восстановление* изношенных деталей и механизмов и только при благоприятных условиях (технических, финансовых) – их возможная замена, то зарубежный аналог требовательно заявляет о беспрекословном подчинении правилам его *сервисного обслуживания*. При этом первичным техническим элементом (звеном) в системе поддержания оборудования в постоянном рабочем состоянии выступает *замена* отдельной детали или узла в целом, и только затем возможный ремонт, с учётом *особенностей зарубежной технологии производства детали или машины в целом* (структура металла, технология изготовления и прочие технические параметры всей конструкции).

Готовы ли отечественные структуры, занятые ремонтами горных машин, беспрекословно подчиниться такому течению событий организационно, технически и, главное, в финансовом отношении?

Темпы и законы непрерывности горного процесса в период приобретения зарубежных образцов горных машин требуют от технических служб предприятия безотлагательного нахождения возникающих организационных, технических и иных решений, дабы отрицательно не повлиять на ход производственного процесса. Когда технические службы (отделы, специалисты) не в состоянии по отдельным причинам принять соответствующие меры в короткий период, им приходится на ходу «сращивать» две независимые системы поддержания оборудования в рабочем состоянии внекую новую, не оформившуюся пока до логического завершения новую техническую форму или структуру.

Потому, в настоящее время специалистам, занятым в сфере ремонта горной техники, придётся основательно проработать вопросы внедрения, вернее — возобновления агрегатно-узлового метода ремонта отечественной техники, а, значит, глубокой проработки вопросов финансирования и организации оборотных средств для более качественного исполнения ремонта горных машин. Параллельно этому необходимо решать вопросы оптимизации сервисного обслуживания закупаемой техники за рубежом.

В последнее время дилерские разрозненные сети сервисных структур с добрыми побуждениями пытаются привлечь внимание специалистов предприятий на отдельные технические новшества, как правило, зарубежных производителей (перспективные системы смазки горных машин, системы диагностики и др.), которые вполне успешно могут заменить устаревшие элементы действующих систем ремонта горных (и иных) машин. Как правило, предлагаемые новшества рекомендуют использовать совместно со своими фирменными обученными специалистами. Иначе говоря, всё чаще в действующую, установившуюся ремонтную структуру встраивается некая внешняя сервисная структура, которая в какой-то мере начинает влиять на загруженность и применяемость собственных специалистов ремонтных подразделений.

Итак, вполне очевидно, что, на данном этапе перспективного развития горного производства требуется особая сосредоточенность специалистов технического направления, занятых на открытых горных работах по формированию оптимальных структур горнотранспортных комплексов, а так же специалистов, занятых в сфере поддержания оборудования в рабочем состоянии в процессе его эксплуатации.

Преподавательский состав кафедры горное дело, занятый подготовкой специалистов по направлению подготовки «Горное дело», отслеживает указанную тенденцию, изучает её со студентами методом исследования, формированием и обсуждением рефератов по данной проблеме. Тема *совместимости Систем* поддержания оборудования в рабочем состоянии включена в учебный раздел «Система ППР». Она подлежит обзору и изучению по дисциплине «Эксплуатация горных машин и оборудования» с тем, чтобы выпускаемые нашим институтом специалисты готовы были встретиться с указанной проблемой на практике.

УДК 669.1

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ СТАЛЕЙ ДЛЯ МАГИСТРАЛЬНЫХ ГАЗО- И НЕФТЕПРОВОДОВ

Кокорева Н.И., Балтабаева Р.Р., Баринов С.Э.

*Выксунский филиал ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Россия, г. Выкса
vfmsis@mail.ru*

***Аннотация.** Дано объяснение необходимости совершенствования сталей для магистральных трубопроводов. Представлены сведения об истории создания и развития трубных сталей. Выполнен анализ способов упрочнения сталей для магистральных газо- и нефтепроводов путем сочетания микролегирования и термомеханической обработки.*

***Ключевые слова:** магистральные трубопроводы; трубы большого диаметра (ТБД); трубная сталь; легирование; термомеханическая обработка (ТМО); структура.*

PROSPECTS FOR THE DEVELOPMENT OF STEELS FOR MAIN GAS AND OIL PIPELINES

Kokoreva N.I., Baltabaeva R.R., Barinov S.E.

*Vyкса branch of National University of Science and Technology "MISIS", Russia, Vyкса
vfmsis@mail.ru*

Abstract. *An explanation of the need to improve steels for main pipelines. Presented information on the history and development of tubular steel. The analysis methods of hardening steels for oil and gas pipelines through a combination of micro-alloying and thermomechanical treatment.*

Keywords: *pipelines of large-diameter pipes (LDP); tubular steel; doping, thermomechanical treatment (TMT); structure.*

Развитие отечественной металлургии в значительной степени определяется потребностями нефтегазовой промышленности - необходимостью реконструкции и прокладки новых трубопроводов для транспортировки нефти и газа.

Магистральные трубопроводы большой протяженности являются экономичным способом транспортировки газа из отдаленных мест добычи к конечному потребителю. Разработка высокопрочных сталей имеет основополагающее значение в нахождении технологических решений для повышения производительности трубопроводов.

Современные магистральные трубопроводы – это высоконагруженные электросварные конструкции, работающие в экстремальных условиях под действием внутреннего давления и внешних неблагоприятных условий, таких как:

- низкая температура окружающей среды;
- значительные сезонные изменения температуры;
- заболоченная и обводненная местность;
- общая и стресс-коррозия, развивающаяся при сложном взаимодействии механических и электрохимических факторов.

Причинами разрушений трубопроводов могут являться как внутренние, так и внешние факторы, например:

- возникающие в процессе эксплуатации деформации трубопроводов, результатом которых являются появляющиеся не учитываемые внутренние напряжения;
- механические повреждения газопровода при монтаже и укладке труб, подвижек грунта;
- дефекты в области сварного соединения и пр.

В связи с этим перед металлургами страны стоит важнейшая задача: создание и освоение промышленного производства современных материалов с повышенным комплексом свойств: прочности, ударной вязкости, хладостойкости, специальных и технологических свойств для производства труб большого диаметра, предназначенных для строительства магистральных трубопроводов: газопровод NordStream, нефтепровод «Восточная Сибирь – Тихий океан».

Цель данной работы: проследить этапы развития сталей для магистральных трубопроводов, совершенствования структуры сталей на разных этапах с учетом изменения их химического состава и способов обработки с учетом всех выше указанных требований.

В России производство стальных труб за 2015 г. составило 10,5 млн.тн и выросло по сравнению с 2014 г. на 3%. Темпы роста производства труб за пять лет составили 14%. Это свидетельствует об устойчивом и динамичном развитии трубной промышленности.

Производство трубных сталей прошло большой путь развития за последние 40 лет. Современное производство высокопрочной трубной стали представляет собой совокупность самых больших достижений металлургии за последние полвека.

Улучшение качества сталей было обусловлено нуждами энергетического сектора мировой экономики, для которого потребовалось как можно более высокая пропускная способность магистральных трубопроводов, а отсюда – как большие диаметры труб и большие давления в системе, так и меньшая стоимость, т.е. меньшая толщина стенки.

Все выше перечисленные требования создали предпосылки к разработке сталей с: высокой прочностью, высокой ударной вязкостью, высоким сопротивлением вязкому и хрупкому разрушению; хорошей пластичностью; высокой коррозионной стойкостью и хладостойкостью.

Разработка трубных сталей для магистральных трубопроводов началась в 1950-ом году и продолжается до настоящего времени. За этот промежуток времени были разработаны стали категории прочности от X42-X46 до X120 по API 5L.

Производство штрипсов начинали практически со стали Ст3 (категории прочности K28 — K42), введя регламентацию температуры конца прокатки и степени деформации в последних проходах, а также нормализацию листов с отдельного нагрева. Затем перешли на углеродмарганцовистые стали марок 17Г1С и 17Г1С-У (категории прочности K52), поставляемые в нормализованном состоянии. Основными недостатками таких сталей были:

1. Низкое сопротивление хрупкому разрушению, оцениваемое по доли волокна в изломах (DWTT).
2. Недостаточная ударная вязкость при температурах эксплуатации и монтажа трубопроводов.
3. Ухудшенная свариваемость, обусловленная высоким углеродным эквивалентом ($C_{\text{экв}} \approx 0,46$), что вызывало необходимость подогрева труб при сварке в полевых условиях.
4. Применение термической обработки — нормализации, что при высоких ценах на энергоносители существенно повышает себестоимость проката.
5. Повышенная химическая и структурная неоднородность, что способствовало появлению нарушения сплошности готового проката и других дефектов.

Требования, предъявляемые к трубным сталям, возросли, что привело созданию нового поколения низколегированных сталей, так называемых малоперлитных, обладающих уникальным сочетанием высокой хладостойкости, прочности, ударной вязкости, повышенной свариваемости. В середине 1960-х годов для магистральных трубопроводов широко использовали низкоуглеродистую низколегированную сталь (с содержанием углерода 0,14 – 0,20%) категории прочности X60 с относительно крупнозернистой структурой. Эта сталь имела довольно низкую ударную вязкость и ограниченную свариваемость. Сочетание крупнозернистого феррита с большой объемной долей перлита обуславливает довольно низкое сопротивление хрупкому разрушению и, следовательно, довольно высокую температуру вязко-хрупкого перехода.

Ситуация заметно улучшилась в 1970-х годах с применением микролегирования, непрерывной разливки и контролируемой прокатки. Речь идет о сталях классов прочности X65-X70 (09Г2СФБ, 10Г2ФБ). Отличительные особенности контролируемой прокатки – пониженная температура нагрева заготовок под окончательную прокатку, строго регламентированный режим деформации и низкая температура конца прокатки. Все это обеспечивает резкое измельчение зерна аустенита, а, следовательно, и образовавшегося из него феррита, умеренное дисперсионное твердение, дислокационное и субзеренное упрочнение. Наиболее распространенные микролегирующие элементы — это ниобий, ванадий и титан – легко образуют нитриды и карбиды (или карбонитриды). При нагреве нитриды и карбонитриды растворяются в твердом растворе, а при охлаждении выпадают в виде самостоятельной дисперсной фазы. Эти процессы и составляют в данном случае основу механизмов упрочнения стали: измельчения зерна, дисперсионного твердения и упрочнения твердого раствора, что сопровождается соответствующим улучшением механических и хладостойких свойств. Кроме того, такая обработка позволила снизить содержание углерода при одновременном повышении ударной вязкости и улучшении свариваемости.

В настоящее время для строительства магистральных трубопроводов, прокладываемых на территории России и стран СНГ, применяют, в основном, трубы категории прочности K60, K65. Производственный опыт показывает, что повышенный уровень свойств штрипса не может быть обеспечен при использовании традиционных сталей классов прочности K60 (X70), K65 (X80) (системы легирования C-Mn-V-Nb) с феррито-перлитной микроструктурой. Для снижения затрат и металлоемкости возникает необходимость в создании труб более высокой категории прочности - X100.

Применение сталей для труб категории прочности X100 позволяет увеличить давление подачи газа в трубопроводе (снижение затрат на прокачку газа), а так же снизить требуемое количество стали за счёт уменьшения толщины стенки, что обеспечивает экономический эффект.

По мнению ученых «Центрального научно-исследовательского института черной металлургии им. И.П.Бардина» (ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П.Бардина») перспективным направлением является замена феррито-перлитной микроструктуры феррито-бейнитной, поскольку такая микроструктура, как правило, состоит из однородных мелкодисперсных продуктов промежуточного превращения, затрудняющих возникновение больших локальных концентраций напряжений, которые представляют собой обязательную предпосылку зарождения микротрещин - источника будущего разрушения.

Сталь с такой структурой можно получить путем дополнительного легирования такими элементами, как Mo, Cr, Ni, V, что неизбежно увеличивает её стоимость и ухудшает свариваемость. Другой способ – это применение ускоренного охлаждения, которое позволяет получать более высокую прочность без введения большого количества дополнительных легирующих элементов. При этом содержание углерода может быть понижено до 0,04-0,08%. Так производятся стали класса прочности X80. Если увеличить степень легирования и применять интенсивное ускоренное охлаждение, то можно получить трубные стали класса прочности до X100. Стали, произведенные с применением ускоренного охлаждения, обладают более мелкозернистой и гомогенной феррито-бейнитной структурой, что и определяет их повышенную прочность и вязкость по сравнению со сталями, полученными контролируемой прокаткой с последующим охлаждением на воздухе.

Дальнейшее совершенствование сталей для нефтегазопроводных труб большого диаметра в немалой степени зависит от состояния металлургической технологии их производства.

Список литературы

1. Матросов Ю.И., Литвиненко Д.А., Голованенко С.А. Сталь для магистральных трубопроводов — М.: Металлургия, 1989. — 288 с.
2. Гольдштейн М.Л., Фарбер В. М. Дисперсионное упрочнение стали. – М.: Металлургия, 1989. -208 с.

УДК 669.187.66.045

ВЛИЯНИЕ СПОСОБА ЗАГРУЗКИ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ НА ПРОЦЕССЫ, ПРОТЕКАЮЩИЕ ПРИ НАГРЕВЕ И ПЛАВЛЕНИИ ШИХТЫ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ

Малахова О.И.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
ox_m73@mail.ru

***Аннотация.** В статье рассмотрено влияние различных способов загрузки металлизированных окатышей в ванну дуговой сталеплавильной печи на процессы тепло- и массообмена, протекающие при нагреве и плавлении шихты. Показано, что порционная подача металлизированных окатышей через полые электроды позволяет повысить технико-экономические показатели электроплавки за счёт согласования скоростей плавления и загрузки окатышей.*

***Ключевые слова:** дуговая сталеплавильная печь; металлизированные окатыши.*

THE INFLUENCE OF THE METHOD OF LOADING DRI ON THE PROCESSES TAKING PLACE DURING HEATING AND MELTING OF THE CHARGE IN ELECTRIC ARC FURNACES

Malakhova O.I.

*Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Sary Oskol
ox_m73@mail.ru*

Abstract. *In the article the influence of different ways download the metallised pellets into a bath of the electric arc furnace on the processes of heat and mass transfer occurring during the heating and melting of the charge. It is shown that the portion feed DRi through the hollow electrodes allows to improve technical and economic indices of the electric smelting due to the coordination of speeds of melting and loading of pellets.*

Keywords: *electric arc furnace; DRI.*

Продолжающееся увеличение доли выплавляемой электростали в России и других странах – крупных производителях чёрных металлов сопровождалось внедрением различных способов интенсификации производства, позволивших существенно сократить удельный расход электроэнергии и увеличить производительность дуговых сталеплавильных печей (ДСП). Однако при этом сохранилась существенная разница в технико-экономических показателях печей, работающих с применением различных видов металлошихты (лома, жидкого чугуна, металлизованных окатышей и брикетов). Таким образом, применение металлизованных окатышей в электросталеплавильном производстве позволило существенно повысить чистоту стали, но одновременно потребовало изменения существующей технологии плавки, с учётом теплофизических особенностей нагрева и плавления губчатого железа [1].

Практически сразу стало понятно, что при выплавке стали с большим содержанием металлизованных окатышей в шихте следует изменить способ их загрузки. В этом случае целесообразно подавать их непрерывно (с помощью конвейера) через отверстие в своде, а не в завалку, как металлолом. При непрерывной загрузке металлизованных окатышей (МО) необходимо обеспечить их попадание в высокотемпературную зону по центру печи, что с одной стороны, приведёт к улучшению условий их плавления, а значит к увеличению производительности и снижению удельных затрат энергии, а с другой стороны, позволит окатышам «охлаждать» эту зону, уменьшив испарение металла, вынос плавильной пыли и в целом потери металла.

Наибольший эффект по снижению угара железа достигается при использовании в ДСП трубчатых (полых) электродов, что позволяет осуществлять подачу МО в подэлектродное пространство, в зону горения электрических дуг [2]. При этом окатыши загружают непрерывно или путём циклической дискретной (порционной) подачи (Рис. 1) [3], с учётом теплоусвоения ванны в изменяющихся условиях теплообмена по поверхности менисков.

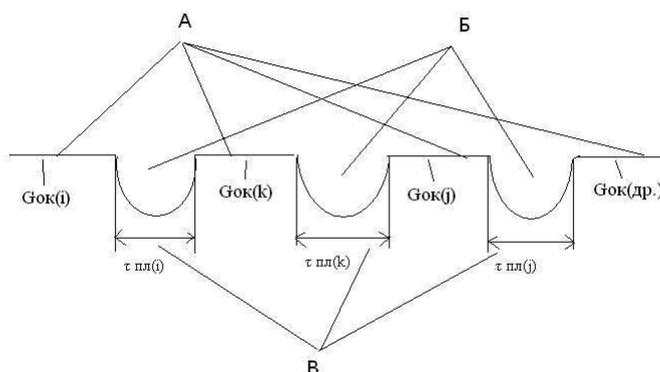


Рис. 1 – Диаграмма циклов порционной загрузки ЖМО (А) и времени прерывания загрузки(Б) при изменениях расходов окатышей ($G_{ок}(i, k, j)$) под дугами в зоне их контакта на поверхности менисков для различных значений времени плавления каждой порции окатышей (В) с учётом установления соответствующих значений для ступеней напряжения (i, k, j и др.) в дуговой сталеплавильной печи

Для осуществления такого способа загрузки возможно применение специально разработанного устройства [2]. Устройство снабжено установленным на приемной воронке фотоэлементным датчиком фиксации верхнего уровня загрузки окатышей в ней, блоком автоматического включения и отключения упомянутого узла подачи металлizedованных окатышей, регулятором скорости загрузки металлizedованных окатышей и исполнительным механизмом загрузки окатышей в осевые отверстия электродов. При этом блок соединен с регулятором скорости загрузки металлizedованных окатышей, который выполнен с возможностью воздействовать на исполнительный механизм загрузки окатышей в осевые отверстия электродов печи, а управляющая ЭВМ выполнена с возможностью расчета параметров нагрева и плавления металлizedованных окатышей в ванне печи для задающего устройства расхода металлizedованных окатышей на плавку.

Данное устройство позволяет осуществлять циклическую подачу металлizedованных окатышей в ванну печи путем непрерывной подачи их через осевые отверстия электродов в зону контакта электрических дуг с расплавом. Кроме того, с помощью рассмотренного устройства возможна подача через полые электроды не только МО, брикетов, но и других сыпучих материалов, применяемых для выплавки стали в ДСП.

Необходимость циклической (порционной) подачи МО связана с тем, что для плавления какой-либо порции окатышей в зоне контакта дуги с поверхностью металла (поверхностью мениска) требуется время $\tau_{пл}$, с, и для того, чтобы порция МО могла расплавиться за время $\tau_{пл}$, требуется некоторый перерыв в подаче окатышей в зону плавления. Т.е. необходимо осуществлять циклическую подачу МО в ванну, например, подавать определенный расход окатышей на данную поверхность мениска и прерывать на время $\tau_{пл}$ эту подачу МО в ДСП, чтобы данная порция окатышей успела бы расплавиться, а затем подавать следующую порцию МО в ДСП в зависимости от параметров теплоэнергетического состояния ванны дуговой печи, т.е. от установленной ступени напряжения в ДСП, при которой каждая ступень в печи характеризует подводимую тепловую мощность и оценивается коэффициентом мощности ($\cos\varphi = f(T_e; V_{ок})$), где T_e – температура металла в ванне печи, °С, а $V_{ок}$ – расход окатышей в ванну агрегата, кг/с.

Таким образом, для осуществления электроплавки стали в приемную воронку загружаются металлizedованные окатыши из бункера, затем МО поступают через гибкие шланги, конусные воронки и полые электроды в ванну с металлом и шлаком дуговой печи. Потребляемая мощность электроэнергии на электроплавку металлizedованных окатышей фиксируется датчиком, а расход окатышей и сыпучих материалов регулируется

исполнительным механизмом с обеспечением контроля температуры металла в печи, а также контролем и фиксацией активной мощности, сигналов датчиков тока и напряжения в электрической цепи. При этом блок включения или отключения через исполнительный механизм влияет на расход подачи окатышей в приемную воронку. С помощью системы контроля температуры металла осуществляется расчет величины теплоусвоения Δq_{θ} , кВт, шлакометаллической ванны в дуговой печи, а сигнал этот поступает на исполнительный механизм загрузки окатышей и сыпучих.

Управляющая ЭВМ имеет в своем составе систему расчета параметров нагрева и плавления окатышей, т.е. служит для расчета таких параметров, как скорость загрузки $V_{ок}$, скорость плавления $V_{пл}$, время плавления $\tau_{пл}$ и другие. Система расчета вырабатывает данные для задающего устройства и регулятора скорости загрузки окатышей, который воздействует на исполнительный механизм подачи окатышей в осевые отверстия графитовых электродов печи. Приемная воронка снабжена фотоэлементным датчиком, который фиксирует верхний уровень загрузки окатышей в воронке, а сигнал от датчика поступает в регулятор и подачи окатышей через конвейерную систему, а затем и на конусные воронки, установленные в осевых отверстиях электродов печи.

Эффективность применения такого усовершенствованного загрузочного устройства вытекает из принципа осуществления непрерывной загрузки окатышей в ванну дуговой печи прерывистыми порционными потоками металлизированных окатышей (Рис. 1), т.е. каждая порция этих окатышей с расходом, например, $G_{ок}(i)$, кг, должна находиться на поверхности металла (менисков) столько, сколько эта порция плавится, т.е. время равно $\tau_{пл}(i, k, j$ и др.) При этом время прерывания подачи окатышей (равное периоду отключения) $\tau_{неп}(i, k, j$ и др.) для циклов порционной загрузки (А) и времени $\tau_{пл}$ (Б) изменяются в зависимости от ступеней напряжения (i, k, j и др.) походу электроплавки (В). Для каждой ступени напряжения устанавливается определенная тепловая мощность печи, при которой рассчитываются параметры Δq_{θ} , $V_{ок}$, $V_{пл}$, $\tau_{пл}$ и другие, т.е. представляется необходимым соблюдать при ступенях напряжения (i, k, j и др.) принцип $V_{ок} \leq V_{пл}$, кг/с.

Вывод. Применение усовершенствованного загрузочного устройства для подачи в дуговую сталеплавильную печь металлизированных окатышей позволит улучшить энерготехнологические и технико-экономические показатели электроплавки при соблюдении технологии плавки стали на основе приближенного равенства параметров $V_{ок} \approx V_{пл}$, кг/с. Тепловой к.п.д. печи составит 0,83, удельный расход электроэнергии снизится на 20 кВт·ч/т, а производительность ДСП увеличится до 1,85 т/мин.

Список литературы

1. Макаров А.Н., Соколова А.Ю., Дюндин А.С. Влияние энерготехнологических параметров на технико-экономические показатели работы печей ДСП-150 при плавлении лома и окатышей. Часть I. Работа электропечей с высоким коэффициентом полезного действия дуг при плавлении лома и окатышей / «Электрометаллургия», №2, 2010 г. С. 7-11.
2. Окорков Н.В. и др. Эффективность работы дуговой печи на трубчатых электродах. – М: Электротермия, №19, 1962 г. – с. 13-19.
3. Меркер Э.Э., Малахова О.И. Устройство для загрузки металлизированных окатышей в дуговую печь. Патент РФ 2576213. Опубликовано 27 февраля 2016 г. Бюллетень № 6.

ФОРМИРОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРЯЧЕКАТАНОЙ ТРАВЛЕННОЙ ЛЕНТЫ ПРИ ДРЕССИРОВКЕ

Медведева Е.М., Голубчик Э.М.

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

Аннотация. В статье представлены результаты исследований влияния операции дрессировки горячекатаной ленты на изменение её механических и геометрических параметров при производстве в условиях ОАО «ММК».

Ключевые слова: горячекатаная травленая лента; дрессировка; механические свойства; технология.

FORMATIONS OF PROPERTIES OF THE HOT-ROLLED ETCHED TAPE DURING THE PINCH ROLLING

Medvedeva Ekaterina, Golubchik Eduard

Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

Abstract. The results of the study of influence pinch-rolling process on mechanical and geometric properties changes of the hot-rolled tape are presented.

Keywords: hot-rolled etched tape; pinch rolling; mechanical properties; technology.

Современный процесс развития прокатного производства характеризуется внедрением новых технологических концепций, одной из которых является сокращение производственных переделов с возможностью обеспечения конечных физико-механических свойств и геометрических параметров проката на предшествующих переделах. Для занимающего достаточно большую долю современного рынка металлопродукции горячекатаного штрипса данная тенденция нашла отражение в стремлении к вытеснению продукции, произведенной с использованием последующих переделов.

Таким образом, горячекатаная полоса, в т.ч. травленая, термообработанная, с заданным уровнем механических свойств, высокой точности изготовления и с пониженным уровнем дефектности поверхности, может быть рассмотрена как альтернатива холоднокатаному прокату. Основные области применения такой полосы - производства с использованием операций холодной штамповки и вырубке деталей автомобилей, а также для формовки и сварки труб различного назначения.

Учеными ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» совместно со специалистами ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ОАО ММК) проводится комплекс исследований по освоению новой технологии производства горячекатаной травленной ленты повышенного качества как товарной продукции [1, 2]. Особенностью разрабатываемой технологии является необходимость обеспечения в конечной травленной ленте нормируемого уровня механических свойств, повышенной точности геометрических параметров и состояния поверхности для обеспечения «дополнительного» уровня качества ленты под холодную штамповку и вырубку деталей автомобилей.

Для стабилизации механических свойств в исследованиях было предложено после операции травления применить светлый отжиг ленты в колпаковых печах. При этом изучалось влияние финишных операций отделки горячекатаной травленной ленты, а именно, термической обработки и дрессировки, на формирование ее конечных свойств.

Реализация разработанной технологии осуществлялась в условиях ОАО ММК (Рис. 1). При этом горячекатаная полоса размерами 3,5×1270 мм из стали марки 07ГБЮ подвергалась предварительному продольному роспуску на полосы шириной 410 мм, солянокислому каскадному травлению и дрессировке. При этом исключалась холодная прокатка ленты.

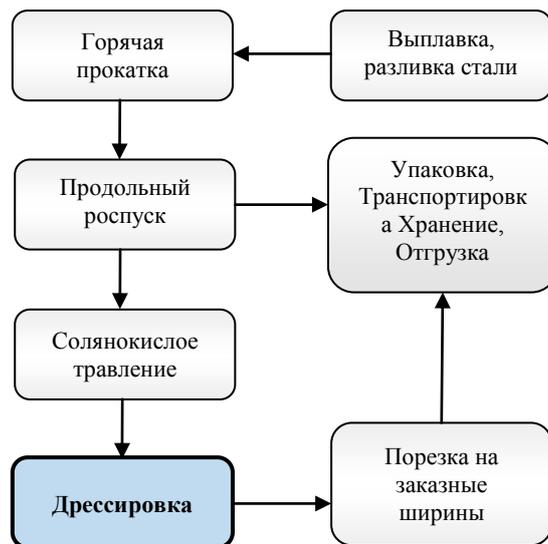


Рис. 1 –Разработанная технологическая схема производства горячекатаной травленой ленты с применением операции дрессировки

Так как особое внимание уделялось, в частности, состоянию поверхности, то были проведены дополнительные исследования по формированию шероховатости поверхности ленты при дрессировке. Дрессировка осуществлялась на двухклетевом прокатно-дрессировочном стане 630. При этом для формирования заданной шероховатости рабочих валков клетки №2 НПДС 630 в диапазоне $Ra_{2,5}$ 3,0-3,5 мкм после шлифовки они подвергались насечке чугуной дробью на дробемете фирмы «Pangborn». Разработанные режимы обработки валков включали следующие параметры:

- количество проходов валка (2 прохода);
- фракция дроби (средняя 0,9-1,2 мм/мелкая 0,3 – 0,8 мм);
- скорость вращения колеса (800/1300 об/мин);
- скорость перемещения тележки (0,4 м/мин);
- частота вращения валка (6 об/мин).

Фактическая полученная продольная разнотолщинность для горячекатаной травленой дрессированной ленты толщиной 3,5 мм составила 0,08-0,10 мм.

Достигнутое снижение величины продольной и поперечной разнотолщинности было обусловлено дополнительным чистовым проходом через валковую систему ленты, находящуюся в термостабильном состоянии, он-лайн управлением процессом редуцирования, более детальной обработкой концов полосы с вырезкой некондиционных участков.

В ходе исследований было установлено, что операция докритического отжига способствует формированию равновесной однородной структуры, а последующая дрессировка – формированию высокой точности, плоскостности, чистоты поверхности, устранению площадки текучести.

Показатели механических свойств опытной партии стальной горячекатаной травленой ленты приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические свойства горячекатаной травленой дрессированной ленты из стали марки 07ГБЮ

Партия	ТУ 14-1-5262-94				Целевой допуск по толщине, мм (ГД-0506 от 29.06.15)
	Предел текучести σ_T , Н/мм ²	Временное сопротивление σ_B , Н/мм ²	Относительное удлинение δ_5 , %	Твёрдость, HBR*, не более	-0,05/+0,18
	Не менее				Фактическая толщина, мм
	360	440	30	80	
Плавка 124241 – 07ГБЮ – 3,5x410 мм					
1	400	465	37	79	3,52
2	380	450	39	77	3,56
3	390	455	36	78	3,60
4	380	465	38	78	3,46
5	390	455	36	78	3,57
6	390	465	37	78	3,53
7	380	455	35	78	3,55

Из таблицы 1 следует, что применяемые технологические воздействия в условиях НПДС 630 не снижают уровень качественных характеристик ленты. При этом после процедуры ее дрессировки, при испытаниях образцов на растяжение, отмечено отсутствие площадки текучести, что благоприятно отражается на штампуемости металлопроката.

Отдельно стоит отметить, что при использовании насеченных рабочих валков произошло некоторое ретуширование поверхности горячекатаной травленой ленты [3]. Причем, по результатам использования операции дрессировки насеченными рабочими валками качество отделки поверхности горячекатаной травленой ленты соответствует 2 группе ГОСТ 16523:

«На обеих сторонах проката не допускаются дефекты, глубина которых превышает $\frac{1}{2}$ суммы предельных отклонений по толщине и выводящие прокат за минимальные размеры по толщине, а также цвета побежалости на расстоянии, превышающем 50 мм от кромок. На лицевой стороне (лучшей по качеству поверхности) не допускаются риски и царапины длиной более 50 мм».

В условиях ОАО «ММК» было освоено производство опытной партии полос из марки стали 07ГБЮ. Горячекатаная травленая лента из марки стали 07ГБЮ предназначена для конструирования диска колеса автомобиля и поставляется в адрес отечественных автоконцернов ОАО «АВТОВАЗ» и ОАО «ГАЗ». Для повышения эффективности переработки ленты из стали марки 07ГБЮ в автомобильные диски, а также для повышения усталостных характеристик уже готовых колес, был разработан ряд технологических мероприятий. Определены следующие направления, способствующие повышению стойкости ленты к циклическим нагрузкам:

- стабилизация продольной и поперечной разнотолщинности;
- минимизация дефектов формы;
- обеспечение равновесной структуры металлопроката для снижения внутренних напряжений;
- повышение ресурса технологической переработки в готовое изделие;
- придание прокату максимального качества исполнения поверхности.

Вид поверхности изготовленных опытных партий ленты и полученные из них диски колес представлены на рисунке 2.

По результатам изготовления опытных партий горячекатаной травленой ленты из стали 07ГБЮ с применением операции ее дрессировки, были отмечены следующие аспекты качества полученного продукта:

- нормируемая микротопография поверхности (*влияниена адгезию, расход краски, штампуемость*);
- снижение уровня разнотолщинности (*продольная, поперечная*);
- стабилизация планшетности;
- отсутствие площадки текучести;
- снижение уровня дефектов «риски», «царапины»;
- эргономичный вид;
- наклеп поверхностных слоев металла.



Рис. 2 – Вид поверхности горячекатаной травленой дрессированной ленты опытной партии и полученного диска колеса

Список литературы

1. Голубчик Э.М., Медведева Е.М., Телегин В.Е. Исследование технологии производства стальной горячекатаной ленты с расширенным комплексом потребительских свойств. Труды XIX Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество». Ч.2. СибГИУ, Новокузнецк, 2015. С. 155-159.
2. Голубчик Э.М., Медведева Е.М., Телегин В.Е., Васильев И.С. XVII International scientific conference “New technologies and achievements in metallurgy, material engineering and production engineering”. Monograph № 56. Poland, Czestochowa, 2016. P. 260-266.
3. Голубчик Э.М., Телегин В.Е., Смирнов П.Н., Корнилов В.Л., Яхонтов В.Д. Особенности производства горячекатаной травленой ленты с управляемой шероховатостью поверхности. Сталь. 2012. №2. С. 51.

ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЛАВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ В ВАННЕ ДСП

Меркер Э.Э., Крахт Л.Н., Малахова О.И., Кожухов А.А., Черменев Е.А.,
Казарцев В.О., Степанов В.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
merker@inbox.ru, lkrakht@mail.ru, ox_m73@mail.ru, kosuhov@yandex.ru, fenix-evg@yandex.ru,
valkar_mail_box@mail.ru, viktor1990_31@mail.ru

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы снижения угара металла в условиях электроплавки стали при непрерывной подаче металлизированных окатышей через полые электроды в ванну дуговой печи. Показано, что регулирование угара металла и выноса плавильной пыли из-под электрических дуг печи путём изменения расхода окатышей и учёта параметров тепловой работы печи позволяет в существенной мере повысить выход годного при электроплавке стали.

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь; угар; металлизированные окатыши; скорость плавления.

THERMOPHYSICAL FEATURES OF SMELTING DRI INTO A BATH OF ELECTRIC ARC FURNACE

Merker E.E., Kraht L.N., Malakhova O.I., Kozhukhov A.A., Chermenev E.A.,
Kazartsev V.O., Stepanov V.A.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
merker@inbox.ru, lkrakht@mail.ru, ox_m73@mail.ru, kosuhov@yandex.ru, fenix-evg@yandex.ru,
valkar_mail_box@mail.ru, viktor1990_31@mail.ru

Abstract. The article considers the issues of reducing metal loss in the conditions of the electric smelting of steel in the continuous flow of metallised pellets through the hollow electrodes into the bath of electric arc furnace. It is shown that the regulation of the heat of metal melting and removal of dust from under the electric arcs of the furnace by changing the flow of the pellets and the parameters of the thermal operation of the furnace allows to substantially improve the yield of the electrofusion steel.

Keywords: electric arc furnace; waste; DRI; speed of melting.

В настоящее время особую актуальность для электрометаллургии стали приобрела задача повышения выхода годного в высокомоощных дуговых сталеплавильных печах (ДСП). Это вызвано тем, что применение различных способов интенсификации электроплавки привело к существенному снижению выход годного, в первую очередь за счёт повышенного угара металла, что особенно важно при использовании в шихте высококачественного материала – металлизированных окатышей и брикетов. В работах [1, 2] представлены конструктивные и технологические особенности электроплавки [1] стали с применением [4] непрерывной подачи железорудных металлизированных окатышей (ЖМО) в ДСП.

Технология плавки стали (Рис. 1) из ЖМО в ДСП, включающей их непрерывную подачу через полые электроды в зону испарения металла, образующуюся при контакте электрических дуг с металлическим расплавом, и плавление, предусматривает поддержание угара в процессе плавки на оптимальном уровне путём регулирования расхода ЖМО в упомянутую зону[2].

Применение полых электродов в ДСП позволяет осуществлять подачу ЖМО [1, 3] в зону высоких температур в подэлектродное пространство ДСП, что влияет на угар железа, который определяется по выражению (1). При этом величина угара железа регулируется изменением расхода ЖМО (Рис. 2), по данным контроля параметров тепловой работы ДСП

или изменением расхода электроэнергии на процесс. Окатыши загружают непрерывно или путём порционной периодической подачи в зону горения электрических дуг [3].

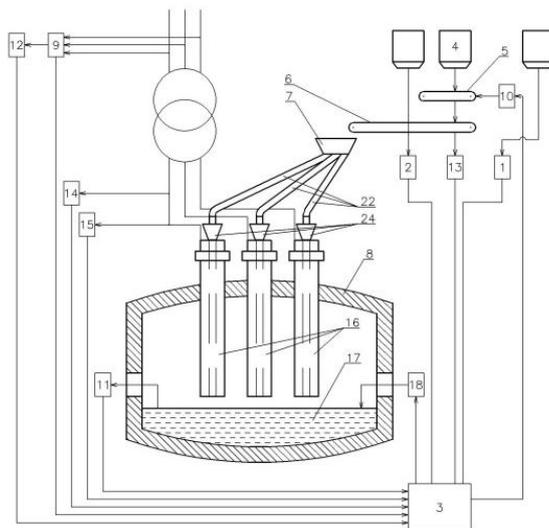


Рис. 1 – ДСП с полими электродами:

1 – система расчёта расхода металлошихты на электроплавку; 2 – датчик расхода сыпучих материалов (известь и др.); 3 – управляющая ЭВМ; 4, 5 и 6 – узел подачи ЖМО в (7), где 4 – бункер расхода металлизированных окатышей; 5 - 6 – конвейеры для загрузки окатышей и других сыпучих материалов; 7 – приемная воронка; 8 – электросталеплавильная печь; 9 – датчик потребляемой активной мощности; 10 – исполнительный механизм загрузки окатышей и сыпучих; 11 – система контроля температуры металла в печи; 12 – сигналы с датчиков активной мощности; 13 – сигналы с датчиков расхода окатышей; 14 – датчики тока; 15 – датчики напряжения; 16 – полые электроды; 17 – ванна с металлом и шлаком в ДСП; 18 – система расчёта теплоусвоения ванны; 19 – система расчёта параметров нагрева и плавления окатышей в ванне печи; 20 – задающее устройство; 21 – регулятор скорости загрузки ЖМО; 22 – исполнительный механизм подачи окатышей в осевые отверстия электродов печи; 23 – фотоэлементный датчик для фиксации уровня загрузки ЖМО в приёмную воронку; 24 – блок включения или отключения исполнительного механизма (10) узла подачи ЖМО в воронку (7); 25 – гибкие шланги для подачи окатышей в электроды; 26 – конусные воронки в отверстиях электродов

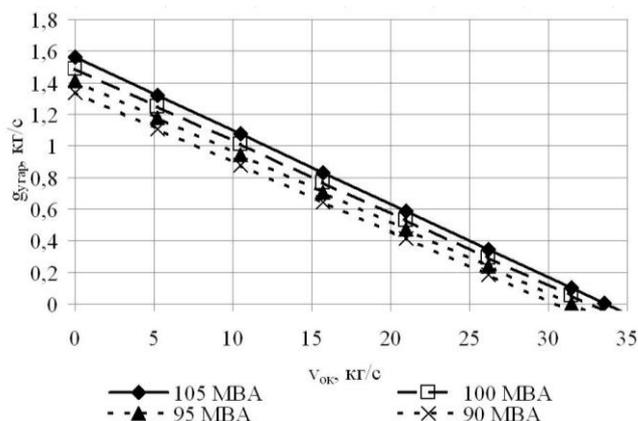


Рис. 2. Зависимость угара металла при плавлении ЖМО под дугами ДСП при различном тепловом состоянии сталеплавильной ванны в подэлектродном пространстве

Так как технико-экономические показатели электроплавки ЖМО должны быть на высоком требуемом уровне [1, 5], это достигается соблюдением равенства скорости подачи окатышей и их скорости плавления $v_{ок} = v_{пл}$, определённых по математической модели, представленной уравнениями (1)-(10).

Образующийся угар металла вычисляют в соответствии с выражением

$$G_{угар} = (3P_{\delta} \cdot \eta_{\delta} - \Delta q_{в} - K \cdot q_{ок}) / L_j, \quad (1)$$

где P_{δ} – тепло, генерируемое в электрической дуге, Вт; η_{δ} – к.п.д. дуги; K – доля окатышей, которая плавится на поверхностном слое металла в зоне испарения; $\Delta q_{в}$ – теплоусвоение ванны, Вт; $q_{ок}$ – удельный тепловой поток на нагрев и плавление окатышей в слое расплава под дугой, Вт/м³; L_j – удельная теплота испарения железа, Дж/кг.

Тепло, генерируемое в электрической дуге, определяют по известному выражению $P_{\delta} = U_{\delta} \cdot I_{\delta}$, где U_{δ} и I_{δ} – соответственно напряжение (В) и ток (А) дуги, а теплоусвоение ванны

$$\Delta q_{в} = (M_{ме} c_{ме} + M_{шл} c_{шл}) \cdot v_t, \quad \text{Вт}, \quad (2)$$

где $M_{ме}$, $M_{шл}$ – соответственно массы металла и шлака, кг; $c_{ме}$, $c_{шл}$ – теплоёмкости металла и шлака, Дж/(кг·К); v_t – скорость нагрева металла, °С/с.

Тепловой поток на нагрев и плавление окатышей в слое расплава под дугой

$$q_{ок} = [c_{ок} (t_{пл} - t_{ок}) + L_{пл} + c_p (t_m - t_{пл})] v_{ок}, \quad (3)$$

где $L_{пл}$ – удельная теплота испарения железа и плавления окатышей, Дж/кг; $c_{ок}$ и c_p – удельная теплоёмкость окатыша и получившегося расплава после расплавления окатыша, Дж/(кг·К); $t_{ок}$, $t_{пл}$, t_m – начальная температура окатыша, температура его плавления и температура металла в расплаве в ванне печи, °С; $v_{ок}$ – расход железорудных окатышей в зону испарения металла в печи, кг/с [1, 2].

При этом скорость подачи окатышей через полые электроды в сталеплавильную ванну определяют по выражению [6]

$$v_{ок} = \left(\frac{\Delta q_{в}}{\bar{c} \cdot v_t} - G_0 \right) / \tau_{ок}, \quad \text{кг/с}, \quad (4)$$

где G_0 – начальная масса металла в печи, кг; \bar{c} – средняя теплоёмкость металла в печи, Дж/(кг·К); $\tau_{ок}$ – время загрузки окатышей в печь, с, а текущее количество окатышей при непрерывной или дискретной подаче в ванну можно рассчитать по выражению

$$G_{ок}(i, k, j \text{ и др.}) = v_{ок} \cdot \tau_{пл}(i, k, j \text{ и др.}), \quad \text{кг}, \quad (5)$$

где индексы i , k , j и др. относятся к ступеням напряжения в дуговой сталеплавильной печи; $\tau_{пл}(i, k, j \text{ и др.})$ – время плавления порции окатышей в ванне печи.

Система расчёта в составе управляющей ЭВМ выполнена с возможностью определять время периода отключения ($\tau_{пер}$, с) регулятора скорости и исполнительного механизма загрузки окатышей в осевые отверстия электродов по зависимости

$$\tau_{пер}(i, k, j \text{ и др.}) = \tau_{пл}(i, k, j \text{ и др.}) = (3 \cdot S_{мен} \cdot k / S_{ок}) \cdot m_{ок} / v_{ок}, \quad \text{с}, \quad (6)$$

где $S_{мен} = 2\pi(L_{\delta} + r_{\varepsilon}) \cdot h_{мен}$ – поверхность мениска, м²; $S_{ок} = \pi \cdot r_{ок}^2$ – площадь размещения окатыша на поверхности мениска, м²; $h_{мен} = 3 \cdot 10^{-3} \cdot I_{\delta}$ – глубина мениска [1], м; L_{δ} – длина дуги, м; $r_{ок}$ – радиус окатыша, м; r_{ε} – радиус электрода, м; $m_{ок}$ – масса окатыша, кг; $k = 0,9069$ – коэффициент плотности размещения порций окатышей на поверхности мениска ($S_{мен}$, м²) в ванне печи при наилучшем заполнении поверхности.

Предложенная система расчёта в составе управляющей ЭВМ [3] выполнена с возможностью определять время плавления порции окатышей ($\tau_{пл}(i, k, j$ и др.), кг/с) по зависимости $\tau_{пл}(i, k, j$ и др.) = $N \cdot m_{ок} / v_{пл}$, где N – количество окатышей в данной порции (шт.); $v_{пл}$ – скорость плавления окатышей (кг/с), индексы i, k, j и др. – соответствующие ступени напряжения (Рис. 3).

В первом приближении скорость плавления окатышей на поверхности мениска рассчитывают по выражению:

$$v_{пл} = m_{ок} \cdot N / \tau_{пл}, \quad (7)$$

где $m_{ок}$ – вес окатыша, кг; $\tau_{пл}$ – время плавления окатыша, с; N – число окатышей на поверхности испарения, равное для трёх электрических дуг

$$N = (3 \cdot S_{мен} / S_{ок}) \cdot 0,9069, \quad (8)$$

где 0,9069 – коэффициент оптимальной плотности размещения окатышей на поверхности.

Зависимость времени плавления от коэффициента конвективной теплоотдачи окатышей при их нагреве в ванне дуговой печи

$$\tau_{пл} = \chi_1 \cdot \alpha^{\chi_2}, \quad (9)$$

где $\alpha \approx 10$ кВт/м²·К – коэффициент конвективной теплоотдачи в системе окатыш-расплав, Вт/м²·К; $\chi_1 = 10,64$ и $\chi_2 = - 0,798$ – параметры уравнения для рассматриваемых условий плавления окатышей в ДСП.

Расход окатышей ($v_{ок}$, кг/с) устанавливают в зависимости от текущей скорости их плавления ($v_{пл}$, кг/с) по неравенству:

$$v_{ок} \leq v_{пл} = m_{ок} \cdot N / \tau_{пл}, \quad (10)$$

Формулы (1)-(10) составляют структуру математической модели угара металла. Алгоритм расчёта представлен в виде блок-схемы на рисунке 4.

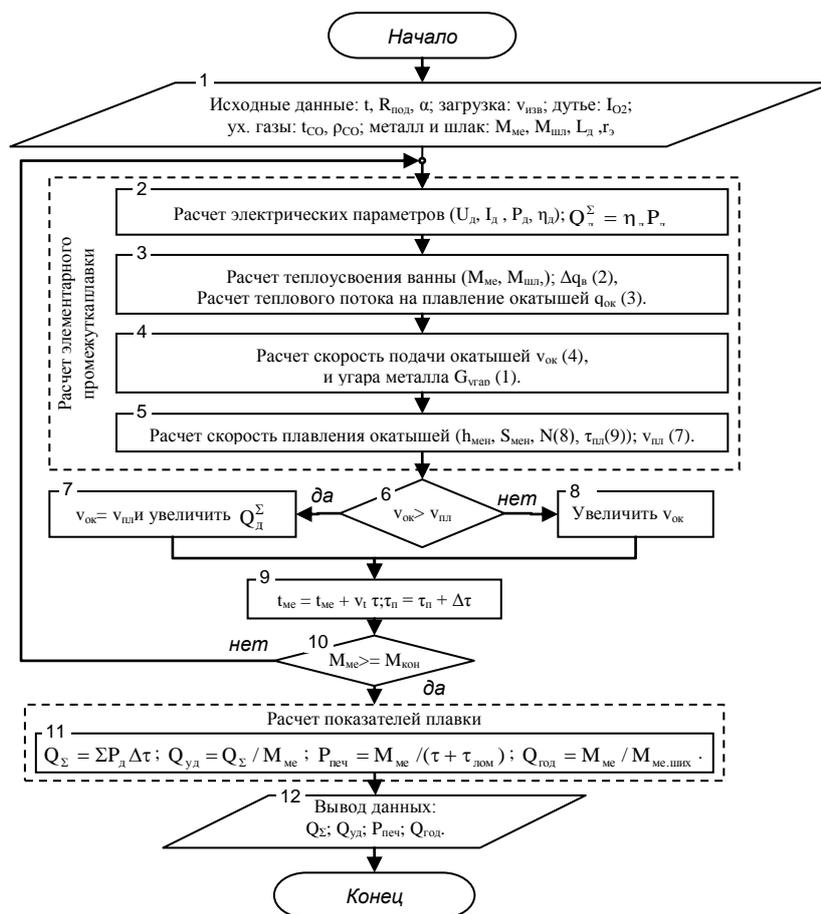


Рис. 4 – Блок-схема метода расчёта угара металла

Заключение. Рассмотрены особенности электроплавки стали при непрерывной подаче ЖМО через полые электроды в ванну ДСП. Предложена математическая модель расчёта параметров тепловой работы печи. Алгоритм модели предусматривает определение производительности печи, выхода годного, удельного расхода электроэнергии на плавку и др. Показана возможность регулирования угара металла и выноса плавильной пыли путём изменения расхода окатышей, а также параметров тепловой работы печи.

Список литературы

1. Меркер Э.Э. Электроплавка металлизированных окатышей в дуговой печи [Текст]/ Э.Э. Меркер, Е.А. Черменев. - Старый Оскол: «ТНТ», 2015. -320 с.
2. Меркер Э.Э., Черменев Е.А., Степанов В.А., Киселёва Н.А., Грачёва И.Ю. Способ плавки стали из железорудных окатышей в дуговой сталеплавильной печи. Патент 2567424 РФ. Опубликовано 10 ноября 2015 г. Бюллетень № 31.
3. Меркер Э.Э., Малахова О.И. Устройство для загрузки металлизированных окатышей в дуговую печь. Патент РФ 2576213. Опубликовано 27 февраля 2016 г. Бюллетень № 6.
4. Крахт Л.Н. Применение железорудного сырья и метод дожигания газов в агрегатах сталеплавильного производства [Текст]: учебное пособие/Л.Н. Крахт, Э.Э. Меркер, А.А. Кожухов и др. - Старый Оскол: «ТНТ», 2016. - 560 с.
5. Меркер Э.Э. и др. Дуговая печь для электроплавки стали. Патент РФ №2567426. Опубликовано 10.11.2015 г. Бюллетень № 31.

6. Меркер Э.Э., Черменев Е.А., Степанов В.А. Энергосберегающий режим электроплавки металлизированных окатышей в ванне дуговой печи // Электротехнология. - 2015. - №2. - С. 2-7.

УДК 621.791.92

МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОКРЫТИЙ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ И ОБРАТНОСТУПЕНЧАТОЙ НАПЛАВКЕ*

Романенко Д.Н.¹, Артеменко Ю.А.¹, Емелюшин А.Н.², Ермолаев Д.В.³, Кожухов А.А.³

¹ ФГБОУ ВО «Юго-Западный государственный университет», Россия, г. Курск

² ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

³ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
Romanenko-kstu46@yandex.ru, naplavka48@mail.ru,
emelushin@magtu.ru, walkman550@mail.ru, koshuhov@yandex.ru

Аннотация. В работе представлен сравнительный микроструктурный анализ покрытий порошковыми проволоками ПП АН – 125 и ПП АН – 170 при непрерывной и обратноступенчатой наплавке деталей работающих в условиях абразивного изнашивания с умеренными ударными нагрузками.

Ключевые слова: обратноступенчатая наплавка; порошковая проволока; твердость; абразивная износостойкость; микроструктура; работоспособность.

METALLOGRAPHIC ANALYSIS COATINGS IN CONTINUOUS AND OBRATNOSTUPENCHATOY SURFACING

Romanenko D.N.¹, Artemenko Y.A.¹, Emelyushin A.N.², Ermolaev D.V.³, Kozhuhov A.A.³

¹ Southwest State University, Russia, Kursk

² Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

³ Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol
Romanenko-kstu46@yandex.ru, naplavka48@mail.ru, emelushin@magtu.ru, walkman550@mail.ru,
koshuhov@yandex.ru

Abstract. The paper presents a comparative analysis of the microstructure of coatings cored wires AN PP - 125 and PP AN - 170 in a continuous and obratnostupenchatoy surfacing parts operating under conditions of abrasive wear with moderate impact loads.

Keywords: obratnostupenchataya welding; flux-cored wire; hardness; abrasion resistance; microstructure; performance.

В качестве объекта исследования были выбраны порошковые проволоки ПП АН – 125 и ПП АН – 170, предназначенные для износостойкой наплавки деталей работающих в условиях абразивного изнашивания с умеренными ударными нагрузками. Эти сплавы являются типичными представителями околоэвтектических высоколегированных белых чугунов. Химический состав сплавов, получаемых при наплавке данными проволоками приведен в таблице 1.

Микроструктура сплава наплавленного проволокой ПП АН – 125 состоит из дендритов высоколегированного аустенита, окруженного карбидной эвтектикой.

* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-38-50169 мол_нр.

Таблица 1 – Химический состав порошковых проволок ПП АН – 125 и ПП АН – 170

	Содержание элемента, % (мас.)					
	С	Cr	В	Si	Mn	Ti
ПП АН-125	1,9-2,1	14-16	0,7	1,5	1,0	0,3
ПП АН-170	0,7-0,9	19-21	3,0	-	-	0,6

Приготовление опытных образцов проводилось в следующей последовательности:

1. На заготовки из стали 3 наплавлялись опытные валики, по режимам параметры которого приведены в таблице 2.
2. Наплавленная заготовка разрезалась на электроэрозионной установке на поперечные и продольные макрошлифы (Рис. 1). Приготавливались микрошлифы путем травления электрохимическим способом в 20% хромовой кислоте на режиме: $j=0,1 \text{ А/мм}^2$; $t=5 - 15 \text{ с}$.
3. Полученные микрошлифы снимались на цифровую фотокамеру.

Таблица 2 – Параметры режимов наплавки

№ образца	Способ наплавки	Параметры режима				
		I, А	U, В	Vн, см/с	Tосн, с	S, мм
1	непрерывная	400	30	0,4	-	-
2				0,8		
3	обратноступенчатая наплавка (ОСН)			0,4	1,5	30
4				0,4	3,0	
5				0,8	1,5	

Микроструктура металла полученного непрерывной наплавкой проволокой ПП АН-125 состоит из ориентированных дендритов, растущих от поверхности сплавления в направлении, противоположном теплоотводу в основной металл (практически по нормали к поверхности сплавления). Вблизи свободной поверхности валиков наблюдается ограниченное количество равноосных кристаллитов (РОК).

В нестационарном участке валика за счет прекращения воздействия источника резко увеличивается теплоотвод в основной металл и, как следствие, возрастают скорость кристаллизации V_k и градиент температур G . В соответствии с соотношением [1] $\ell=A(Gv_k)^{0,5}$; (ℓ – расстояние между первичными ветвями дендритов, $A=const$) наблюдается многократное измельчение дендритной структуры.

В связи с неконтрастным травлением продольный и поперечный макрошлифы показаны на рисунке 1 схематично. В микромасштабе четко выделяется область переплава предыдущего валика последующим.

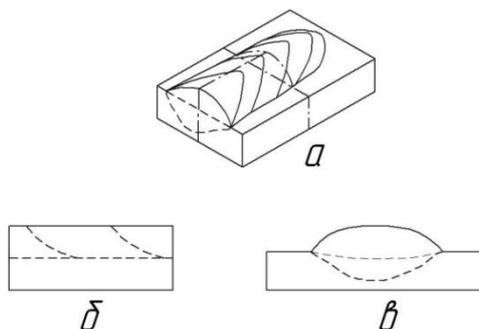


Рис. 1 – Схема разрезки и внешний вид микрошлифов: а – схема разрезки; б – продольный микрошлиф; в – поперечный микрошлиф

В большом диапазоне ОСН наблюдается значительное расширение зоны РОК. По границе зоны сплавления основного металла с наплавленным наблюдается первоначальный старт столбчатых дендритов, рост которых достаточно быстро тормозится и образуется зона РОК (Рис. 2, а). Еще быстрее рост столбчатых дендритов останавливается на границе сплавления предыдущего валика с последующим (Рис. 2, б и 2, в). Большую часть объема наплавленного металла занимает зона РОК (Рис. 2, г). Подобная картина характерна для поперечных шлифов.

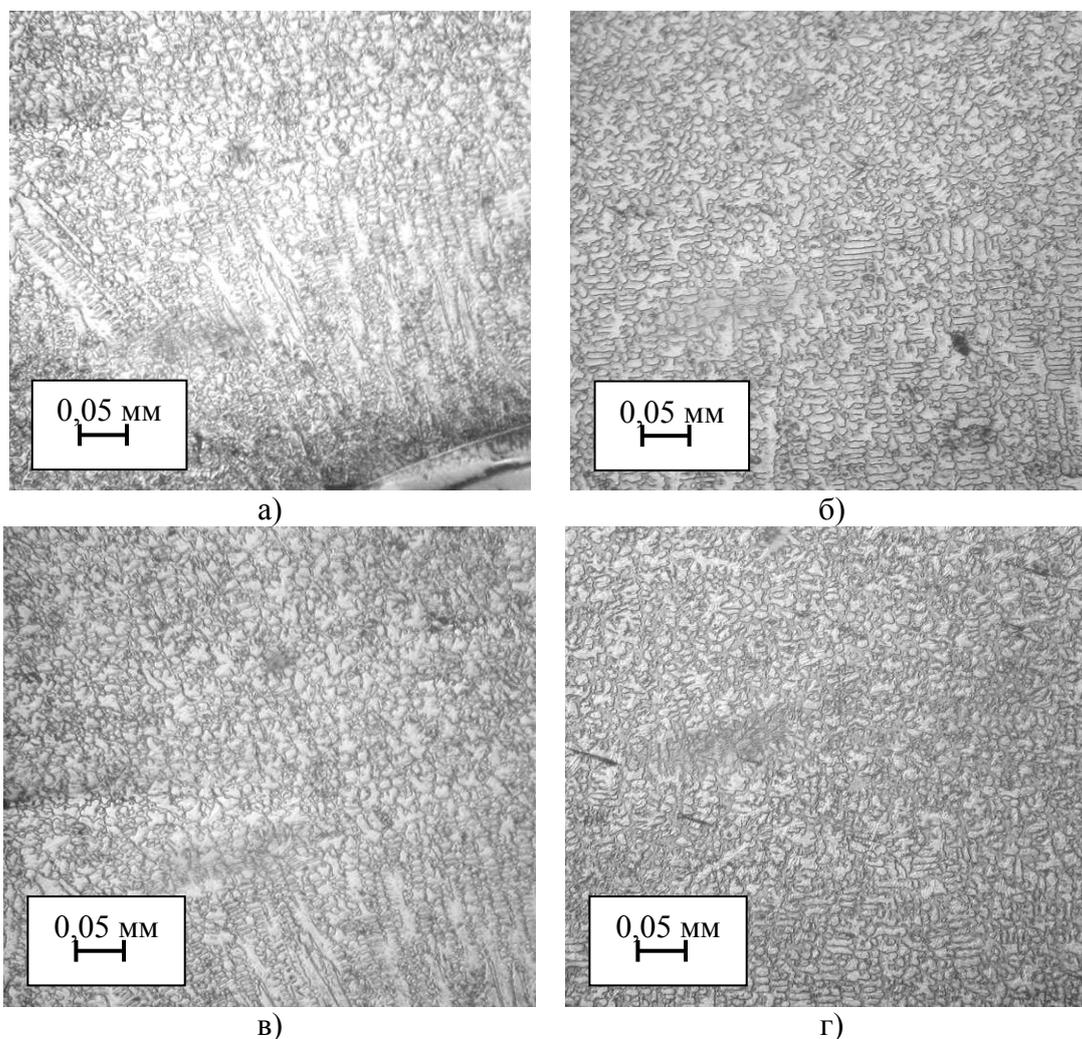


Рис. 2 – Микроструктуры наплавленного металла (ПП АН – 125, продольный шлиф)

Структура металла наплавленного порошковой проволокой ПП АН – 170 в зависимости от параметра режима наплавки может быть доэвтектической, эвтектической и заэвтектической. Морфология строения эвтектики также изменяется.

Исследования показали, что основными параметрами, влияющими на морфологию эвтектики и наличия первичных фаз (дендритов аустенита или карбоборидов) являются скорость кристаллизации V_K , пропорциональная скорости наплавки V_H и доли основного и электродного металлов в наплавленном валике, определяемые соотношением F_H/F_O , где F_H и F_O – соответственно площади усиления и зоны проплавления на поперечном макрошлифе. F_H и F_O оценивалось с применением пакета программ Компас-график. Зависимость характера микроструктуры от вышеуказанных параметров приведена на рисунке 3.

При значительной доле основного металла и малых скоростях кристаллизации, то есть при большом проплавлении основного металла структура является доэвтектической. В

объеме шва сначала появляются первичные равноосные кристаллы аустенита, о чем свидетельствует их доминирование в структуре (Рис. 4, а).

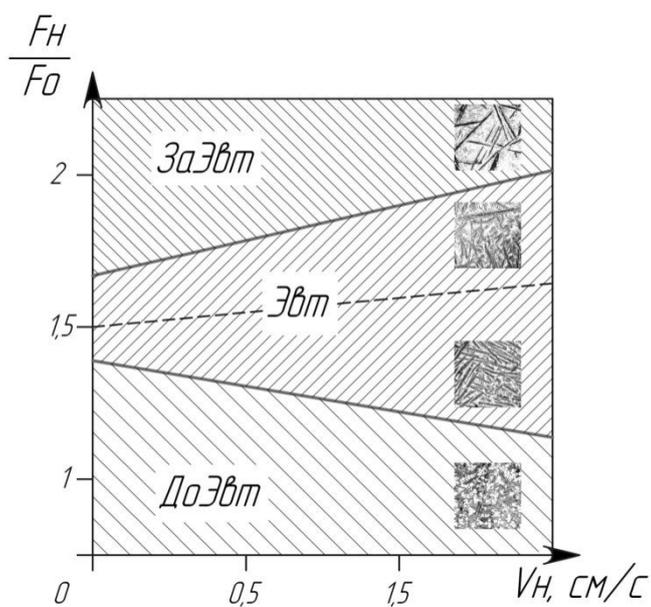


Рис. 3 – Влияние параметров наплавки на микроструктуру

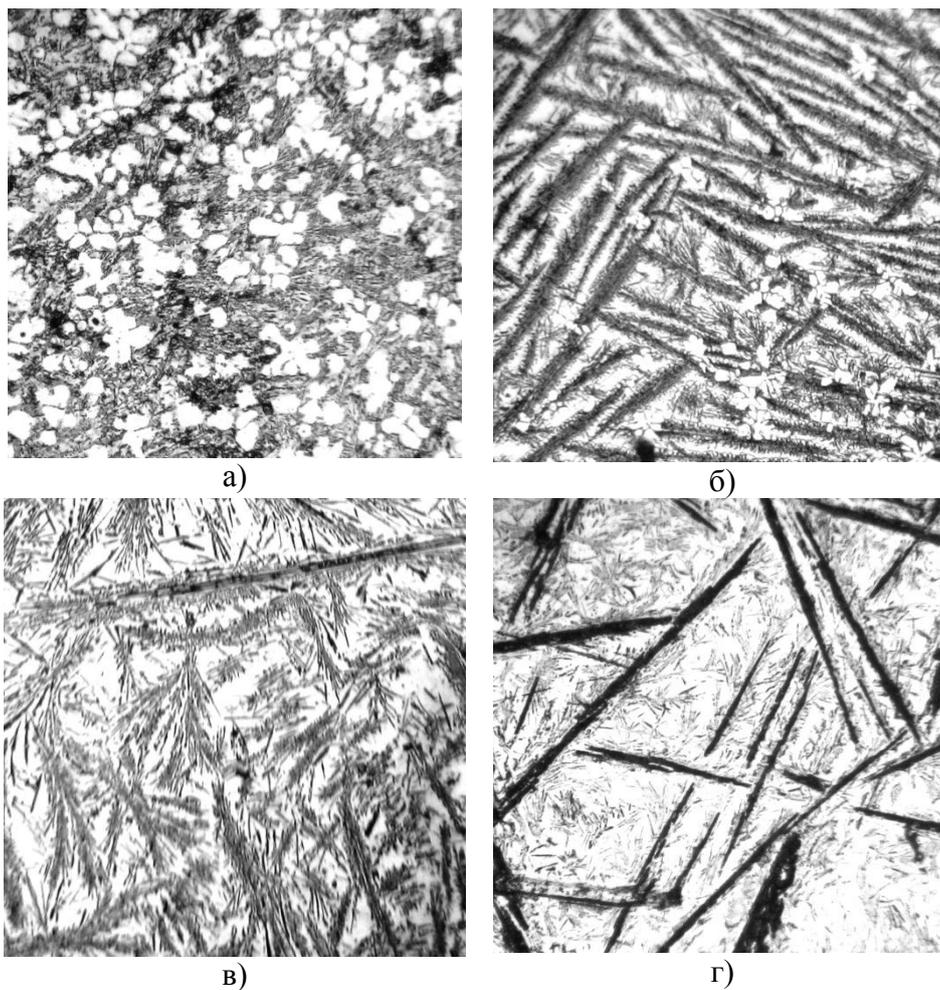


Рис. 4 – Микроструктура наплавленного металла (проволока ПП АН – 170)

При малых скоростях кристаллизации эвтектика имеет равномерное строение с тонкодисперсной структурой. С увеличением скорости строение эвтектики становится более дифференцированным, в ней наблюдается чередование светлых и темных участков (Рис. 4, б). Темные участки представляют собой поверхности, что доказано при «трехмерном сканировании», преимущественно направленные в сторону теплоотвода. «Трехмерное сканирование» представляет собой метод микроструктурного исследования наплавленного металла, когда изучению подвергается микрошлифы, изготовленные перпендикулярно каждой из трех координатных плоскостей (осей) наплавленного валика. Кристаллическое строение и химический состав этих поверхностей, а также их влияние на свойства наплавленного металла является предметом дальнейшего исследования.

С увеличением скорости наплавки V_H темные образования приобретает перистое строение с тонкодисперсной карбидной фазой. В отдельных участках наблюдаются карбидные иглы, что указывает, что карбидная фаза является ведущей в эвтектике (Рис. 4, в).

При больших соотношениях F_H/F_0 в структуре появляются заэвтектические карбобориды, имеющие стержневое строение. Эвтектика между карбидной фазой имеет перистую структуру.

Применение ОСН приводит к расширению области существования квазиэвтектической структуры, за счет более высокой скорости кристаллизации в отдельных объемах [2, 3]. Так же наблюдается значительное измельчение структурных составляющих.

Полученные результаты позволяют сделать вывод о перспективности применения обратноступенчатой наплавки в управлении квазиэвтектической кристаллизацией.

Список литературы

1. Флемингс М. Процессы затвердевания. М.: Мир, 1977. 416 с.
2. Процессы кристаллизации при наплавке износостойких сплавов / Ю.А. Артеменко, Д.В. Бартенев, А.В. Макушенко, Е.В. Рыжков, С.Г. Шеховцов // Технология металлов. 2008. № 8. С. 41-43.
3. Способ обратноступенчатой наплавки износостойких сплавов / Ю.А. Артеменко, Е.В. Рыжков, С.Г. Шеховцов, С.П. Агарков // Заготовительные производства в машиностроении. 2009. № 2. С. 11-12.

УДК: 669

РАЗРАБОТКА РЕГРЕССИОННОЙ МОДЕЛИ РАСЧЕТА ТВЕРДОСТИ ВЫПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА Рощупкина Е.Ю.¹, Кожухов А.А.², Бондарчук А.А.¹

¹ АО «Оскольский электрометаллургический комбинат», Россия, г. Старый Оскол

² Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
koshuhov@yandex.ru

Аннотация: В статье рассматриваются вопросы, связанные с производством сталей по индивидуальной заказной спецификации отвечающие заданным технологическим свойствам. По результатам выполненного анализа разработана регрессионная модель которая позволяет производить расчет прокаливаемости стали в зависимости от ее химического состава.

Ключевые слова: прокаливаемость, регрессионный анализ, твердость.

THE DEVELOPMENT OF A REGRESSION MODEL FOR THE CALCULATION OF THE HARDNESS OF THE STEEL PRODUCED, DEPENDING ON ITS CHEMICAL COMPOSITION

Roshupkina E.Y.¹, Kozhuhov A.A.², Bondarchuk A.A.¹

¹ AO Oskol Electrometallurgical Plant, Russia, Sary Oskol

² Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Sary Oskol
koshuhov@yandex.ru

Abstract: In articles the questions connected with production staly according to the individual custom specification answering to the set technological properties are considered. By results of the made analysis the regression model which allows to make calculation of a prokalivayemost of steel depending on its chemical composition is developed.

Keywords: prokalivayemost, regression analysis, hardness.

При производстве любой марки стали в индивидуальной заказной спецификации на производство конкретной марки стали, по мимо требований по химическому составу существуют и другие требования, такие как, например прокаливаемость стали. Под прокаливаемостью рассматривается твердость стали, распределенная на глубине h от поверхности [1]. При чем, не всегда обеспечивая заданный химический состав можно гарантировать заданную полосу прокаливаемости. Как известно на прокаливаемость стали оказывает влияние химический состав стали. В данной работе ставится задача выбора химического состава стали который полностью будет удовлетворять требованиям индивидуальной спецификации и обеспечить твердость в заданной полосе прокаливаемости. Для примера выбрана марки стали C45 mod, российский аналог стали марки 45ХГН, данная марка стали предназначена для производства шестерней в коробках передач автомобилей. Химический состав марки стали C45 mod согласно индивидуальной спецификации представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав марки стали C45 mod

	C	Si	Mn	S	P	Cr	Cu	Ni	Al	Mo	N
Минимум	0,46	0,15	0,75	0,018	н.б.	0,23	н.б.	0,15	0,020	н.б.	н.б.
Максимум	0,50	0,35	0,85	0,025	0,025	0,30	0,25	0,20	0,040	0,08	0,013

При этом твёрдость в точках должна соответствовать нормам представленных в таблице 2:

Таблица 2 – Нормы твёрдости в точках марки стали C45 mod

	1,5	3	5	8	мм
min	58	56	42	33	HRC
max	63	61	54	40	

Распространенным подходом к построению модели зависимости твердости от химического состава является регрессионный анализ, в рамках которого строятся линейные модели вида:

$$y = \sum k_i x_i + b$$

где y – твердость стали;

x_i – химический состав

$x_i = \{x_C + x_{Si} + x_{Mn} + x_S + x_P + x_{Cr} + x_{Cu} + x_{Ni} + x_{Al} + x_{Mo} + x_N\}$;

k_i – коэффициент для каждого элемента
 $k_i = \{k_C + k_{Si} + k_{Mn} + k_S + k_P + k_{Cr} + k_{Cu} + k_{Ni} + k_{Al} + k_{Mo} + k_N\}$;
 b – константа.

Изучая регрессионные модели «химический состав – свойства» было установлено, что при химическом составе плавки близкому к нижнему (верхнему) значению допустимого интервала по нескольким химическим элементам результаты полученные по регрессионная модель имеют существенные отклонения. В связи с этим, для построения регрессионной модели были выбраны марки стали с химическим составом с более широким химическим составом чем заданная марка на которых производилось определение твердости стали. При этом марки стали выбирались таким образом, чтобы химический состав марки стали С45 mod находился как можно ближе к середине диапазона объединенного химического состава. Объединенный химический состав этих марок представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Объединенный химический состав марок сталей

	C	Si	Mn	S	P	Cr	Cu	Ni	Al	Mo	N
Минимум	0,40	0,12	0,70	0,004	0,008	0,03	0,02	0,04	0,015	0,005	0,004
Максимум	0,57	0,38	0,89	0,031	0,022	0,30	0,11	0,25	0,037	0,10	0,013

Для объединенного химического состава при помощи программы STATISTICA10 была построена регрессионная модель для каждой точки прокаливаемости (глубина от закаленного образца на расстоянии 1,5 мм, 3 мм, 5 мм и 8 мм). Так, например коэффициенты регрессионной модели для точки 1,5 мм представлены в таблице 4. Коэффициент детерминации для данной модели составил $R^2 = 0,89$.

Таблица 4 – Коэффициенты регрессионной модели для точки 1,5 мм

KC	KSi	KMn	KS	KP	KCr	KCu	KNi	KAl	KMo	KN	b
31,4	3,27	0,66	0,55	0	0	27,78	2,34	-0,88	-3,56	0	42,9

По полученным в регрессионных моделях коэффициентам была построена программа прогнозирования твердости в зависимость от химического состава плавки.

Проведена апробация регрессионной модели. Для этого по результатам маркировочной пробы марки С45 mod был произведен расчет полосы прокаливаемости (прокалка расчетная) затем в лабораторных условия проведено определение твердости на необходимой глубине, на рисунке 1 и таблице 5 представлены данные для одной плавки.

Таблица 5 – Данные определения твердости для одной плавки

Глубина от торца образца, мм	1,5	3	5	8
Фактическая твердость, HRC	60,5	58	53	34
Расчетная твердость, HRC	61,3	58,2	52,4	34,3
Отклонение, HRC	0,85	0,20	-0,60	0,28

На рисунке 1 представлен допустимый диапазон по твердости, фактические и расчетные значения твердости. Из данных рисунка 1 и таблицы 4 видно, что по полученным регрессионным моделям, возможно, производить прогноз прокаливаемости стали в зависимости от ее химического состава.

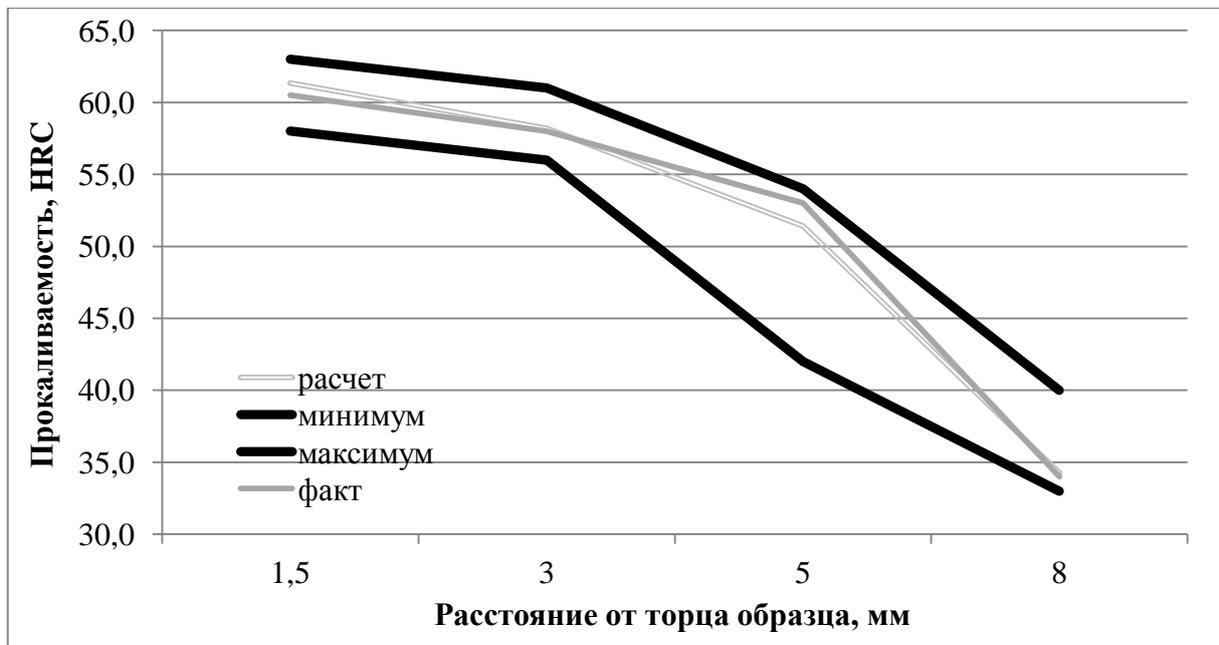


Рис. 1 – Допустимый диапазон по твердости, фактические и расчетные значения твердости

Для примера адекватности полученной модели на рисунке 2 представлены данные по фактическим и расчетным значениям твердости (точка 5 мм). Как видно, из рисунка 2 существует очень хорошая связь между расчетными значениями твердости и фактическими значениями твердости, коэффициент детерминации составляет $R^2 = 0,85$.

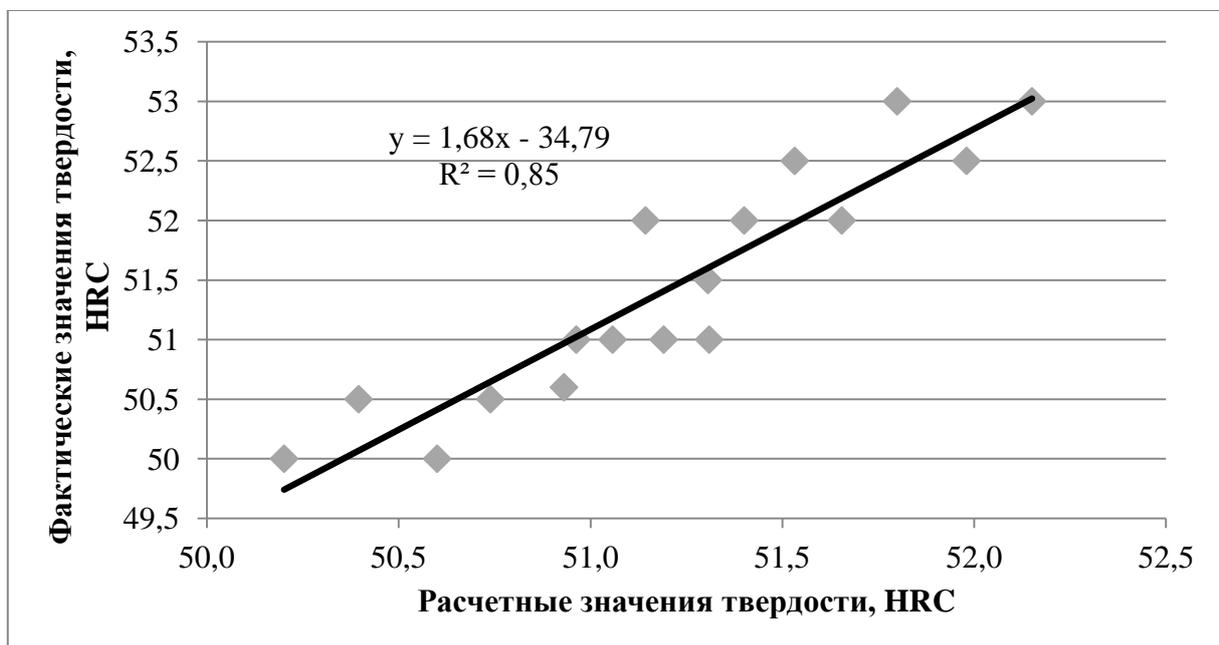


Рис. 2 – Данные по фактическим и расчетным значениям твердости (точка 5 мм)

Вывод:

Для марки стали С45 mod (и ее аналогов) разработана регрессионная модель которая позволяет производить расчет прокаливаемости стали в зависимости от ее химического состава.

АНАЛИЗ ИЗМЕНЕНИЯ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ДСП ПРИ УВЕЛИЧЕНИИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ В ПРОЦЕССЕ ЭЛЕКТРОПЛАВКИ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ

Сазонов А.В., Кочергина И.Н.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
shiller82@mail.ru

***Аннотация.** В статье представлен анализ изменения энерготехнологических показателей работы дуговой печи за счет вдувания измельченного известняка в зону интенсивного плавления окатышей*

***Ключевые слова:** дуговая сталеплавильная печь; железорудные металлизированные окатыши; эффективность плавления; скорость загрузки и плавления; известняк; гидродинамическое перемешивание; газовая фаза.*

ANALYSIS OF CHANGES IN ENERGY PERFORMANCE OF EAF WITH THE INCREASE OF THE HYDRODYNAMIC COMPONENT IN THE PROCESS OF THE ELECTRIC MELTING DRI PELLETS

Sazonov A.V., Kochergina I.N.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol
shiller82@mail.ru

***Annotation.** The article presents the analysis of changes in energy performance of electric arc furnaces by injection of ground limestone in the zone of intensive melting of pellets*

***Keywords:** electric arc furnace; DRI pellets; the efficiency of the melting; the speed of loading and melting; limestone; hydrodynamic mixing; gas phase.*

При использовании железорудных металлизированных окатышей (ЖМО) в качестве шихтового материала их непрерывную загрузку осуществляют в высокотемпературную зону дуговой сталеплавильной печи (ДСП) – в диаметр распада электродов [1]. При этом ЖМО плавятся в основном в объеме шлака или на поверхности шлак-металл. В реальных условиях плавки ЖМО в ванне ДСП время плавления в существенной мере зависит от интенсивности подвода тепла к поверхности окатыша, которая зависит от коэффициента теплоотдачи от шлака к поверхности окатыша [2].

Выбор скорости загрузки ЖМО (V_3 , кг/с) следует осуществлять с учетом текущего теплового состояния ванны. Причем скорость плавления ЖМО ($V_{пл}$, кг/с) зависит от подводимой электрической мощности, термического к.п.д. печи и энергетических потребностей процесса [3].

Так как нагреву подвергается не один ЖМО, а их слой, то общая продолжительность нагрева и плавления ЖМО (τ_Σ) зависит [4] от общей тепловоспринимающей поверхности в соответствии с выражением:

$$\tau_\Sigma = \frac{F_{\text{общ}} \cdot \rho_{\text{ок}} \cdot r_{\text{ок}}}{3 \cdot V_3}, \quad (1)$$

где τ_Σ – суммарное время нагрева и плавления ЖМО, с; $F_{\text{общ}}$ – тепловоспринимающая поверхность окатышей, м²; $\rho_{\text{ок}}$ – плотность окатыша, кг/м³; $r_{\text{ок}}$ – радиус окатыша, м.

Представляется возможным оценить количество тепла (Q , Вт) необходимое на плавление металлизированного сырья в соответствии с выражением:

$$Q = V_{\text{пл}} \cdot c_{\text{ок}} \cdot (T_{\text{ок}}^{\text{пл}} - T_{\text{ок}}^{\text{н}}) + V_{\text{пл}} \cdot R_{\text{пл}} + V_{\text{пл}} \cdot c_{\text{ж}} \cdot (T_{\text{р}}^{\text{ср}} - T_{\text{ок}}^{\text{пл}}), \quad (2)$$

где $V_{\text{пл}}$ – скорость плавления, кг/с; $R_{\text{пл}}$ – удельная теплота плавления ЖМО, Дж/кг; $c_{\text{ок}}$ – удельная теплоемкость ЖМО, Дж/(кг·К); $T_{\text{ок}}^{\text{н}}$ – начальная температура ЖМО при загрузке в печь, К; $T_{\text{ок}}^{\text{пл}}$ – температура плавления ЖМО, К; $c_{\text{ж}}$ – теплоемкость жидкой стали, Дж/(кг·К), $T_{\text{р}}^{\text{ср}}$ – средняя температура расплава.

Массу одного ЖМО ($m_{\text{ок}}$, кг) можно вычислить в соответствии с выражением:

$$m_{\text{ок}} = \frac{4 \cdot \pi \cdot r_{\text{ок}}^3 \cdot \rho_{\text{ок}}}{3}, \quad (3)$$

где $r_{\text{ок}}$ – радиус ЖМО, м; ρ – плотность ЖМО, кг/м³.

Площадь поверхности, занимаемую единичным окатышем ($F_{\text{ок}}$, м²) вычисляется в соответствии с выражением:

$$F_{\text{ок}} = 4 \cdot \pi \cdot r_{\text{ок}}^2. \quad (4)$$

Исходя из V_3 ЖМО и массы окатыша ($m_{\text{ок}}$, кг) можно определить общее количество ЖМО (N , шт.), которое подается в единицу времени в рабочее пространство ДСП по выражению:

$$N = V_3 / m_{\text{ок}}, \quad (5)$$

где V_3 – скорость подачи ЖМО, кг/с; $m_{\text{ок}}$ – масса одного ЖМО, кг.

Зная общее количество ЖМО, которое подается в единицу времени (N , шт.) и площадь поверхности, занимаемую единичным ЖМО ($F_{\text{ок}}$, м²) можно определить общую тепловоспринимающую поверхность ЖМО ($F_{\text{общ}}$, м²) в соответствии с выражением:

$$F_{\text{общ}} = N \cdot F_{\text{ок}}. \quad (6)$$

С использованием выше приведенных выражений, можно определить значения коэффициента теплоотдачи в системе металлизированные окатыши – шлакометаллический расплав, однако при этом следует учесть, что суммарная площадь ЖМО ($F_{\text{общ}}$, м²) уменьшается от значений, вычисленных по выражению (6) до нуля (т.е. окатыши полностью расплавились). Также следует учитывать и то, что температура окатыша изменяется от начальной температуры ($T_{\text{ок}}^{\text{н}}$) до температуры плавления ($T_{\text{ок}}^{\text{пл}}$) [2,3]. Выражение для определения значения коэффициента теплоотдачи будет иметь следующий вид:

$$\alpha = \frac{(Q - V_{\text{пл}} \cdot R_{\text{пл}}) \cdot (T_{\text{ок}}^{\text{пл}} - T_{\text{ок}}^{\text{н}}) \cdot (F_{\text{общ}} - 0)}{\int_{T_{\text{ок}}^{\text{н}}}^{T_{\text{ок}}^{\text{пл}}} \int_0^{F_{\text{общ}}} (T_{\text{р}} - T_{\text{ок}}) \cdot F_{\text{общ}} \cdot dT_{\text{ок}} \cdot dF_{\text{общ}}} \quad (7)$$

где $T_{\text{р}}$ – температура расплава в области диаметра распада электродов, К.

Полученные значения коэффициента теплоотдачи (α , Вт/м²·К), сравнили с данными, представленными в [2]. Анализ рассчитанных α хорошо согласуются с результатами, приведенными в [2], что подтверждает, что металлизированные окатыши плавятся в объеме шлака и на границе шлак – металл [3,4].

С использованием рассчитанных значений α можно найти значения критерия Нуссельта (Nu) в соответствии с выражением [2]:

$$Nu = \frac{\alpha \cdot 2 \cdot r_{ок}}{\lambda_{ш}}, \quad (8)$$

где $\lambda_{ш}$ – коэффициент теплопроводности шлака, Вт/м·К.

Скорость перемешивания ванны (W, м/с) при значениях критерия Рейнольдса в диапазоне $30 < Re < 480$ можно определить с использованием следующего критериального уравнения [5]:

$$Nu = 0,194 \cdot Re^{0,791} = 0,194 \cdot \left(\frac{W \cdot d_{ок}}{\nu} \right)^{0,791} \quad (9)$$

где $d_{ок}$ – диаметр ЖМО, м; W – скорость перемешивания ванны, м/с; ν – кинематический коэффициент вязкости шлака, м²/с; Re – значение критерия Рейнольдса.

В реальных условиях обезуглероживания металла в ДСП перемешивание ванны осуществляется пузырями газовой фазы, которая образуется при обезуглероживании расплава, при взаимодействии углерода окатышей с недовосстановленными оксидами железа ЖМО, а также при взаимодействии подаваемого углеродсодержащего материала с потоками продувочного кислорода, подаваемого через топливно-кислородные горелки (ТКГ)[1,3].

Объем газовой фазы (V, м³/с), выделяющейся при плавлении ЖМО с различной скоростью ($V_{пл}$, кг/с) можно вычислить в соответствии с выражением [5]:

$$V = W \cdot S_b, \quad (10)$$

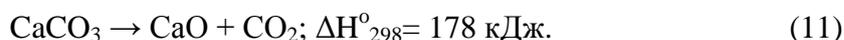
где W – скорость перемешивания ванны, м/с, S_b – площадь поверхности ванны, на которой происходит интенсивное выделение газообразной фазы, м².

Анализируя вышеизложенное можно сказать, увеличить V_3 можно увеличив коэффициент α , к примеру, за счет дополнительного выделения газовой фазы в шлакометаллическом расплаве.

Увеличение гидродинамического перемешивания можно достигнуть следующим способом. При непрерывной загрузке ЖМО в рабочее пространство можно подавать известняк в порошкообразном виде, поток которого направляют в потоке газоносителя в зону электрических дуг [6]. Вдувание можно осуществлять через топливно-кислородные модули, так как при подаче через отверстие в своде часть известняка будет уноситься в систему пылегазоочистки печи.

Дополнительное выделение пузырей CO₂ способствует более интенсивному перемешиванию шлакометаллического расплава в области подачи ЖМО [4,5]. Кроме того, следует отметить, что мелкие частицы известняка будут очень быстро расплавляться в шлакометаллическом расплаве. Интенсивность вдувания известняка может составлять 0,3 - 0,5 кг/т·мин на каждую 1 т поданных ЖМО. При большей интенсивности в ДСП формируется избыточное количество шлака, а также возрастает запыленность газов, выделяющихся из печи [6].

Разложение известняка является эндотермической реакцией [6], но за счет дополнительного выделения пузырей CO₂ можно увеличить значение коэффициента α , тем самым увеличить V_3 ЖМО и увеличить производительность ДСП [1,2]:



Расчеты показали, что масса известняка составляет в среднем 430 кг на плавку при массе непрерывно загружаемых ЖМО 125 тонн. При этом, расход тепла на разложение известняка составит 216 кВт·ч. При этом за счет выделения дополнительного объема газовой фазы (CO₂) можно увеличить значение W , и, следовательно, увеличить значение коэффициента α . При этом V_3 ЖМО может быть увеличена в среднем 1,2 кг/с, что позволит уменьшить длительность плавки под током в среднем на 2 минуты и повысить производительность ДСП.

Выводы

За счет вдувания измельченного известняка в область плавления ЖМО можно увеличить объем выделяющейся газовой фазы, тем самым увеличить гидродинамическую составляющую, влияющую на скорость плавления ЖМО и увеличить производительность ДСП.

Список литературы

1. Меркер, Э. Э. Энергосбережение при выплавке стали в дуговых печах: учебное пособие / Э.Э. Меркер, Д.А. Харламов. - Старый Оскол: ТНТ, 2013. - 308 с.
2. Трахимович, В.И., Шалимов, А.Г. Использование железа прямого восстановления при выплавке стали / В.И. Трахимович, А.Г. Шалимов. - М.: Metallurgia, 1982. - 247с.
3. Энергосберегающий режим электроплавки металлизированных окатышей в ванне дуговой печи / Э.Э. Меркер и др. // Электрометаллургия. - 2015. - № 2. - С. 2-7.
4. Массобмен при взаимодействии металлизированных окатышей с расплавом / Михайликов А.С. и др. // Известия вузов. Черная металлургия. – 1988. - № 11. – С. 42 – 44
5. Сазонов А.В. Исследование процесса плавки окатышей при дуговом нагреве в печи с полыми электродами с целью энергосбережения. Кандидатская диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Москва, 2009г.
6. Патент 2086871 Российская Федерация, МПК C21C5/52 F27D1/00 Способ защиты футеровки дуговой сталеплавильной печи / А.С. Зубрев, Н.А. Смирнов. - №2086871; заявлено 14.10.1993; опубликовано 10.08.1997; Бюл. №7. – С. 15-19: 2 ил.

УДК 669

ОСНОВЫ АЛГОРИТМА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТАТОЧНОЙ МАССЫ ОКИСЛИТЕЛЬНОГО ШЛАКА В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Сазонов А.В., Шаколов Е.А.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
shiller82@mail.ru*

Аннотация. В статье представлены основы алгоритма для определения остаточной массы окислительного печного шлака для более эффективного раскисления с меньшим расходом добавочных материалов

Ключевые слова: окислительный шлак; остаточная масса в печи; раскисление; алгоритм; ПЗС – камера; электрические параметры; оперативный контроль.

THE BASICS OF THE ALGORITHM FOR DETERMINING THE RESIDUAL MASS OF OXIDATIVE SLAG IN THE WORKING SPACE ARC FURNACE

Sazonov A.V., Shakolov E.A.

*Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Sary Oskol
shiller82@mail.ru*

Annotation. *The article presents the basics of the algorithm for determining the residual mass of the oxidizing furnace slag for more effective deoxidation with a small amount of additional materials*

Keywords: *the oxidizing slag; the residual mass in the furnace; deoxidization; algorithm; CCD camera; electrical parameters; operational control.*

Для современного развития электросталеплавильного производства важным остаются проблемы достижения высоких технико-экономических показателей производства, повышение качества металлопродукции и снижение энергоемкости технологии получения готового металла [1].

С целью интенсификации процесса электроплавки сталеплавильную ванну интенсивно продувают кислородом, тем самым повышая окисленность шлакового покрова [2]. При этом равновесие между кислородом, растворенным в металле [O] и кислородом, содержащимся в шлаке (FeO и Fe_2O_3) не достигается, поэтому шлак с высоким содержанием оксидов железа является окислительным по отношению к металлу, в следствии этого, кислород переходит из шлака в металл (растворяется), тем самым вызывая повышенный расход ферросплавов при раскислении металла [3].

Как правило, в производственных условиях перед выпуском полупродукта в стальковш производится наиболее полное скачивание окислительного шлака и диффузионное раскисление углеродсодержащим материалом (УСМ), однако при этом следует учитывать, что при минимальном количестве шлака в печи в период доводки можно повредить огнеупорную футеровку излучением от электрических дуг [1,2].

При этом конструкции большинства работающих печей не позволяют производить отсечку печного шлака, и раскисление УСМ проводится не зная массы остаточного количества шлака в печи [4]. Поэтому, разработка системы по оперативному контролю количества остаточного шлака является актуальной задачей целью достижения высоких технико-экономических показателей электроплавки стали.

В работе [5] представлен метод по определению уровня шлака и длины открытой части электрической дуги ($L_{\text{откр}}$) основанный на внедрении прямых оптических методов для реального технологического процесса электроплавки с помощью ПЗС – камеры в ближнем ИК - диапазоне, с последующей обработкой изображений с использованием программного продукта. Описанный метод [5] определения слоя шлака и длины открытой части электрической дуги с использованием ПЗС – камеры позволяет определять высоту слоя шлака непосредственно, без привлечения теоретической модели.

Эффективность использования ПЗС-камеры в ближнем ИК-диапазоне подтверждена данными представленными в работе [6]. Разработанный и практически используемый в Российской Академии Наук комплекс автоматизированной регистрации обработки спектров излучения высокотемпературного источника обеспечивает «экспресс» - измерения его пространственных распределений (включая видимость в растровом изображении по отношению контрастностей).

В предлагаемом алгоритме по определению остаточной массы окислительного шлака можно выделить 3 основные структурные части: взятие пробы шлака на полный химический анализ; получение данных с ПЗС - камеры о фиксировании открытой части электрической дуги; вычисление массы шлака.

Взятие пробы шлака перед диффузионным раскислением и последующее определение химического состава производится с использованием автоматизированных систем аналитического контроля состава шлака, в которых влияние человеческого фактора полностью исключено. Следует отметить, что проба обрабатывается за минимальное время в полностью автоматическом режиме с последующей передачей результатов по указанным адресатам в автоматизированной системе управления процессом электроплавки [1,4].

Зная полный химический состав шлака можно вычислить плотность шлакового покрова исходя из следующего выражения [3]:

$$\rho = 1000 / (0,45\text{SiO}_2 + 0,286\text{CaO} + 0,204\text{FeO} + 0,35\text{Fe}_2\text{O}_3 + 0,237\text{MnO} + 0,367\text{MgO} + 0,48\text{P}_2\text{O}_5 + 0,402\text{Al}_2\text{O}_3), \text{ кг/м}^3, \quad (1)$$

где SiO_2 , CaO , FeO , Fe_2O_3 , MnO , MgO , P_2O_5 , Al_2O_3 – содержание указанных соединений в шлаке в долях единицы.

Зная химический состав шлака, можно вычислить основность шлака (β) и градиент потенциала в столбе электрической дуги (β).

Работа алгоритма основана на вводе исходных данных, таких как ступень напряжения трансформатора, сила тока электрической дуги (I_d), среднего значения падения напряжений на границе электрод – дуга, дуга – металл (α), значения активного ($R_{\text{акт}}$) и эксплуатационного индуктивного сопротивления электрической цепи (X_s).

Зная линейное напряжение ступени ($U_{2л}$) можно рассчитать фазное напряжение ($U_{2ф}$), напряжение на электрической дуге (U_d) и ее общую длину (L_d). Исходя из силы тока (I_d) определяется глубина мениска ($H_{\text{мен}}$), образующегося в шлакометаллическом расплаве при воздействии высокоомощной электрической дуги.

Зная общую длину электрической дуги (L_d), длину «открытой» части ($L_{\text{откр}}$) и глубину мениска ($H_{\text{мен}}$) можно вычислить высоту шлака ($H_{\text{шл}}$) в соответствии с выражением:

$$H_{\text{шл}} = L_d - L_{\text{откр}} - H_{\text{мен}} \quad (2)$$

Определив высоту шлака ($H_{\text{шл}}$) и зная диаметр печи на уровне откосов можно вычислить объем шлака ($V_{\text{шл}}$) и его массу ($M_{\text{шл}}$) в соответствии с выражениями:

$$V_{\text{шл}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{отк}}^2}{4} \cdot H_{\text{шл}} \quad (3)$$

$$M_{\text{шл}} = \rho \cdot V_{\text{шл}} \quad (4)$$

С использованием приведенного выше алгоритма можно оперативно рассчитывать массу печного остаточного окислительного шлака и более эффективно проводить диффузионное и глубинное раскисление с меньшим расходом добавочных материалов.

Список литературы

1. Тулуевский, Ю. Н. Инновации для дуговых сталеплавильных печей. Научные основы выбора: монография / Ю. Н. Тулуевский, И. Ю. Зинуров. - Новосибирск: Издательство НГТУ, 2010. - 347 с.
2. Гудим, Ю.А. и др. Рациональные способы интенсификации плавки в современных дуговых сталеплавильных печах / Ю.А. Гудим и др. // «Электрометаллургия». – 2005. - № 9. - С. 2 - 6.

3. Борисоглебский Ю.В., Ветюков М.М., Москвитин В.И., Школьников С.Н. Теория и технология электрометаллургических процессов. - М.: Интермет Инжиниринг, 2010. - 240 с.
4. Совершенствование оборудования электросталеплавильных цехов: сборник статей / Под ред. Ю.А. Гудима, И.Ю. Зинурова. - Челябинск: ИД Олега Сеницына, 2008. - 580 с.
5. Красниг, Г.Й. и др. Оптический метод определения и регулирования высоты слоя пенного шлака в электродуговых печах / Г.Й. Красниг и др. // «Черные металлы». – 2012. - № 3. - С. 38 – 43.
6. Горячев, С.В. Экспериментальное исследование прикатодной области сильноточных электрических дуг: автореферат диссертации кандидата физ.-мат. наук/ С.В. Горячев. – М., 2010. – 23 с.

УДК 669.054.83

ИССЛЕДОВАНИЕ АММИАЧНОГО АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НЕКОНДИЦИОННОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАЩЕГО СЕРЕБРО И РЕНИЙ

Серебряков М.А., Петров Г.В., Бодуэн А.Я.

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Россия, г. Санкт-Петербург
aspirantgornyi@yandex.ru, petroffg@yandex.ru, bodyen-anna@mail.ru

***Аннотация.** В настоящее время в медной промышленности преобладают пирометаллургические технологии, на гидрометаллургическую переработку приходится не более 10-15 %. Исчерпание богатых месторождений меди повлекло за собой необходимость расширения сырьевой базы за счет вовлечения в производство бедных и забалансовых руд, что в свою очередь привело к получению некондиционных концентратов, непригодных для рентабельного использования в пирометаллургии.*

В работе представлены исследования процесса автоклавного окислительного аммиачного выщелачивания некондиционного медного концентрата Жезказганского месторождения. Товарными металлами в концентрате являются медь, серебро и рений. Экспериментально определены влияние присутствия и концентрации сульфата аммония на устойчивость аммиачных растворов и извлечение товарных металлов; параметры автоклавного выщелачивания, позволяющие селективно относительно железа и компонентов пустой породы перевести все товарные металлы в раствор за одну технологическую операцию. При рекомендуемых параметрах автоклавного выщелачивания были достигнуты следующие показатели извлечения в раствор 94,8 % меди, 84,8 % серебра и 91,6 % рения.

***Ключевые слова:** бедные руды; забалансовые руды; переработка техногенного сырья; некондиционный медный концентрат; гидрометаллургические процессы; автоклавное аммиачное выщелачивание меди, серебра и рения.*

STUDY OF AMMONIACAL PRESSURE OXIDATIVE LEACHING OF SUB-STANDARD COPPER CONCENTRATES CONTAINING SILVER AND RHENIUM

Serebryakov M.A., Petrov G.V., Boduen A.Ya.

Saint-Petersburg Mining University, Russia, St. Petersburg
aspirantgornyi@yandex.ru, petroffg@yandex.ru, bodyen-anna@mail.ru

***Annotation.** Currently the metallurgy industry witnesses prevailing pyro-metallurgical technologies, while hydro-metallurgical processing accounts for not more than 10-15%. Once rich but later exhausted copper deposits were responsible for expansion of the raw material base*

through poor and out-of-balance ores used in production, which, in turn, led to production of sub-standard concentrates unsuitable for profitable use in pyro-metallurgy.

This paper presents the study of ammoniacal autoclave pressure oxidative leaching of substandard copper concentrate at the Zhezkazgan deposit. The commodity metals in the concentrate are copper, silver, and rhenium. We experimentally determined how the presence and concentration of ammonium sulphate affects the stability of ammonia solutions and recovery of salable metals; we also identified parameters of the POX leaching that allow to transfer all commodity metals into the solution in one operation selectively against iron and waste component. The optimal recommended POX parameters enabled us to achieve the following results: 94.8% copper, 84.8% silver and 91.6% of rhenium were recovered into a solution.

Key words: poor ores; out-of-balance ores; processing of technogenic raw materials; substandard copper concentrate; hydrometallurgical processes; autoclave ammoniacal leaching of copper, silver and rhenium.

Введение Неизбежным следствием многолетней интенсивной разработки любого месторождения является количественное и качественное истощение сырьевой базы. Промышленная эксплуатация рудных залежей Жезказганского региона осуществляется уже более 80 лет вследствие чего богатые запасы фактически отработаны и поэтому восполнение сырьевой базы становится важнейшей не только производственной, но и социально-экономической проблемой так как горно-металлургические предприятия играют градообразующую функцию, а сокращение объемов производства неизбежно приведет к потере рабочих мест.

Аммиак широко применяется в качестве реагента растворителя во многих гидromеталлургических процессах на протяжении многих лет. Аммиак может быть эффективно использован для выщелачивания цветных (Cu, Ni, Co, Zn) и драгоценных металлов (Ag, Au), за счет формирования очень сильных растворимых аммиачных комплексов. [1-7].

Важным преимуществом аммиачной среды в гидromеталлургии является селективный перевод цветных, благородных и редких металлов по отношению к железу и компонентам пустой породы в рамках одной технологической операции.

В качестве существенного недостатка аммиака отмечается его способность образовывать взрывоопасные смеси с воздухом и кислородом, однако, согласно справочным данным [8], область взрываемости аммиачно-воздушной смеси над водным раствором аммиака имеет следующий диапазон: концентрация NH_3 15,5-26,5 %, температура 0-45°C. Так как реализованные и разрабатываемые технологии с использованием аммиачных сред протекают при температурах выше 45°C и в присутствии паров воды, то образование взрывоопасных смесей маловероятно.

Цель работы – исследование возможности извлечения ценных компонентов (Cu, Ag и Re) из некондиционного медного концентрата в раствор и определение режима проведения процесса, обеспечивающего наиболее полное извлечение.

В качестве исходного сырья послужил некондиционный сульфидный медный концентрат, полученный в ходе испытаний, проводимых на Опытном производственном комплексе НИЦИТ ТОО «КазГидроМедь». Химический состав исходного сырья представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исходного сульфидного концентрата

Шифр концентрата	Содержание, %						
	Cu	Zn	Pb	Fe	S	Ag, г/т	Re, г/т
ЖК-0/1	5,14	1,32	1,01	5,2	6,3	83,9	3,5

В работе использовалась лабораторная автоклавная установка, которая включает: титановый автоклав фирмы «Parr» объемом 1 л. имеющий двухъярусную лопастную мешалку с регулируемым числом оборотов (max. 800 об/мин); блок управления с системой автоматического контроля и регулирования температуры; пробоотборник и компьютер с программным обеспечением для фиксации основных параметров процесса.

Эксперименты часть проводилась при следующих параметрах процесса: температура $120\div 160^{\circ}\text{C}$, давление кислорода 0,6 МПа, отношение Ж/Т=3÷10, скорость перемешивания – 600 об/мин. Для обеспечения достоверности полученных результатов были проведены параллельные опыты во всех исследованных режимах выщелачивания.

Результаты. Потребление кислорода. В кинетическом режиме (Ж/Т=10) удельный расход кислорода необходимый для окисления концентрата составляет 0,04-0,05 нл/г концентрата и не зависит концентрации NH_3 и $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ и температуры.

Величины удельного расхода кислорода при отношении Ж/Т=3 также находятся в интервале 0,04-0,05 нл/г концентрата. При увеличении концентрации сульфата аммония выше равновесной (50 г/л) и уменьшении температуры удельный расход кислорода снижается до 0,027-0,035 нл/г.

Концентрация аммиака и сульфата аммония. В отсутствие сульфата аммония извлечение меди в аммиачный раствор не превышает 59%.

Из литературы [1-4,9,10] известно, что добавление сульфата аммония положительно влияет на степень извлечения меди, а также увеличивает устойчивость аммиачных растворов. Добавка сульфата аммония положительно сказывается на степени выщелачивания меди, обеспечивая ее извлечение в раствор на уровне 93-95%. Увеличение концентрации сульфата аммония (СА) выше 50 г/л не приводит к улучшению показателей извлечения меди, поэтому дальнейшее повышение концентрации СА нецелесообразно.

Следующим этапом исследований было определения влияния концентрации аммиака при оптимальной концентрации СА (50 г/л) в растворе. Увеличение концентрации аммиака в растворе с 1,84 до 2,55 моль/дм³ способствует более полному переходу меди в раствор, дальнейшее увеличение концентрации до 7,02 моль/дм³ не оказывает значительного влияния. Таким образом, концентрацию аммиака 2,55 моль/дм³ можно считать оптимальной.

При концентрации аммиака равной 2,55 моль/л обеспечивается достаточно полное извлечение основных ценных компонентов в раствор, минимальное извлечение железа, невысокий расход реагентов и уменьшается опасность образования взрыво-пожароопасной смеси аммиака с кислородом.

Дальнейшая технология переработки аммиачного раствора может включать следующие операции: сорбционное выделение Re на анионите с получением перрената аммония (ARP); упаривание раствора и отгонка аммиака, возвращение его на стадию автоклавного выщелачивания; получение раствора сульфатов меди и серебра, их выделение в виде товарной продукции.

Выводы. В результате проведенного исследования был определен режим аммиачного автоклавного выщелачивания:

- Температура выщелачивания, $^{\circ}\text{C}$ – 140;
- Удельный расход кислорода, нл/г – 0,05;
- Парциальное давление кислорода, МПа – 0,6;
- Продолжительность процесса выщелачивания, мин – 120;
- Концентрация аммиака, моль/дм³ – 2,55;
- Концентрация сульфата аммония, г/дм³ – 50.

При котором степень извлечения ценных компонентов в аммиачный раствор составляет 94,88 % меди, 84,81 % серебра и 91,62 % рения.

Аммиачные растворы менее агрессивны чем растворы кислот, что позволяет использовать для аппаратурного оформления более дешевые конструкционные материалы.

Отходом производства является автоклавный кек, который по своему составу фактически не отличается от хвостов обогащения, не имеет кислой реакции и может быть складирован в хвостохранилище обогатительной фабрики.

Список литературы

1. Набойченко С.С. Автоклавная переработка медно-цинковых и цинковых концентратов / С.С. Набойченко. - М.: Metallurgy, 1989. - 112 с.
2. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. В 3-х т. Т. 2. Автоклавная технология в металлургии цветных металлов / С.С. Набойченко, Я.М. Шнеерсон, Л.В. Чугаев, М.И. Калашникова. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2009. - 612 с.
3. Листова Л.П. Растворимость сульфидов свинца, цинка и меди в окисленных условиях / Л.П. Листова, Г.Л. Бондаренко. – М.: Наука, 1969. – 163 с.
4. T. Chmielewski, J. Wodka, Ł. Iwachow, Ammonia pressure leaching for lubin shale middlings, Physicochemical Problems of Mineral Processing, vol. 43, 2009, pp. 5-20.
5. N. Odendaal, “ammonia leaching technology replaces sulphuric acid, Mining weekly”, 2011.
6. W.P.C. Duyvesteyn, B.J. Sabacky, “Ammonia leaching process for escondida copper concentrates”. Transactions of the institution of Mining and Metallurgy, vol 104, 1995, c117-78, c 125-c140.
7. AMMONIA LEACHING IN THE COPPER INDUSTRY. V Radmehr, S M J Koleini, M R Kholesi and M R Tavakoli Mohammadi. XXVI INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS(IMPC) 2012 PROCEEDINGS / NEW DELHI, INDIA / 24 - 28 SEPTEMBER 2012.
8. Мельник Б.Д. Инженерный справочник по технологии неорганических веществ. Графики и номограммы. Изд. 2-е, переработанное и доп. М., «Химия», 1975.
9. ZHAO Guo-dong, WU Heng-shan, ZHANG Yu, LIU Qing. Ammonia leaching for tailings from a copper mine [J]. Nonferrous Metals, 2004, 56(3): 54–56. (in Chinese)
10. Показатели аммиачного автоклавного выщелачивания медного полиметаллического концентрата / Батсайхан Ш., Набойченко С.С. // Изв. Вузов. Цветная металлургия. 1992. № 5-6. С. 38-40.
11. Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore. A. A. Baba, M. K. Ghosh, S. R. Pradhan, D. S. Rao, A. Baral, F. A. Adekola.

УДК 621.771:004.18

РАСЧЕТНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗАКРИСТАЛЛИЗОВАВШЕЙСЯ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ БЛЮМА

Скляр В.А., Горожанкин А.С.*

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
konfor1@yandex.ru

Аннотация: Представлены результаты анализа теплового состояния непрерывнолитого блюма в области возможного места реализации технологии «мягкого» обжаривания, полученные в ходе моделирования на математической модели, которая была реализована с помощью метода конечных элементов. На примере разливки блюма с поперечным сечением 300х360 мм изучены особенности изменения температуры по сечению блюма и характер роста твердой оболочки в зависимости от технологических параметров

*Работа выполнена под научным руководством д.т.н., проф. Смирнова Е.Н.

непрерывной разливки. На основании полученных данных сделаны выводы о возможностях и особенностях реализации технологии «мягкого» обжата.

Ключевые слова: «мягкое» обжатие; непрерывнолитой блюм; математическое моделирование; тепловое состояние; МНЛЗ.

THE NUMERICAL ANALYSIS OF THE DYNAMICS FORMATION OF CRYSTALLIZED PART OF BLUM Sklyar V., Gorozhankin A.S.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
konfor1@yandex.ru*

Abstract. *The results of the analysis of the thermal state continuous cast bloom in the area of possible places of application of the technology soft reduction received during modeling on mathematical model using the finite element method are presented. For example, the cast bloom with cross-section 300x360mm studied the characteristics of temperature change over the cross section of bloom and growth hard shell depending on the technological parameters of continuous casting. On the basis of the obtained data are made conclusions about the possibilities and features of realization of technology of soft reduction.*

Keywords: *soft reduction; continuous cast bloom; mathematical modeling; thermal state; CCM.*

Введение. Возрастающие требования к качеству непрерывнолитых блюмов и готовой продукции из них обуславливают необходимость реконструкции действующих МНЛЗ. Одним из перспективных способов, обеспечивающих повышение качества последних, особенно в части получения качественной макроструктуры, является технология «мягкого» обжата блюмов в тот момент, когда они находятся в двухфазном состоянии, т.е. имеют жидкую сердцевину.

Вышеназванное обстоятельство приводит к тому, что возникает необходимость деформирования затвердевшей части блюма (корочки) с неравномерным температурным полем с ярко выраженным динамическим характером его формирования и перепадом температур между точками находящимися на границе фронта кристаллизации и поверхностью в несколько сотен градусов.

Анализ имеющихся литературных данных показывает, что оптимизация способов реализации технологии «мягкого» обжата, видимо, ещё не произошла в силу ограниченного объёма исследований. Между тем предпосылкой для успешной обработки заготовки методом «мягкого» обжата является:

- наличие данных об оптимальном соотношении твердой и жидкой фазы в месте приложения усилия обжата применительно к конкретным условиям;
- определение величины оптимальных значений степени обжата, значений прилагаемых усилий и динамики приложения усилия обжата;
- наличие системы, способной в реальном масштабе времени определять профиль затвердевания в зависимости от скорости литья, марки сталей, условий первичного и вторичного охлаждения и перегрева металла в проковше;
- наличие системы, позволяющей оперативно корректировать точку приложения усилия обжата в зависимости от изменения условий разливки.

В этой связи, целью данной работы является исследование определение физико-геометрического состояния непрерывнолитого блюма на завершающей стадии кристаллизации для последующего построения физических моделей.

Объект и условия моделирования. В качестве объекта моделирования был выбран непрерывнолитой блюм сечением 300x360 мм, который отливается в условиях блюмовой МНЛЗ АО «Оскольский электрометаллургический комбинат». В качестве моделируемых

марок сталей была выбрана сталь 40Х (как наиболее востребованная конструкционная марка стали) и сталь 70 (так как при содержании углерода в стали 0,7% и более начинают проявляться ликвационные дефекты). Для определения формы и размеров жидкой сердцевины, была исследована динамика кристаллизации слитка на отрезке предполагаемого обжатия с помощью математической модели теплового состояния непрерывнолитого слитка [1,2].

Оценку влияния основных факторов процесса непрерывной разливки на физико-геометрическое состояние блюмов на участке возможного совмещения с операцией внешнего деформационного воздействия на стадии неполной кристаллизации выполнили в несколько этапов. При этом в качестве параметров отклика выбрали две величины, которые оказывают основополагающее влияние на итоговые результаты процесса деформирования блюмов на стадии неполной кристаллизации, а именно:

- параметр А – толщина (доля) закристаллизовавшейся составляющей блюма в поперечном сечении в рассматриваемый момент времени или на заданном участке технологической линии;

- параметр Б – характер распределения температуры в различных точках закристаллизовавшейся составляющей поперечного сечения блюма и величина температурного градиента между внешней и внутренней границами.

В данной работе представлены результаты первого этапа, а именно определении толщины (доли) закристаллизовавшейся составляющей блюма в поперечном сечении в рассматриваемый момент времени или на заданном участке технологической линии.

Важнейшей геометрической характеристикой непрерывнолитого блюма, определяющей по сути дела, все особенности процесс их упругопластического деформирования на стадии неполной кристаллизации, следует считать форму и размеры закристаллизовавшейся составляющей в поперечном сечении. В этом случае внешней границей поперечного сечения закристаллизовавшейся составляющей следует считать наружные грани блюма, а внутренней – границу фазового перехода $Fe \rightarrow Fe_{\delta}$.

Как было показано в работах [3,4], протяженность жидкой лунки, а равно и толщина закристаллизовавшейся составляющей слитка на участках естественного охлаждения, определяется преимущественно скоростью разливки. В этой связи, в ходе расчетного исследования величину начального нагрева металла принимали постоянной и равной $+20^{\circ}C$, а содержание химических элементов в разливаемой стали соответственно среднему значению из допустимого интервала.

Результаты исследования. Расчеты показывают, что независимо от марки стали и скорости разливки на завершающей стадии процесса кристаллизации (условия естественного охлаждения) форма внутренней границы закристаллизовавшейся составляющей непрерывнолитого блюма имеет вид овала (Рис.1). При этом большая ось овала перпендикулярна узкой грани блюма.

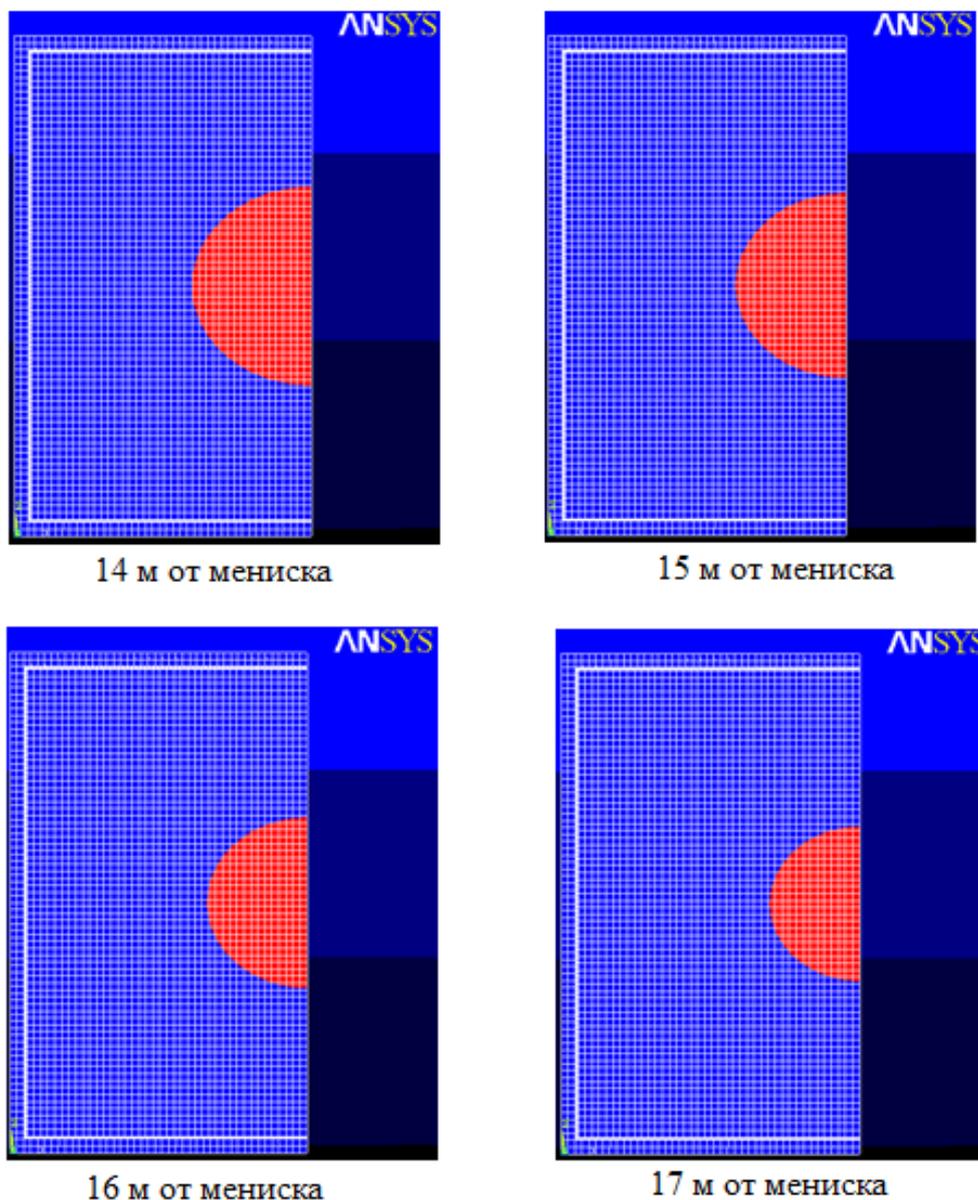


Рис. 1 – Динамика изменения границы перехода $Fe \rightarrow Fe_8$ по длине кристаллизующегося блюма сечением 300×360 мм: сталь 40X, время кристаллизации $\tau_{\Sigma} = 2160$ с

На рисунке 2 показано изменение толщины закристаллизовавшейся части блюма по оси широкой грани слитка для различных скоростей разливки. Выбор указанного временного промежутка кристаллизации для последующего анализа обусловлен тем обстоятельством, что осевая часть слитка практически полностью (или вся) находится в жидко-твердом состоянии. Из приведенных графиков видно, что для начальных значений рассматриваемого временного промежутка ($\tau = 1200$ с) изменение скорости разливки с $V = 0,4$ м/мин до $V = 0,9$ м/мин приводит к увеличению толщины закристаллизовавшейся составляющей на $5,0 - 8,0$ мм (сталь 70 соответственно).

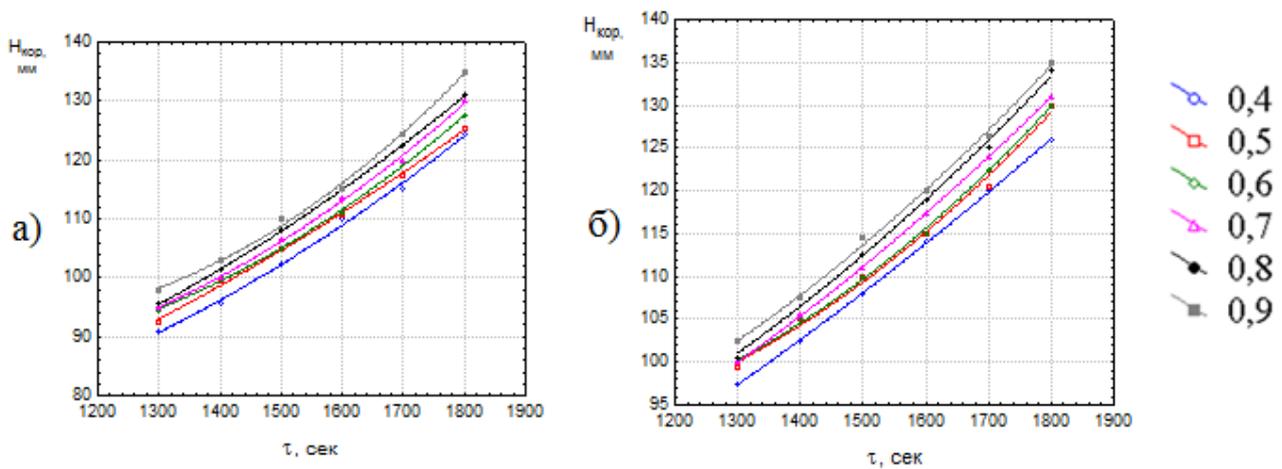


Рис. 2 – Изменение толщины закристаллизовавшейся составляющей $H_{кор}$ широкой грани бляма 300×360 мм при скорости разливки 0,4÷0,9 м/мин: а– сталь 40Х; б – сталь 70

По мере роста времени кристаллизации ($\tau \approx 1800$ с) влияние скорости разливки проявляется в большей степени. В частности, при возрастании скорости разливки с $V=0,4$ м/мин до $V=0,9$ м/мин увеличение толщины закристаллизовавшейся составляющей составляет 9,0÷13,0 мм (сталь 40Х). По сравнению с началом рассматриваемого интервала наблюдается ослабление влияния скорости разливки на толщину закристаллизовавшейся составляющей в среднем на 15%, что, в первую очередь, связано с тем, что вся внутренняя составляющая находится в жидко-твердом состоянии.

При анализе расчетных данных (Рис. 3) в части динамики изменения, в рассматриваемом временном промежутке, соотношения площади закристаллизовавшейся составляющей бляма $F_{ТВ}$ к его общей площади поперечного сечения $F_{общ}$ обращают на себя внимание прочностные характеристики сформировавшейся корочки. Определено, что во всех анализируемых случаях для бляма сечением 300×360 мм доля закристаллизовавшейся составляющей при скорости разливки $V=0,6\div0,9$ м/мин колеблется в пределах 65÷95%. При меньших скоростях разливки данный параметр колеблется в пределах $F_{ТВ}/F_{общ}=85-100\%$.

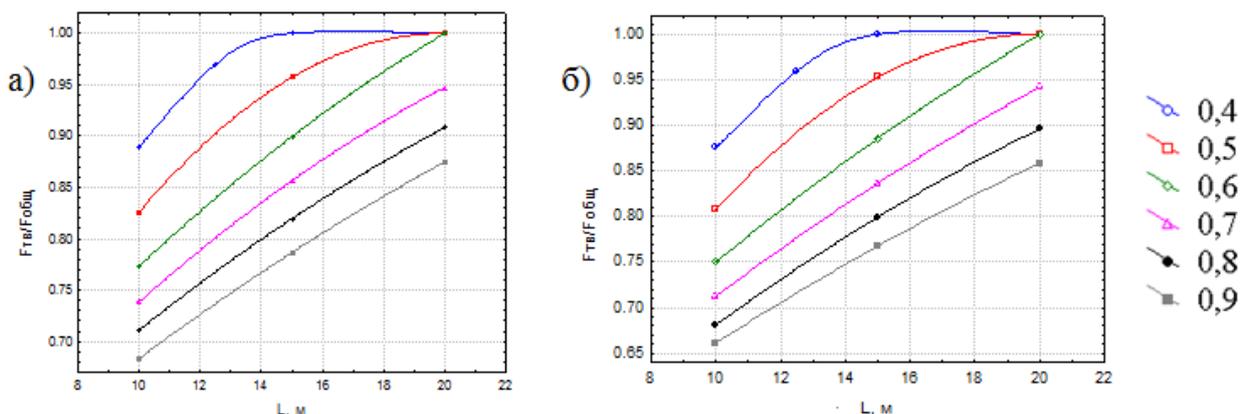


Рис.3 – Зависимость соотношения $F_{ТВ}/F_{общ}$ от расстояния до мениска L при скорости разливки 0,4÷0,9 м/мин: а –сталь 40Х; б – сталь 70

Закключение. Таким образом, все вышесказанное позволяет сделать вывод о том, что в случае последующего упругопластической деформации непрерывнолитого бляма с таким «жестким» каркасом, величина прикладываемых относительных обжатий ε должна быть достаточно большой. Это обусловлено, по меньшей мере, двумя причинами. Во-первых,

расстояние между узкими гранями относительно мало, вследствие чего изгибные деформации столь прочной ($H_{кор} \approx 105 \div 135$ м) широкой грани будут крайне незначительными. Во-вторых, для заданного сближения фронтов кристаллизации bloomsовой заготовки потребуются, фактически, осуществить пластическую деформацию двух вертикальных закристаллизовавшихся (примыкают к узкой грани), имеющих поперечное сечение порядка $B \times H = (105 \div 135) \times 360$ мм.

Список литературы

1. Smyrnov, Y.N. Physical and computer modeling of a new soft reduction process of continuously cast blooms / Y.N.Smyrnov, V. Belevitin, V.Skliar, G.Orlov. - Journal of Chemical Technology and Metallurgy. -vol. 50, - №6. -2015. - p. 589-594.
2. Смирнов, Е.Н. Теоретический CAD/CAE анализ теплового состояния непрерывнолитого bloomsа в зоне «мягкого» обжатия. / Е.Н. Смирнов М.В. Григорьев, В.В. Передереев, В.А. Складар // Удосканалення процесів і обладнання обробки металургійної машинобудування: Тематич. зб. наук. пр. – ДДМА. Краматорськ. -2004. - 656 с.
3. Самойлович Ю.А. Системный анализ кристаллизации слитка / Ю.А.Самойлович. - Киев: Наук.думка, 1983. – 246 с.
4. Шмрга Л. Затвердевание и кристаллизация / Л.Шмрга. – М.: Металлургия, 1985. – 248 с.

УДК 621.771.25

РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ДЕФЕКТОВ НЛЗ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ*

Складар В.А.¹, Пивоваров Р.Е.¹, Косинов Д.М.¹, Смирнов О.Е.², Галкина В.В.¹

¹ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

² Ченстоховский политехнический университет, Польша, г. Ченстохова
konfor1@vandex.ru

Аннотация. Рассмотрены различные подходы к физическому моделированию процессов выкатки дефектов непрерывнолитой заготовки в процессе прокатки. Показано, что в случае деформации на стадии неполной кристаллизации поверхностные дефекты на редуцированном литом слитке будут иметь трансформированный вид перед непосредственной задачей в клети прокатного стана, отличающийся от традиционного (в литом слитке без редуцирования) и их поведение при дальнейшем деформировании нуждается в дополнительном изучении.

Ключевые слова: прокатка; дефекты; физическое моделирование; непрерывнолитая заготовка; выкатка.

*Работа выполнена в рамках гранта на проведение научно-исследовательских работ по приоритетным направлениям социально-экономического развития Белгородской области за счет средств областного бюджета Белгородской области, номер проекта - 2015.01.5.

DEVELOPMENT OF A METHODOLOGY PHYSICAL MODELING OF DEFECTS BEHAVIOR OF CCB IN THE PROCESS OF ROLLING

Sklyar V.A.¹, Pivovarov R.E.¹, Kosinov D.M.¹, Smyrnov O.Y.², Galkina V.V.¹

¹ Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol

² Czestochowa University of Technology, Poland, Czestochowa
konfor1@vandex.ru

Abstract. The article considers various approaches to physical modelling of processes of rolling out of continuously cast billets defects during the rolling process. It is shown that in the case of deformation at the stage of incomplete crystallization of the surface defects on the reduced cast ingot will be transformed before entering into the rolling mill, and their behaviour during further deformation requires further study.

Keywords: rolling, defects; physical modelling; continuously cast billet; rolled out.

Введение. В последние десятилетия одной из наиболее быстро развивающихся ветвей металлургической науки является непрерывная разливка стали. Востребованность этого направления науки определяется возможностью создавать более эффективные, более мобильные, а в итоге более конкурентоспособные производства.

В тоже время, несмотря на значительные успехи в области непрерывной разливки, опыт работы большинства прокатных станов показывает, что наибольшую долю в структуре дефектов сортового металлопроката составляют поверхностные дефекты, перешедшие с исходных заготовок. В частности по данным работы мелкосортного стана 250-2 ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» за 2010 г. при производстве проката для холодной высадки по ГОСТ 10702-78 (из сталей марок 08кп, 10кп, 15кп, 20кп, 10пс, 20пс, Ст. 10, Ст. 15, Ст.20, Ст.25, Ст.30, Ст.35, Ст.40, Ст.45, 20X, 30X, 40X, 45X, 12Г1Р, 20Г2Р, 30Г1Р) суммарная доля отбраковки из-за наличия поверхностных дефектов, перешедших на готовый прокат с исходных заготовок, составляет 88 % (Рис. 1). При этом доля поверхностных дефектов, образующихся непосредственно в процессе прокатки на мелкосортном стане 250-2 (закаты, подрезы, вмятины и т.д.) не превышает 12 % [1].

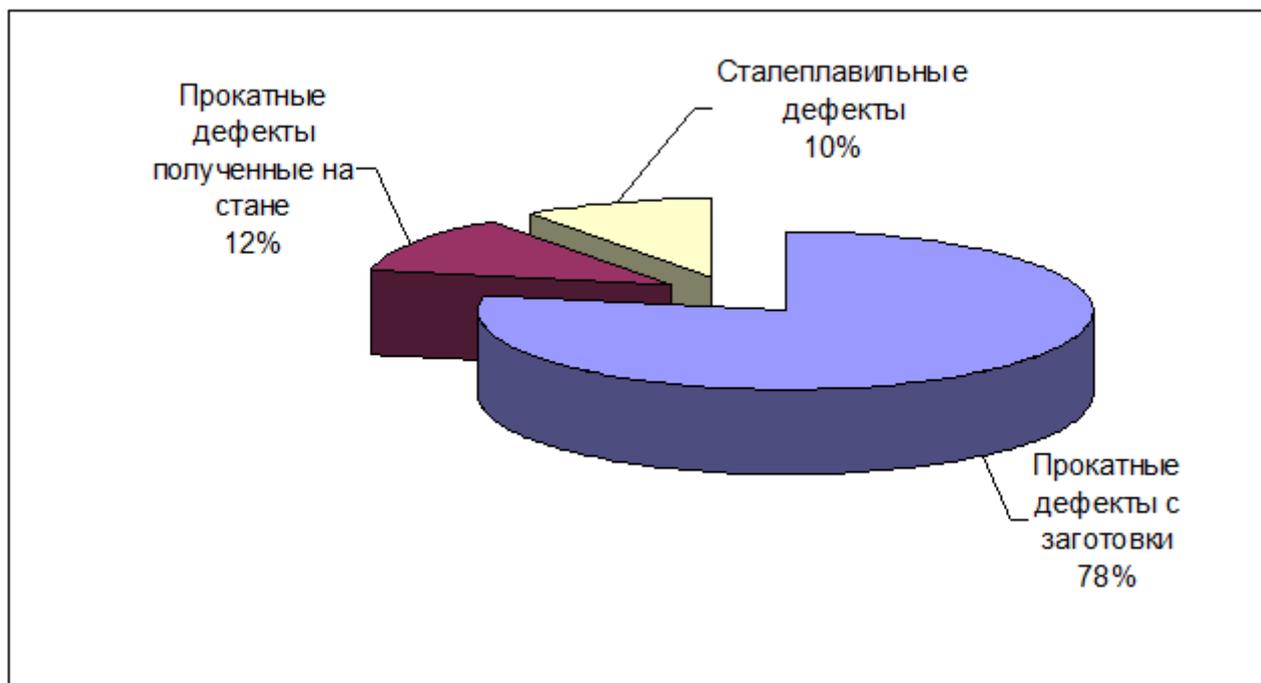


Рис. 1 – Структура брака при испытаниях конструкционного проката по ГОСТ 10702 для холодной высадки [1]

Результаты анализа. Наиболее часто встречающимися дефектами являются трещины, плены и рванины. Применительно к условиям высокоскоростных сортовых МНЛЗ с малым радиусом (6-7 метров) риск выхода на поверхность сотовых пузырей (и связанный с ним дефекты «рванина» или «раскатанный газовый пузырь») возрастает пропорционально уменьшению толщины корковой зоны, которая в наибольшей степени определяется такими факторами, как раскисленность и скорость разливки стали (Рис. 2). При этом характерной особенностью таких дефектов является значительная протяженность вдоль направления прокатки [2].

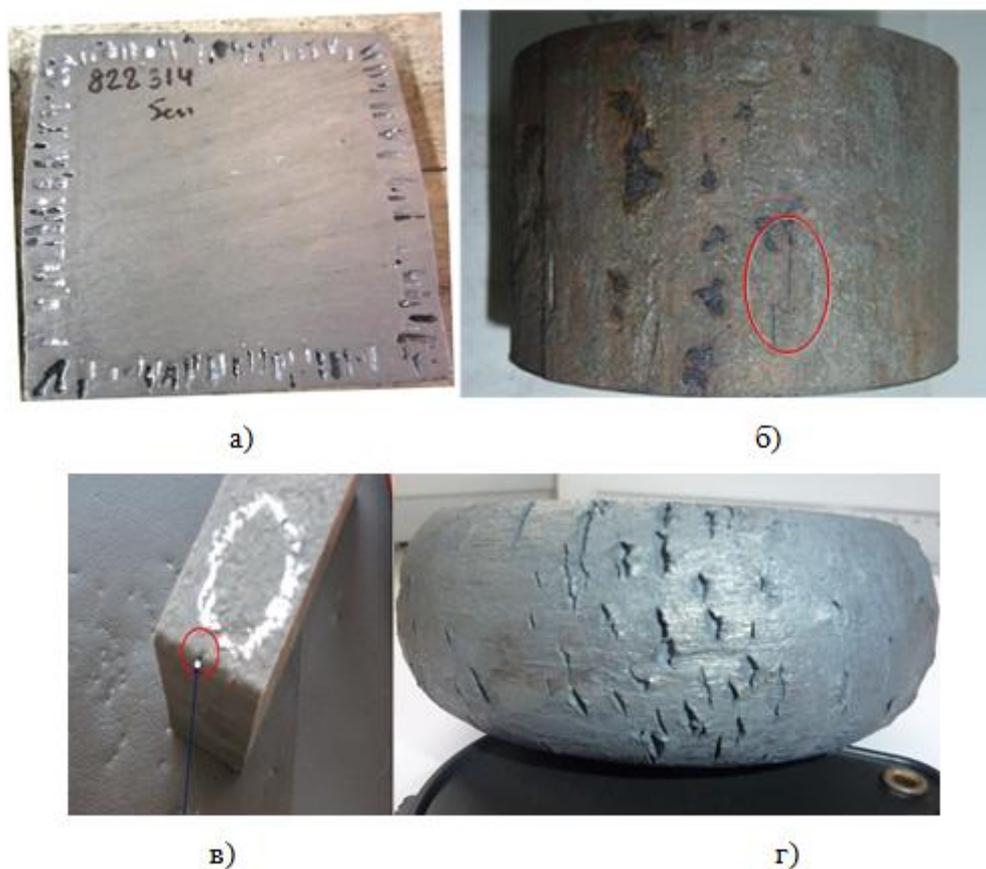


Рис. 2 – Темплет поперечного сечения непрерывнолитой заготовки с дефектом «газовый пузырь» (а), фото выхода на поверхность (б) и его трансформация в дефект поверхности проката «волосовина» (в) в состоянии поставки и при испытании на осадку (г)

Анализ литературных данных позволил выявить, по сути дела, единственный подход к исследованию поведения подобных дефектов при прокатке.

В работе [3] изложены результаты экспериментального исследования влияния элементов формы ящичного калибра на выкатку поверхностных дефектов.

Исследования проводились на лабораторном стане с соблюдением геометрического (коэффициент подобия равен 2,5), физического и динамического подобия. В качестве материала модели использовался свинец легированный сурьмой, так как свинцово-сурьмянистые сплавы наиболее пригодны, с точки зрения подбора характеристик пластичности и сопротивления деформации реальных материалов с моделирующими, для моделирования процесса формоизменения металла. На образцах наносились искусственные дефекты в виде продольных канавок глубиной 3, 6 мм и шириной 1 мм. Канавки наносились посередине граней, так как условия их выкатки здесь являются более неблагоприятными из-за наличия максимальной глубины проникновения деформации сжатия и наибольшего подпирющего действия сил трения. После прокатки по различным режимам, изменившие после прокатки свою форму образцы обмеривали и распиливали (в плоскости

перпендикулярной распространению канавки). для замера глубины канавок. Полученные данные об изменении глубины канавок подвергали математической обработке.

В частности, в работе [4] разработана методика исследования влияния параметров прокатки на выработку дефектов в процессе деформации с использованием свинцовых моделей сечением 30x30 мм, полученные отливкой в специально изготовленные формы. Искусственные дефекты глубиной 2 мм и шириной 1 мм наносили на поверхность образцов фрезой. Искусственные дефекты имели вид различно ориентированных относительно направления прокатки трещин (продольные, поперечные, наклонные на угол 45 °). Выбор схемы нанесения дефектов на поверхность образцов (Рис. 3) осуществлялся исходя из условия получения максимального количества информации о влиянии месторасположения дефектов на их выработку в процессе деформации.

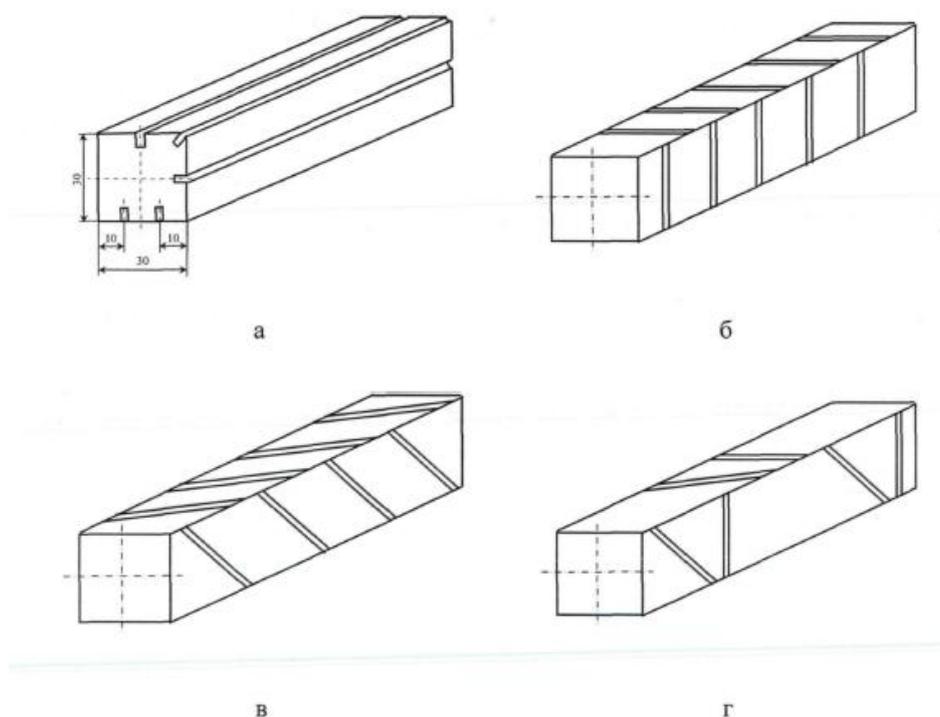


Рис. 3 – Схема месторасположения на образцах искусственно нанесенных дефектов: а - образцы с продольными дефектами; б - образцы с поперечными дефектами; в - образцы с наклонными дефектами; г - образцы с поперечными и наклонными дефектами

В ходе проведения исследований оценивали влияние на изменение глубины дефектов следующих параметров: формы используемых для прокатки калибров, месторасположения дефектов на поверхности заготовки (на гранях, на ребрах, в средней части заготовки, вблизи концевых участков раската), ориентации дефектов относительно направления прокатки (продольные, поперечные, наклонные на угол 45°), коэффициента вытяжки.

В работах [5,6] изложены результаты исследований, когда дефекты наносились на поверхность образца в зоне, обжимаемой гребнем (Рис.4, позиция а) и зоне, где происходила утяжка высоты полосы (Рис.4, позиция б). Для полноты картины в данной работе рассмотрены случаи трансформации поверхностных дефектов, находящихся в зоне, где наблюдается эффект наплыва (Рис.4, позиция в).

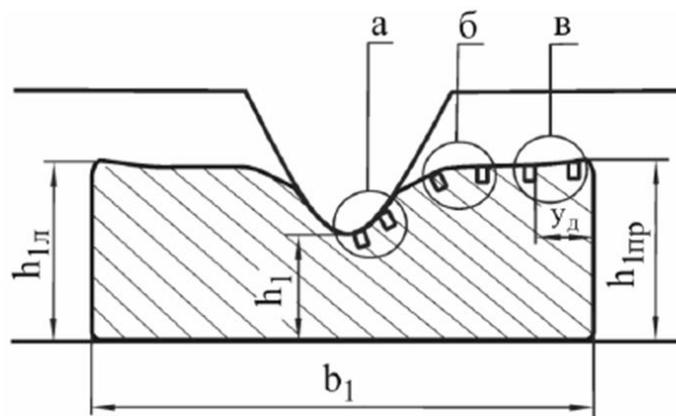


Рис. 4 – Схема деформации прямоугольной полосы в разрезном калибре: а – расположение дефектов при значении фактора $m_3 = y_d / b_0 = 0,42 - 0,48$; б – тоже при $m_3 = y_d / b_0 = 0,10 - 0,21$

В работе [5] установлено, что при прокатке в разрезном калибре, когда дефект оказывается на поверхности не обжимаемой гребнем и близкой к краю, где наблюдается эффект «наплыва», в диапазоне значений коэффициента обжатия $h_0 / h_1 = 1,33 - 2,00$ и параметра положения дефекта $y_d / b_0 = 0,10 - 0,20$ обжатие полосы и местоположение дефекта оказывают заметное и близкое по силе влияние на глубину дефекта после прокатки. При этом на изменение ширины определяющее влияние оказывает только обжатие полосы.

Заключение. В целом можно констатировать, что применительно к условиям деформирования сортовых заготовок (горячекатаных и непрерывнолитых) на заготовочных и сортовых станах среди исследователей существует фактически единая методология проведения исследований в части оценки выкатки поверхностных дефектов. Чего нельзя сказать о мнениях о предпочтительности использования той или иной системы калибров с точки зрения уменьшения риска возникновения поверхностных дефектов в процессе прокатки и улучшения выработки уже имеющихся на исходных заготовках дефектов.

Однако, наиболее значимая тенденцией последних десятилетий в области непрерывной разливки стальных заготовок из качественных марок стали -частичный перенос процессов деформации непрерывнолитого слитка из области полного его затвердевания в зону двухфазного (твёрдо-жидкого) состояния, требует нового взгляда на данную проблему. Основная цель подобного частичного переноса деформационных процессов – минимизация длительности стадии деформации с одновременным повышением качества макроструктуры непрерывнолитого слитка (уменьшение числа внутренних дефектов). В тоже время, поверхностные же дефекты на редуцированном литом слитке будут иметь трансформированный вид перед непосредственной задачей в клети прокатного стана, отличающийся от традиционного (в литом слитке без редуцирования) и их поведение при дальнейшем деформировании нуждается в дополнительном изучении.

Список литературы

1. Мартянов, Ю. А. Совершенствование технологии производства круглого проката конструкционных сталей на мелкосортном стане 250-2 ОАО «ЗСМК» / Ю. А. Мартянов, В. Н. Кадыков, А. А. Уманский // *Металлургия: Технологии, управление, инновации, качество. Сборник трудов всероссийской научно-практической конференции*, – Новокузнецк, 2010. – С. 69–73.
2. Smynov, Y.N. DefectHealingintheAxialZoneofContinuous-CastBillet / Y.N. Smynov, V.A. Skliar, V.A. Belevitin, R.A. Shmyglya, O.Y. Smynov . - STEELINTRANSLATION. - Vol. 46. - №5. - 2016. – P.325-328.

3. Шубин, И.Г. Выкатываемость поверхностных дефектов в калибрах простой формы: автореф. дис...к-та техн. наук : 05.16.05 : защита 26.12.91 / Шубин Игорь Геннадиевич. - Магнитогорск, 1991. - 24с.

4. Кадыков, В. Н. Моделирование процессов формоизменения дефектов при прокатке в калибрах / В. Н. Кадыков, А. А. Уманский, Ю. А. Мартьянов // *Металлургия: Технологии, управление, инновации, качество. Сборник трудов всероссийской научно-практической конференции.* – Новокузнецк, 2011. – С. 146–151.

5. Ершов, С.В., Мостипан Е.Е., Демина Н.А. Экспериментальное исследование влияния технологических факторов на трансформацию поверхностных дефектов при прокатке в условиях неравномерной деформации / С.В. Ершов, Е.Е. Мостипан, Н.А. Демина // *Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні. Тематичний збірник наукових праць.* - Краматорськ: ДДМА. - 2008. - С.201-205.

6. Зильберг Ю.В. Изменение поверхностных дефектов при прокатке трубной заготовки из коррозионностойкой стали /Ю.В. Зильберг [и др.] // *Сталь.* - 1991.-№10.-С. 33-36.

УДК 621.771.25

ДЕФОРМАЦИОННОЕ СОСТОЯНИЕ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ КВАДРАТНОГО ПОДКАТА В ОВАЛЬНОМ КАЛИБРЕ В КЛЕТЯХ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ НЕПРЕРЫВНОГО СОРТОВОГО СТАНА

Скляр В.А., Самойлова Т.Д.*

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
konfor1@yandex.ru*

***Аннотация:** Представлена методика анализа деформационного состояния металла в процессе прокатки квадратного подката в овальном калибре в клетях черновой группы непрерывного сортового стана в условиях низкотемпературной прокатки. Полученные зависимости позволяют определить неравномерную деформацию боковых поверхностей прокатываемой полосы в овальном однорядусном калибре.*

***Ключевые слова:** прокатка; калибр; уширение; дефекты; неравномерность деформации.*

THE DEFORMATION CONDITION IN THE PROCESS OF ROLLING A SQUARE STRIP IN THE OVAL CALIBER IN THE STANDS OF THE ROUGHING TRAIN OF A CONTINUOUS MILL

Sklyar V., Samoylova T.D.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
konfor1@yandex.ru*

***Abstract.** Method of analysis stress-strain state of metal during rolling a square strip in the oval caliber in the stands of the roughing stand of a continuous mill in the conditions of low-temperature rolling are presented. The obtained dependences allow to define a non-uniform deformation of the side surfaces of the rolled strip in the oval single-radius caliber.*

***Keywords:** rolling; caliber; widening; defects; non-uniform deformation.*

Введение. Концепция минимизации металлоемкости конструкции готового изделия предъявляет все более высокий комплекс требований к стали как к конструкционному

* Работа выполнена под научным руководством д.т.н., проф. Смирнова Е.Н.

материалу. В этой связи вопросы, связанные изучением поведения дефектов макроструктуры непрерывнолитой заготовки (усадочная раковина, газовые пузыри, осевая пористость) в процессе деформирования имеют актуальный характер.

Анализ литературных данных. Опыт работы большинства действующих прокатных станов показывает, что дефекты на поверхности металлопроката являются одной из основных причин получения продукции несоответствующего качества. При этом в структуре брака наибольшую долю занимают дефекты, перешедшие на готовый прокат с исходных заготовок [1].

На современных среднесортных и мелкосортных прокатных станах применяют комбинированную систему черновых калибров: сначала идут прямоугольные калибры, а затем черновые калибры системы овал-ребровой овал или овал-круг. Наличие комбинированной системы обуславливает несколько точек перехода от одной системы к другой, которые несут в себе целую совокупность проблем, связанную с поведением дефектов поверхности, особенно в случае реализации низкотемпературных режимов прокатки [2].

Первой проблемной точкой следует считать момент перехода от подката квадратного сечения к подкату овального сечения, т.е. возникает элемент вытяжной системы калибров «овал-квадрат»[3]. Касательно системы калибров «овал-квадрат» можно отметить, что ее существенным недостатком является значительная вероятность образования поверхностных дефектов при прокатке квадратной заготовки в овальном калибре из-за неравномерного обжатия по ширине калибра.

А.П. Грудев [4] объясняет механизм образования таких поверхностных дефектов следующим образом (рисунок 1). Повышенный износ калибров в местах интенсивного обжатия углов квадратной заготовки в овальном калибре 1 (рис.1а) приводит к появлению «рябизны», которая переходит на грани полосы после прокатки в последующем калибре (в классическом случае – квадратном, а в условиях непрерывного сортового стана – ребровой овальной калибр или круг).

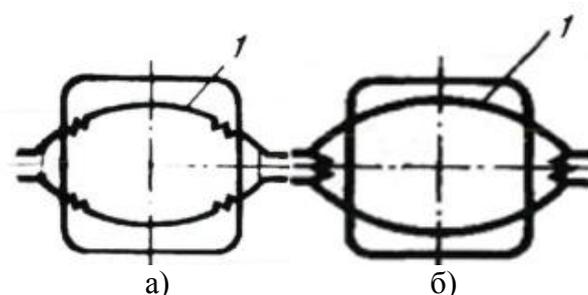


Рис. 1 – Схема образования дефектов при прокатке в элементах системы вытяжных калибров «овал-квадрат»: а – повышенный износ калибра, б – образование «морщин» [4]

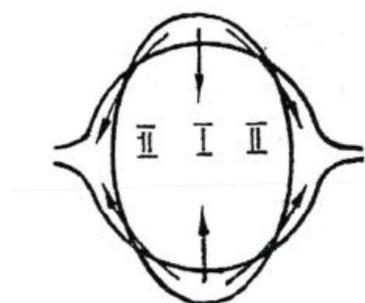
Кроме того, возможны случаи, когда интенсивное уменьшение высоты полосы в овальном калибре 1 (Рис. 1б) приводит к образованию «морщин», сжатие которых в последующем калибре может привести к их трансформации в трещины. К достоинствам системы «овал-квадрат» с точки зрения влияния на качество поверхности проката можно отнести наименьшую вероятность образования поперечных трещин. Данный факт обусловлен отсутствием растягивающих напряжений на ребрах раската, что достигается за счет постоянного обновления ребер полосы при чередовании кантовок на 45° и на 90° в процессе прокатки.

Второй проблемной точкой следует считать момент перехода от подката овального сечения к подкату ребровой овальной сечения, т.е. возникает элемент вытяжной системы калибров «овал-ребровой овал». Для системы вытяжных калибров «овал-ребровой овал» риск возникновения поверхностных дефектов минимален из-за отсутствия острых ребер и

практически равномерной деформации полосы по ширине калибров [3]. Однако данное утверждение справедливо для небольших сечений (чистовая группа клетей непрерывного сортового стана, может быть часть клетей промежуточной группы). В случае использования данной вытяжной системы в черной группе или первых клетях промежуточной группы, ситуация несколько меняется.

Так в ходе проведения лабораторных и промышленных экспериментов [5-7] установлено, что при прокатке в овальных и круглых калибрах наиболее значимое влияние на интенсивность выработки дефектов оказывает их расположение: в наибольшей степени уменьшается глубина расположенных на ребрах дефектов, а в наименьшей степени - глубина дефектов на вершинах калибров. Такая неравномерность выработки дефектов объясняется авторами особенностями заполнения калибров при прокатке (Рис. 2).

Заполнение свободных боковых зон круглого и овального калибров происходит за счет тангенциального смещения поверхностных слоев раската, в результате чего происходит значительное уменьшение их толщины. В осевой зоне металл получает только вертикальное смещение и соответственно толщина поверхностных слоев уменьшается незначительно. Особый случай представляет формоизменение дефектов в разъеме калибров, где глубина дефектов может даже увеличиваться за счет увеличения толщины поверхностных слоев при втекании последних в разъем, особенно в случае реализации низкотемпературных режимов прокатки [8 -11].



I – осевая зона; II – ребровая зона.

Рис. 2 – Схема течения металла при деформации в простых калибрах [5- 7]

С учетом вышеизложенного, **целью работы** является анализ деформационного состояния металла в процессе прокатки квадратного подката в овальном калибре в клетях черновой группы непрерывного сортового стана в условиях низкотемпературной прокатки.

Методика анализа. При прокатке квадратной полосы в овальном калибре величина обжатия по ширине полосы различна, а пластическая деформация во время процесса прокатки распространяется, начиная с верхних слоев металла в его глубину, вслед за упругой деформацией, распространяющейся со скоростью звука в данной среде. Анализируя характер деформации необходимо учитывать:

- воздействие подпирющих усилий (t_x), возникающего в результате трения на поверхности взаимодействия «валок-металл» и зависящего от целой совокупности технологических факторов, среди которых температура играет главенствующую роль;
- форму фасонного калибра (w_x).

Калибры овального типа принадлежат к типичным калибрам, в значительной мере ограничивающие уширение, благодаря подпирющим усилиями (Рис.3), которые направлены к оси калибра. Поперечной деформации препятствуют совместно поверхностные подпирющие усилия t_x и w_x . Эти силы, действующие на поверхностные слои металла, влияют на величину упругой и пластической деформаций, проникающей на определенную глубину внутрь полосы (h_{def}). Меньшее по абсолютной величине вследствие этого уширение можно условно назвать «ограниченным уширением - $\Delta b/2$ ».

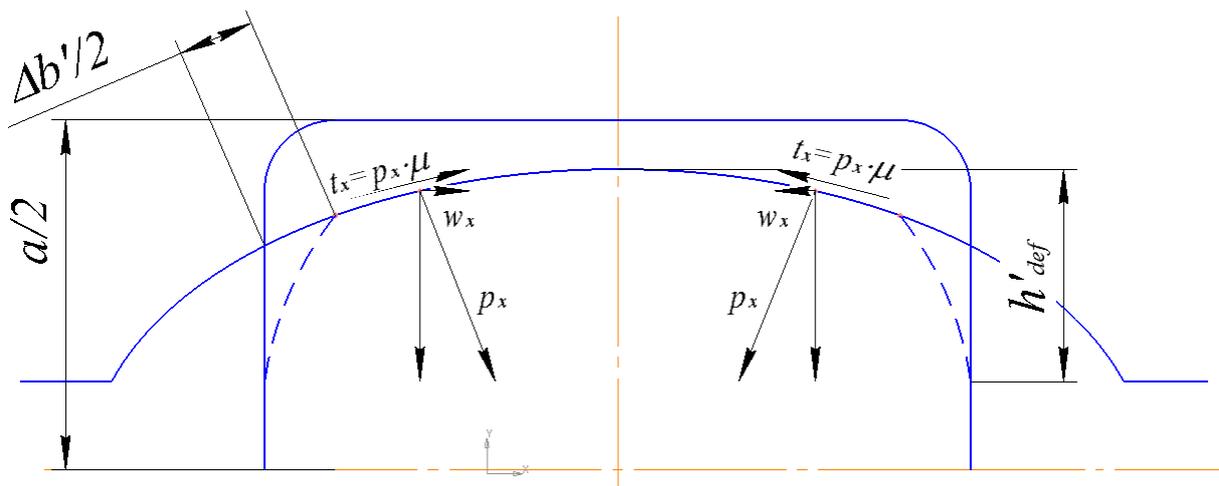


Рис.3 – Схема подпирющих усилий на поверхности контакта полосы с калибром

Если в теоретических выкладках пренебречь воздействием подпирющих усилий на поверхности контакта прокатываемой полосы с калибром, то тогда можно допустить, что величина уширения изменяется по высоте поперечного сечения полосы от $\Delta b_0/2$ на поверхности контакта до нуля в точке сечения, определяемой границей области проникновения пластической деформации $h_{def(sr)}$ (Рис.4), а уменьшение величины уширения может быть представлено в виде пропорциональной функциональной зависимости от величины уширения на определенной высоте y . В этом случае можно записать:

$$-d\left(\frac{\Delta b_y}{2}\right) = k \frac{\Delta b_y}{2} dy \quad (1)$$

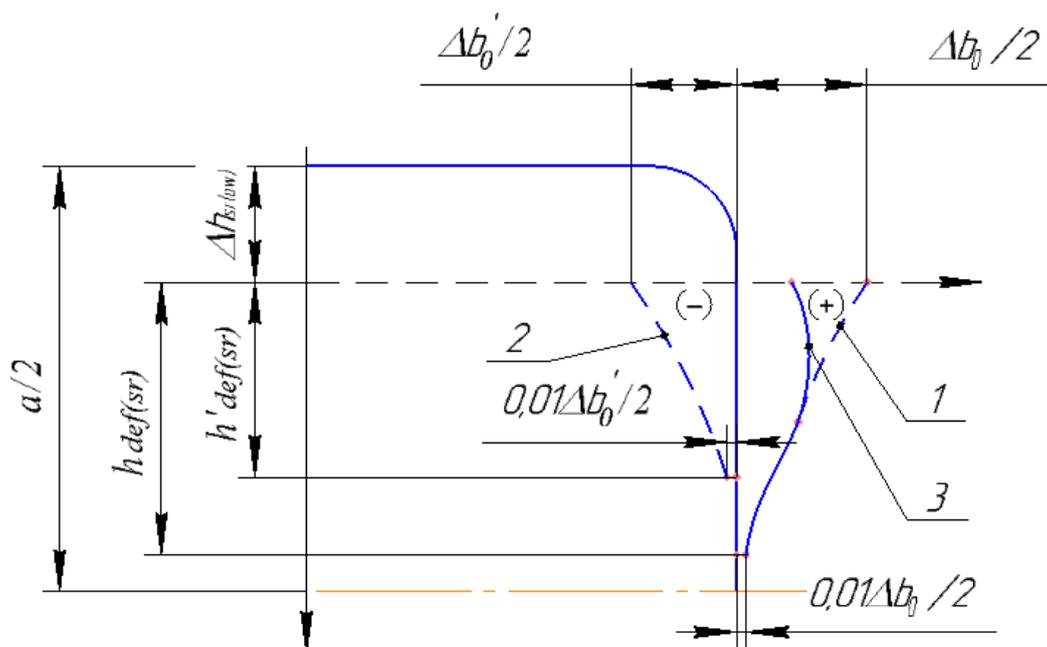


Рис.4 – Формирование кривизны свободной боковой поверхности полосы для случая $l_d / h_{sr} < 1$

Интеграл этого уравнения выражается произведением

$$\frac{\Delta b_y}{2} = C \cdot \exp(-K \cdot y) \quad (2)$$

Коэффициент пропорциональности K определяется с использованием следующего начального условия:

для $y = h_{def(sr)}$, $\Delta b_y/2 = d$, где d обозначает число близкое к нулю.

Тогда

$$K = \frac{1}{h_{def(sr)}} \ln \frac{2d}{\Delta b_0} \quad (3)$$

Также принимается, что величина уширения $\Delta b_y/2$ равна нулевому значению, если на расстоянии $h_{def(sr)}$ от поверхности контакта его величина не превышает значения равного 0,01 ($\Delta b_0/2$), т.е. 1% от величины $\Delta b_0/2$. Для принятых допущений получаем

$$K = \frac{4,6}{h_{def(sr)}} \quad (4)$$

Функциональная зависимость уширения от глубины проникновения по высоте y в этом случае будет иметь вид:

$$\frac{\Delta b_y}{2} = \frac{\Delta b_0}{2} \cdot \exp\left(-\frac{4,6}{h_{def(sr)}} y\right) \quad (5)$$

Величина ограниченного уширения, вызванного действием подпирющих усилий (Рис. 4), определяется по аналогии из выражения

$$\frac{\Delta b'_y}{2} = \frac{\Delta b'_0}{2} \cdot \exp\left(-\frac{4,6}{h'_{def(sr)}} y\right) \quad (6)$$

Результирующее уравнение кривизны боковой поверхности полосы будет представлять из себя сумму правых сторон уравнений (5) и (6):

$$\frac{\Delta b_y}{2} = \frac{\Delta b_0}{2} \cdot \exp\left(-\frac{4,6}{h_{def(sr)}} y\right) - \frac{\Delta b'_0}{2} \cdot \exp\left(-\frac{4,6}{h'_{def(sr)}} y\right) \quad (7)$$

Уравнение (7) можно упростить, принимая следующие допущения:

1. $\Delta b_0 \cong \Delta b'_0$
2. $h'_{def(sr)} = f(R_{ow}, h_{sr}, \mu, D) \cong \frac{2}{3} h_{def(sr)}$

С учетом принятых допущений, уравнение кривизны боковой поверхности полосы примет вид

$$\frac{\Delta b_y}{2} = \frac{\Delta b_0}{2} \left[\exp\left(-\frac{4,6}{h_{def(sr)}} y\right) - \exp\left(-\frac{6,9}{h'_{def(sr)}} y\right) \right] \quad (8)$$

Свободное уширение в овальном калибре может начинаться только от точки обозначенной на рисунке 5 символом h_p

$$\frac{\Delta b_y}{2} = \frac{\Delta b_0}{2} \left[\exp\left(-\frac{4,6}{h_{def(sr)}} (y - h_p)\right) - \exp\left(-\frac{6,9}{h'_{def(sr)}} (y - h_p)\right) \right] \quad (9)$$

где $h_p = R_{ow} - \sqrt{R_{ow}^2 - \left(\frac{a}{2}\right)^2}$ (по рис. 3) и $h_p \leq y \leq h_{ow}/2$.

За величину Δb_0 принимают наибольшее уширение в условиях отсутствия воздействия поверхностных подпирющих усилий, чего, фактически, в реальных условиях прокатки не бывает. Величину Δb_0 вычисляют с использованием уравнения:

$$\Delta b_0 = C_{\Delta b} \cdot \Delta h_{sr(ow)}$$

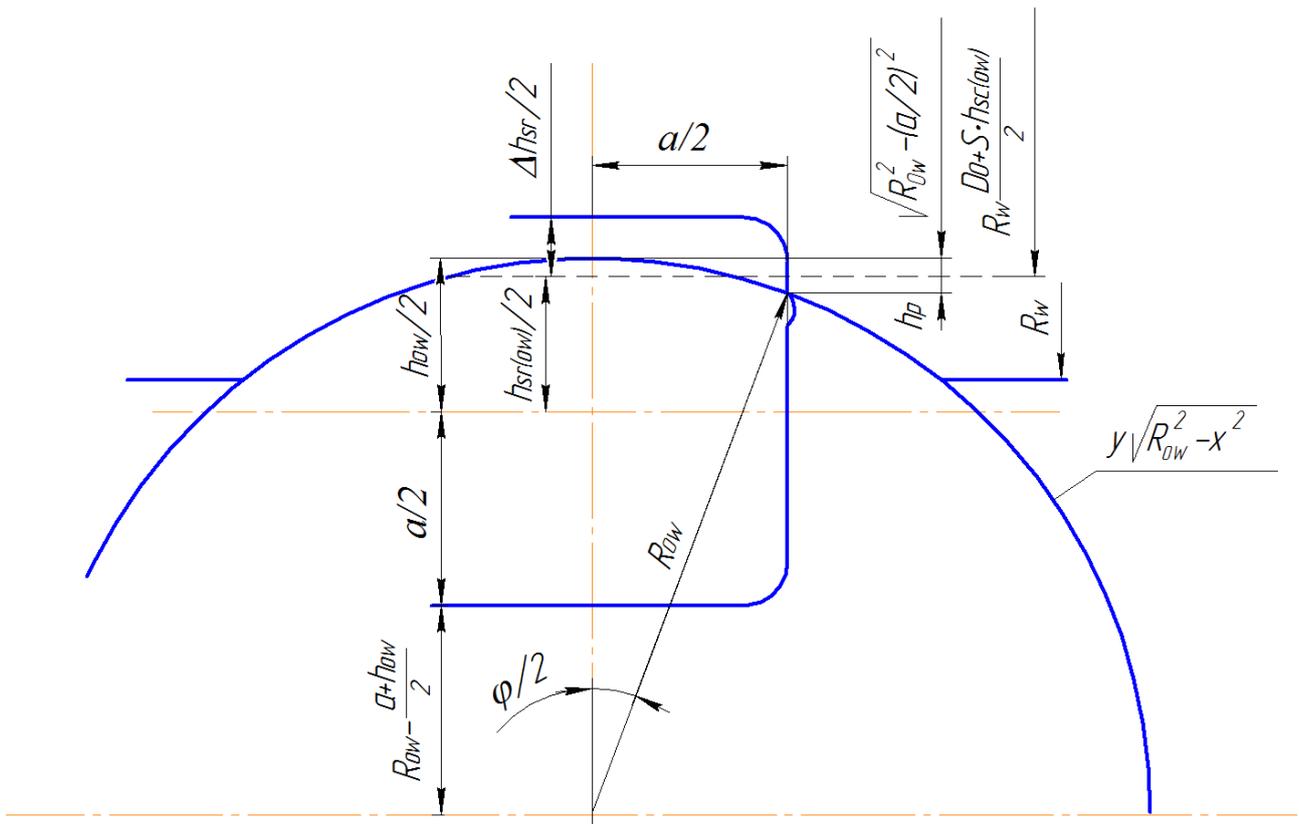


Рис.5 – Обозначения, приняты для вычисления $\Delta h_{def(sr)}$

Следует особо отметить, что в этом случае коэффициент « $C_{\Delta b}$ » нельзя отождествлять с широко используемым понятием «коэффициент уширения» [12]. Фактически это некоторое число (зависящее от коэффициента уширения), равное величине отношения $b_o / \Delta h_{sr(ow)}$.

Для определения коэффициента $C_{\Delta b}$ можно использовать диаграммы, построенные по результатам обобщения экспериментального материала (рисунок 6), учитывающей диаметр валков в обжимной группе клеток непрерывного сортового стана, коэффициент вытяжки и температуру металла.

Для овального однорадиусного калибра принимается, что вместо переменной по ширине калибра величины обжатия $\Delta h_{(x)}$, используется среднее значение этой величины « Δh_{sr} ».

$$\Delta h_{(x)} = 2 \left(R_{ow} - \sqrt{R_{ow}^2 - (X)^2} \right) - h_{ow} + a \quad (10)$$

$$\Delta h_{sr} = a - h_{sr(ow)} \quad (11)$$

где:

$$h_{sr(ow)} = h_{ow} - 2 \left(R_{ow} - \sqrt{R_{ow}^2 - \left(\frac{a}{2} \right)^2} \right) + \frac{R_{ow}^2}{a} (\hat{\varphi} - \sin \varphi) \quad (12)$$

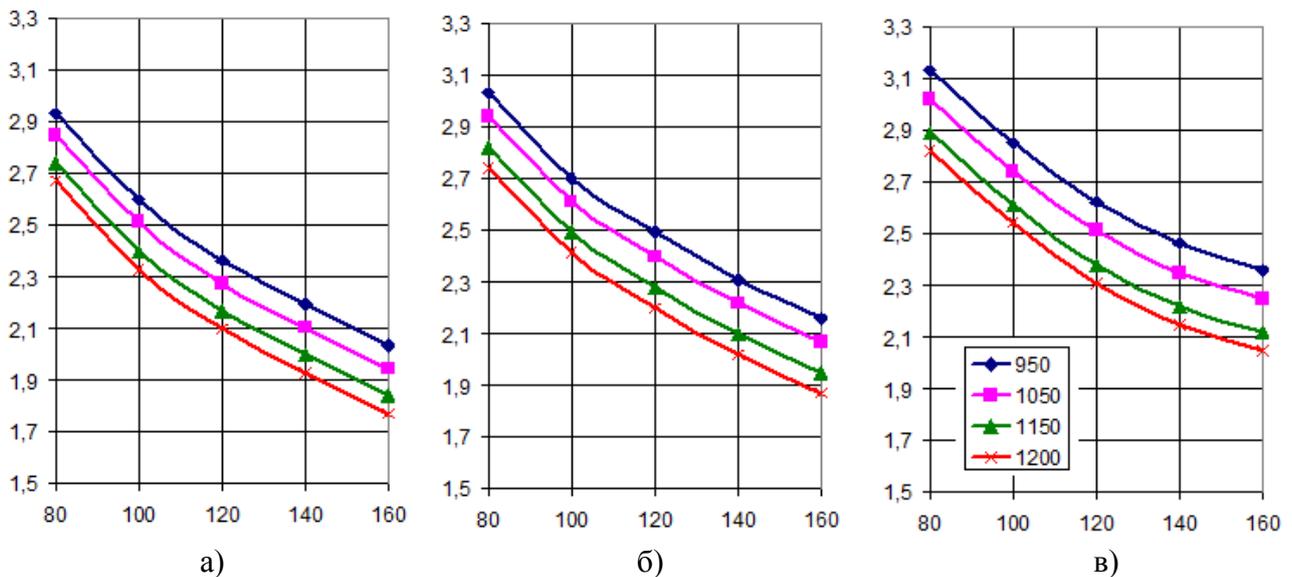


Рис. 6 – Зависимость коэффициента $C_{\Delta b}$ от стороны квадрата, прокатываемого в овальном калибре, диаметр валков: а – 600 мм, б – 650 мм, в – 700 мм

Окончательно, после подстановки величин (12) и (11) получим:

$$\Delta h_{sr(ow)} = a - h_{ow} + 2 \left(R_{ow} - \sqrt{R_{ow}^2 - \left(\frac{a}{2} \right)^2} \right) - \frac{R_{ow}^2}{a} (\hat{\varphi} - \sin \varphi) \quad (13)$$

Заключение. Таким образом с помощью представленной методики анализа деформационного состояния металла в процессе прокатки квадратного подката в овальном калибре в клетях черновой группы непрерывного сортового стана в условиях низкотемпературной прокатки. Полученные зависимости позволяют определить неравномерную деформацию боковых поверхностей прокатываемой полосы в овальном однорадиусном калибре.

Список литературы

1. Дефекты стальных слитков и проката: справочное издание / В.В.Правосудович, В.П.Сокуренок, В.Н.Данченко и др. – М: Интермет Инжиниринг, 2006. – 384 с. ил.
2. Крахт, В.Б. Повышение эффективности сортамента мелкосортно-среднесортного стана 350 Оскольского электрометаллургического комбината / В.Б. Крахт, А.Е.Прагусевич, Н.А.Шляхов // Производство проката, 2003. - №5. – С. 19-21.
3. Чекмарев, А.П. Калибровка прокатных валков: учебное пособие для вузов / А.П.Чекмарев, М.С.Мутьев, Р.А.Машковец. – М.: Металлургия, 1971. – 512 с.
4. Грудев, А.П. Технология прокатного производства / А.П. Грудев, Л.Ф. Машкин, М.И. Ханин. - М.: Металлургия, 1994. - 656 с.
5. 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.
6. Зильберг, Ю.В. Исследование закономерностей формоизменения поверхностных дефектов при прокатке / Ю.В. Зильберг [и др.] // Сталь. - 1997. - №10. -С. 44-46.
7. Зильберг, Ю.В. Изменение поверхностных дефектов при прокатке трубной заготовки из коррозионностойкой стали /Ю.В. Зильберг [и др.] // Сталь. - 1991.-№10.-С. 33-36.
8. Минаев, А.А. Исследование полей деформации при прокатке овальных заготовок с неравномерным распределением температуры по сечению/ А.А.Минаев, В.А. Белевитин, Е.Н.Смирнов, О.С.Савицкий // Известия вузов. Черная металлургия. – 1992. – №6. – С.20–24.
9. Минаев, А. А. Скорость течения металла при прокатке овальных заготовок с неравномерным распределением температуры по сечению /А. А. Минаев, В. А. Белевитин, Е. Н. Смирнов // Известия вузов. Чёрная металлургия. - 1993. - №11-12. - С. 22-25.
10. Смирнов, Е. Н. Неравномерность распределения скоростей течения металла при прокатке овальных заготовок с неравномерным распределением температуры по сечению / Е. Н. Смирнов // Наук. пр. Донец. держ. техн. ун-ту. Сер., Металургія. - Донецьк: ДонНТУ, 1999. -Вип. 8. - С. 121-126.
11. Минаев, А. А. Демонотонность пластического формоизменения при прокатке овальных заготовок с неравномерным распределением температуры по сечению / А. А. Минаев, Е. Н. Смирнов, В. А. Белевитин // Известия вузов. Чёрная металлургия. - 1993. - №6. -С. 34-37.
12. Грудев, А.П. Теория прокатки: Учебник для вузов / А.П. Грудев. – М.: Металлургия, 1988. – 240 с.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО СОСТОЯНИЯ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ СЛИТКОВ В ДВУХФАЗНОМ СОСТОЯНИИ

Скляр В.А., Сотников Ф.Ю.*

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
konfor1@yandex.ru

Аннотация: Представлены результаты моделирования теплового состояния слитка в процессе кристаллизации на машине непрерывного литья блюмовых заготовок, полученные с использованием математической модели. С помощью вычислительных экспериментов определен оптимальный режим водоохлаждения непрерывнолитого слитка с точки зрения обеспечения наилучшего качества структуры металла.

Ключевые слова: «мягкое» обжатие; непрерывнолитой блюм; математическое моделирование; тепловое состояние; МНЛЗ.

NUMERICAL SIMULATION OF THE THERMAL STATE OF THE CONTINUOUSLY CAST INGOTS IN A TWO-PHASE STATE

Sklyar V., Sotnikov F.Y.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
konfor1@yandex.ru

Abstract. The results of modeling the thermal state of the ingot in the crystallization process on the continuous casting blooms machine obtained using a mathematical model. With using the computational experiments determined the optimal mode of cooling the continuous cast ingot in terms of the best quality metal structure.

Keywords: soft reduction; continuous cast bloom; mathematical modeling; thermal state; CCM.

Одним из эффективных технологических приемов, позволяющим регулировать качество макроструктуры непрерывнолитого слитка (блюма или заготовки), является контролируемое вторичное охлаждение. Обязательным элементом такой технологии является обжатие (редуцирование) последних в жидко-твердом состоянии. При этом в зависимости от величины обжатия или способа его приложения выделяют следующие разновидности этой технологии [1]:

- 1) термическое мягкое обжатие (thermal soft reduction);
- 2) «мягкое» обжатие (soft reduction) – обжатие 2÷3 мм ;
- 3) «жесткое» обжатие (hard reduction) - обжатие 20÷30 мм;
- 4) способ непрерывнойковки (обжатие до 80 мм).

Вместе с тем, с точки зрения практической реализации указанных разновидностей технологии редуцирования непрерывнолитых слитков в жидко-твердом состоянии в условиях сортовых МНЛЗ, данный процесс получил развитие только в направлении *soft reduction*. При этом следует подчеркнуть, что реализация вышеназванной технологии целесообразна на тех МНЛЗ, в сортаменте которых преобладают нелегированные и легированные высококачественные и специальные марки стали (Табл. 1).

Эффективность реализуемого обжатия определяется соотношением толщин жидкой и твердой фаз на рассматриваемом участке деформирования. Проведенный анализ литературных данных, в части оптимального соотношения твердой и жидкой фаз на границе

*Работа выполнена под научным руководством д.т.н., проф. Смирнова Е.Н.

переходных участков [2] показал, что имеющиеся рекомендации существенным образом отличаются по абсолютным значениям. Однако все авторы едины в выводах в части того, что при слишком большой доле жидкой фазы в двухфазной зоне обжатие может не привести к благоприятному результату из-за того, что после деформации процесс затвердевания продолжается и все проблемы, связанные с макросегрегационными и усадочными явлениями остаются. При малой доле жидкой фазы в двухфазной зоне, из-за достаточно высокого сопротивления деформации материала двухфазной зоны положительный эффект можно достигнуть только при интенсивном обжатии, что может привести в дальнейшем к появлению внутренних трещин в температурном интервале хрупкости [3,4].

Крайняя наукоёмкость рассматриваемой технологии обуславливает необходимость использования при её разработке и последующем проектировании методов математического моделирования. В этом случае, поиск ответов на ранее поставленные вопросы в части определения значений основополагающих параметров, целесообразно выполнить с привлечением модели затвердевания металла в непрерывнолитых слитках прямоугольного сечения.

В связи с этим, целью данной работы является комплексное исследование процесса формирования структуры непрерывнолитой сортовой заготовки в различных условиях с использованием математической модели, описывающей процессы затвердевания непрерывнолитых слитков, для дальнейшего определения возможной области реализации технологии «мягкого» обжатия.

Формирование непрерывнолитой сортовой заготовки сопровождается рядом сложных физико-химических процессов, включающих [5-7]:

- теплоперенос в жидкой, двухфазной и твердой областях;
- фазовый переход (затвердевание);
- теплообмен поверхности заготовки с конструктивными элементами МНЛЗ и окружающей средой;
- гидродинамические явления в жидкой лунке;
- диффузионный массоперенос и химические превращения;
- деформационные явления в твердой корочке.

Данные процессы являются взаимозависимыми. Так, динамика теплообмена оказывает определяющее влияние на формирование твердой оболочки непрерывнолитой заготовки. В свою очередь, выделение тепла и диффузионные процессы при фазовом переходе вносят заметный вклад в изменение поля температур.

При этом характер протекания теплофизических процессов существенно зависит от организации теплоотвода с поверхности заготовки и изменяется при прохождении заготовки через основные зоны системы охлаждения (Рис. 1) – зону кристаллизатора (первичное охлаждение), зону вторичного водяного охлаждения и зону воздушного охлаждения.

Кроме того, заметное влияние на теплофизические процессы оказывают такие технологические факторы, как:

- конструктивные характеристики МНЛЗ;
- химический состав стали;
- скорость вытягивания заготовки;
- начальная температура расплава.

Процессы тепломассопереноса являются основным звеном, определяющим все дальнейшие стороны формирования сортовой заготовки, и в конечном итоге, определяющим качество получаемой структуры металла.

Таблица 1 – Параметры МНЛЗ на которых возможно применение технологии «мягкого» обжата

Параметры	ООО «Электросталь» г.Курахово	ПАО «ЕМЗ» г.Енакиево	ОАО «ММК», г.Магнитогорск	ОАО «Ижсталь», г. Ижевск	АО «ОЭМК», г.Старый Оскол	Saarstahi AG г.Фёльклинген	
Год строительства	2009	2011	2006	2007-2012	2004	2001 - 2004	
Тип МНЛЗ	радиального	радиального	радиального	радиального	криволинейного	криволинейного	
Разливаемые марки стали	70Г,65Г,45,35Г, Ст3СП,Ст5СП	ГОСТ 380-88 ГОСТ 1050-88	ГОСТ 380-88 ГОСТ 1050-88 Св08А	более 80 нержавеющ их марок стали	Конструкционные; легированные;подшипн иковые;рессорно- пружинные;инструмен тальные;рельсовые	автоматная; сталь для холодной высадки; проволочные стали; легированные; пружинные	
Количество ручьев, шт	3	6	5	3	6	6	
Отливаемое сечение, мм	120 × 120 125 × 125 135 × 135	125 × 125 130 × 130 140 × 140 150 × 150	150 × 150	125 × 125 140 × 180	150 × 150 170 × 170	150 × 150 180 × 180	
Длина гильзы кристаллизатора, мм	780	1000	900	1000	1000	1000	
Скорость разливки, м/мин	3.0-3.6 2.8-3.4 2.4-2.8	3.6 - 4.1 3.4 - 4.05 2.9 - 3.35 2.4 - 3.1	3.0 -3.4	1.7-3.4	3.0 -3.4 2.2-2.8	2.5 – 4.0 2.5 – 3.0	
Радиус машины, м	6	7	9	10	10.25	11	
Металлургическая длина, м	20	22.4	29,8	31,4	33.4	25	
Средства повышения качества слитка	ЭМП	-	-	Кристаллизатор	-	Кристаллизатор, ЗВО	есть
	Мягкое обжатие	-	-	-	-	-	есть

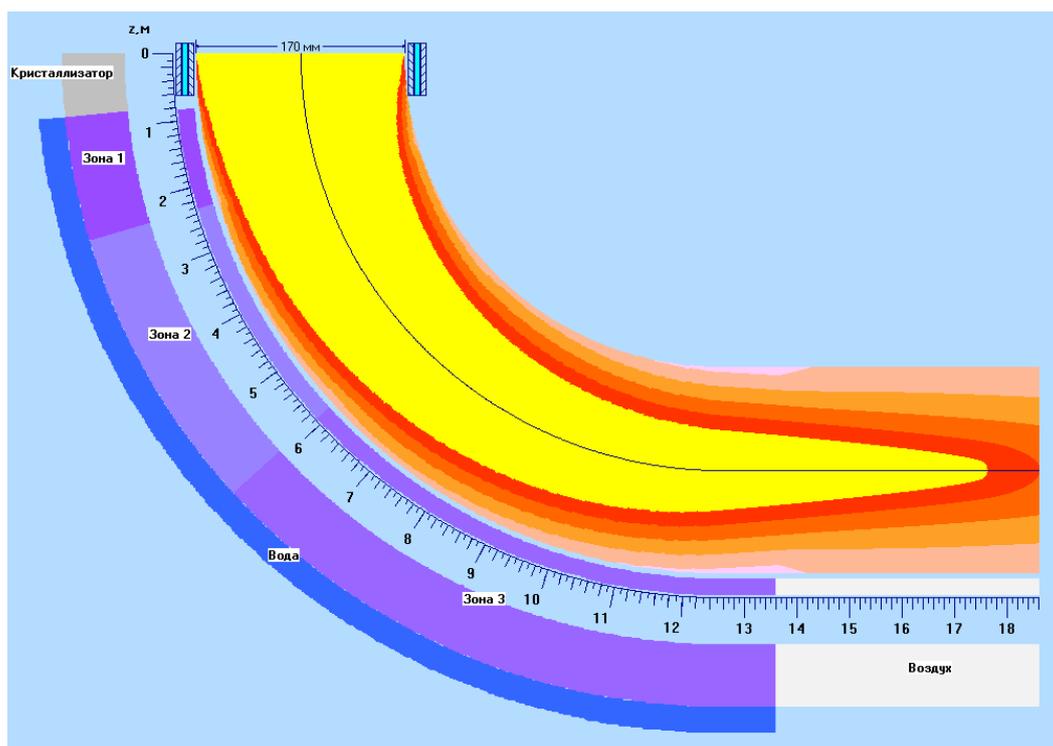


Рис. 1 – Схема исследуемого объекта

Теоретическая основа модели – стандартные уравнения теории теплопереноса, базирующиеся на фундаментальных законах термодинамики сплошных сред и физики неравновесных процессов [8,9].

Ниже приведен пробный пример определения оптимальной схемы водоохлаждения для сортовой заготовки 125×125мм с помощью разработанного программного обеспечения [10]. В исследованиях варьировались параметры вторичного охлаждения (длина зон и расход охлаждающей воды).

В таблицах 2-3 приведены исходные данные, использованные в расчетах.

Таблица 2 – Постоянные параметры вычислительного эксперимента

<i>Параметры</i>	<i>Значения (общие для всех режимов)</i>
Рабочая длина машины, м	22
Радиус изгиба, м	8
Рабочая длина кристаллизатора, м	0,77
Скорость вытяжки заготовки, м/мин	2,8
Содержание углерода, %	0,36
Температура-ликвидус, °С	1505
Температура-солидус, °С	1460
Начальная температура расплава, °С	1510

Таблица 3 – Параметры системы водоохлаждения (варьируются в соответствие с режимом)

<i>Параметры</i>	<i>Режимы</i>			
	<i>1 (исходный)</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4 (оптимальный)</i>
Температура охлаждающей воды, °С	15			
Секция № 1:				
Длина, м	0,4	0,4	0,4	0,4
Расход воды, л/мин	135	70	70	70
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	4050	2100	2100	2100
Секция № 2:				
Длина, м	1,8	1,8	1,8	1
Расход воды, л/мин	210	210	170	120
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	1400	1400	1133	1440
Секция № 3:				
Длина, м	2,15	2,15	2,15	1,5
Расход воды, л/мин	144	160	150	140
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	803,7	893	837,2	1120
Секция № 4:				
Длина, м	2,15	2,15	2,15	1,4
Расход воды, л/мин	144	160	130	110
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	803,7	893	725,6	942,9
Секция № 5:				
Длина, м	-	-	-	1,3
Расход воды, л/мин	-	-	-	90
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	-	-	-	830,8
Секция № 6:				
Длина, м	-	-	-	1,2
Расход воды, л/мин	-	-	-	80
К-т теплоотдачи, Вт/(м ² К)	-	-	-	800
Общая длина ЗВО, м	6,5	6,5	6,5	6,8
Суммарный расход, л/мин	633	600	520	610

В качестве исходного был выбран режим с интенсивной подачей воды во всех зонах ЗВО, при котором обеспечиваются условия достаточно быстрого затвердевания и минимизации глубины жидкой лунки (режим №1). Но анализ поля температур (Рис.2а и Табл.4) показывает, что при данной схеме водоохлаждения имеют место резкие скачки температуры поверхности, а на выходе из зоны подбоя температура снижается ниже допустимого предела ($T_{нов}=730^{\circ}\text{C}$).

Таблица 4 – Результаты вычислительного эксперимента

Параметры	Режимы			
	1 (исходный)	2	3	4 (оптимальный)
Температура поверхности на выходе из зоны подбоя, °С	z = 1,141 м			
	730,4	938,7	939,24	939,4
Температура поверхности на выходе из зоны водоохлаждения, °С	z = 7,26 м			z = 7,56 м
	902,3	884,5	948	900,84
Температура поверхности в конце технологической линии, °С	1016,5	1017,7	1025	1016,8
Глубина жидкой лунки, м	14,63	14,97	15,58	14,96
Расчетная рабочая длина машины, м	18,4	18,78	19,77	18,72

В следующем рассмотренном режиме (№2) была уменьшена интенсивность охлаждения в зоне подбоя: расход воды снижен до $W_{\text{воды}}=70$ л/мин, что соответствует коэффициенту теплоотдачи $\alpha=2100$ Вт/(м²К) (для режима №1 $\alpha=4050$ Вт/(м²К) в зоне подбоя). Одновременно увеличен расход воды в третьей и четвертой зонах водоохлаждения. Геометрия зоны водоохлаждения (количество и длины зон) осталась неизменной. Из рис.2б видно, что кривая температуры на поверхности заготовки будет более плавной. В то же время имеются участки, где значение температуры падает ниже критического ($\sim 890^\circ\text{C}$ на границе второй и третьей зон, а также на выходе из ЗВО).

Для режима №3 с целью сглаживания температурной кривой интенсивность теплоотвода была еще более снижена для всех зон водоохлаждения кроме зоны подбоя (так как охлаждение на данном участке должно быть достаточно интенсивным для формирования твердой корочки требуемой толщины). Как видно из рис. 2в, при этом обеспечиваются условия плавного снижения температуры поверхности, что должно значительно снизить риск образования трещин и других дефектов. Но при этом глубина жидкой лунки и, соответственно, расчетная длина технологической оси возрастают примерно на 5-6% (Табл. 4).

Поэтому, если есть возможность, целесообразно изменить геометрию зоны водоохлаждения, как в режиме №4.

Выбранные значения режимных параметров позволяют поддерживать температуру поверхности заготовки близкой к 900°C , хотя и превышающей данное критическое значение на протяжении всей ЗВО (Рис.2г). В результате рост твердой корочки происходит достаточно быстро и глубина жидкой лунки возрастает всего на 30 смпо сравнению с исходным режимом (Табл.4). При данной схеме охлаждения длина ЗВО увеличивается незначительно, а суммарный расход охлаждающей воды даже снижается по сравнению с исходным режимом (Табл.3).

Заключение. Таким образом, с помощью вычислительных экспериментов определен оптимальный режим водоохлаждения с точки зрения обеспечения наилучшего качества структуры заготовки.

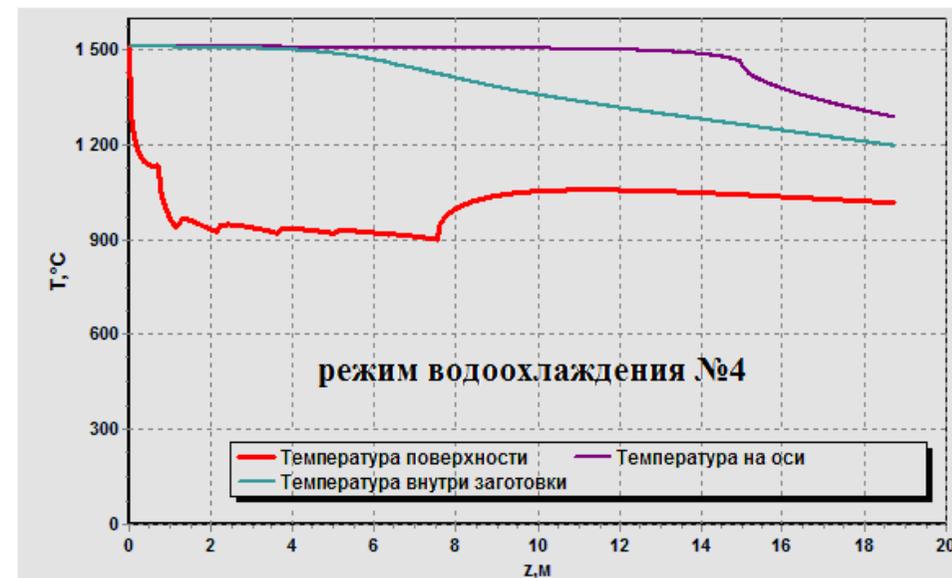
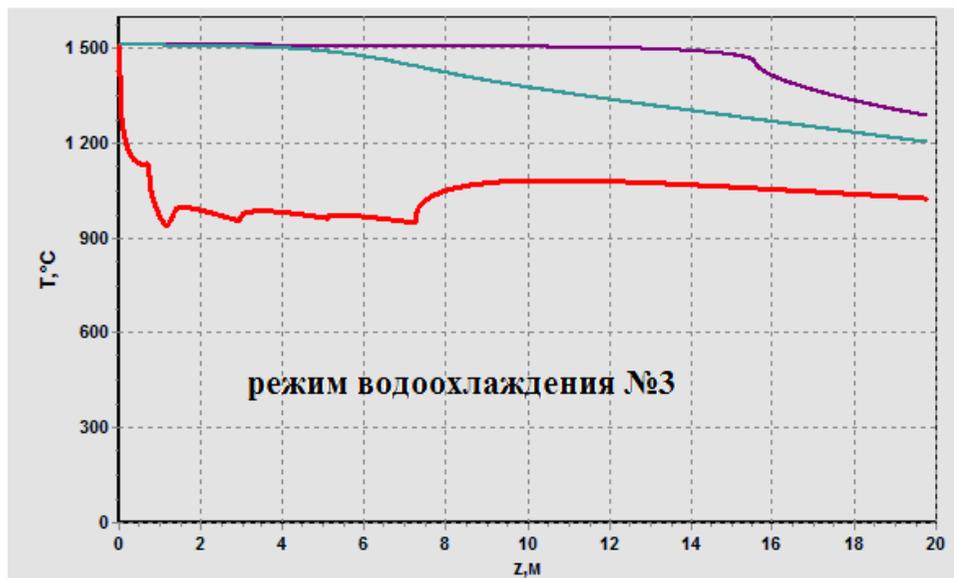
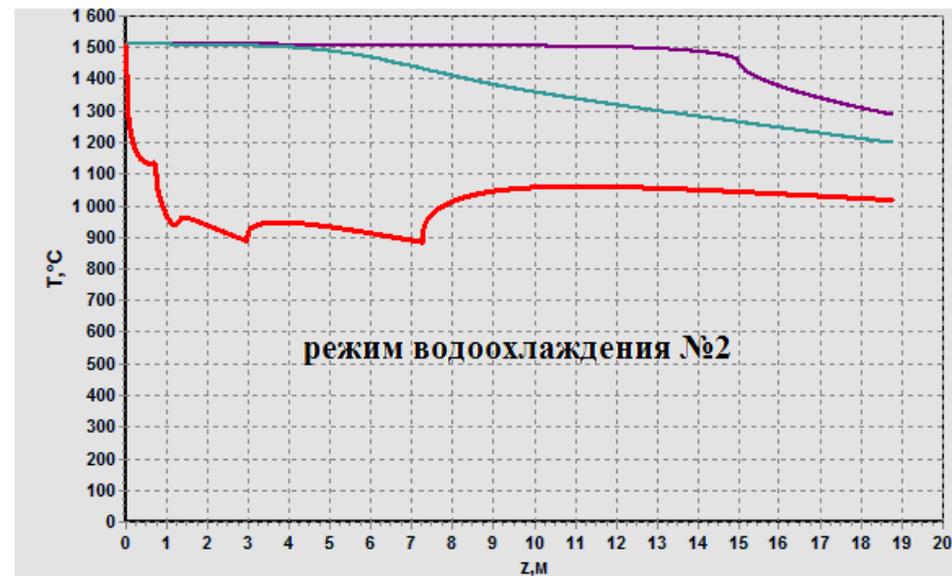
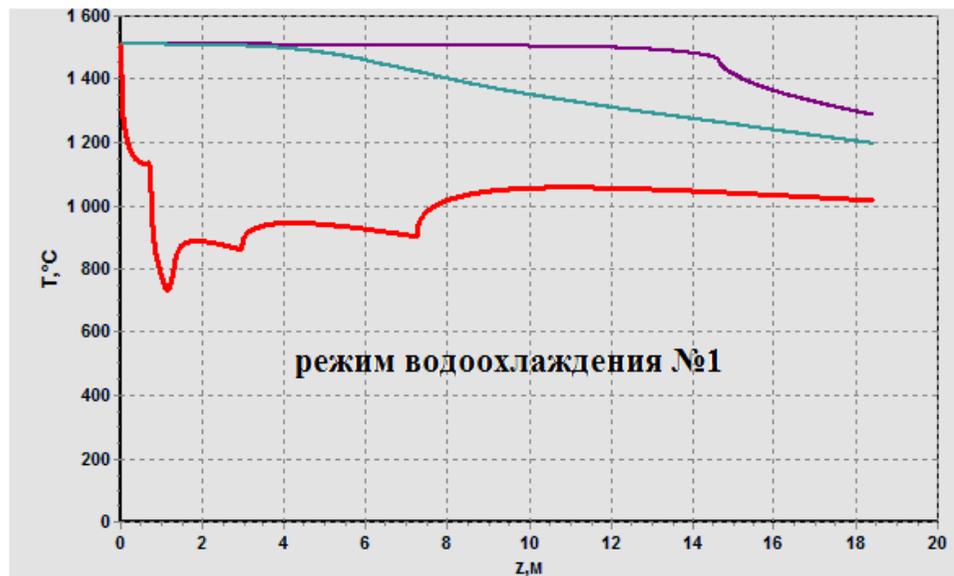


Рис. 2 – График изменения температуры непрерывнолитого бляма по различным режимам водоохлаждения

Список литературы

1. Минаев, А.А. Моделирование теплового состояния непрерывнолитого блюма в процессе контролируемого вторичного охлаждения / А.А. Минаев, Е.Н. Смирнов, М.В. Григорьев // *Металл и литье Украины*. - 2003. - № 6. – С. 18-23.
2. Система технологического проектирования метода «мягкого» обжата непрерывнолитых блюмов и заготовок в конце затвердевания / А.А. Минаев, Е.Н. Смирнов, А.Н. Смирнов, Ю.Н. Белобров и др. // *Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні*: Зб. наук. пр. – Луганськ: вид-во СНУ ім. В. Даля, - 2002. – С. 59- 66.
3. Морозенский, Л.И. К вопросу о горячих продольных трещинах на непрерывнолитых слябах / Л.И. Морозенский, О.А. Митенев, В.К. Крутиков // *Сталь*. – №4. – 1965. – С.312–317.
4. Горосткин, С.В. Совершенствование режимов вторичного охлаждения слябовых непрерывнолитых заготовок: Автореф. дис. к-та техн. наук: 05.16.02 / Магнит. гос. техн. универ-т.- Магнитогорск, 2002. - 24 с.
5. Теория и практика непрерывного литья заготовок / А.Н. Смирнов, А.Я. Глазков, В.Л. Пилюшенко и др. – Донецк:ДонГТУ, 2000. – 371 с.
6. Емельянов, В.А. Тепловая работа машин непрерывного литья заготовок / В.А. Емельянов. – М.:Металлургия, 1988. – 143 с.
7. Нисковских, В.М. Машины непрерывного литья слябовых заготовок / В.М. Нисковских, С.Е. Карлинский, А.Д. Беренов. – М.:Металлургия, 1991. – 272 с.
8. Никитенко, Н.И. Теория тепломассопереноса / Н.И. Никитенко. – К.:Наук.думка, 1983. – 352с.
9. Исаченко, В.Л., Теплопередача / В.Л. Исаченко, В.Л. Осипова, А.С. Сукомел – М.:Энергия,1969. – 439 с.
10. Smirnov, A. Modeling geometry behavior of billet ingots during soft reduction / A. Smirnov, Y. Smyrnov, Ye. Shtepan, M. Grigoriev, G.Redko // *International Conference on Continuous casting of steel*, Krynica, 16-18 June 2004, Poland. - Cracow: AGH - University of Science and Technology, 2004. - p. 305-311.

УДК 621.747.5 + 51-74

МОДЕЛИРОВАНИЕ НДС НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ В ТЯНУЩЕ-ПРАВИЛЬНОЙ МАШИНЕ МНЛЗ

Смирнов Е.Н.¹, Ручко́ В.Н.², Коваленко С.А.², Скляр В.А.¹

¹ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

² ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет», г. Донецк

en_smirnov@i.ua

Аннотация. В статье с использованием компьютерного моделирования произведена оценка напряженно-деформированного состояния непрерывнолитой сортовой заготовки в валках ТПМ. По результатам расчета выполнен анализ полученных значений для непрерывнолитых заготовок различного поперечного сечения.

Ключевые слова: тянущая-правильная машина МНЛЗ; непрерывнолитая сортовая заготовка; «мягкое» обжатие; напряженно-деформированное состояние; моделирование.

MODELING OF STRESS-STRAIN STATE OF THE CONTINUOUS BILLET IN THE DRAWING AND STRAIGHTENING UNIT OF CCM

Smyrnov Y.¹, Ruchko V.², Kovalenko S.²

¹ *Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Sary Oskol*

² *Donetsk National Technical University, Donetsk*
en_smyrnov@i.ua

Abstract. *In this article, using computer modeling evaluated the stress-strain state of continuous billet in rolls of drawing and straightening unit. The analysis of the obtained values for cast billets of different cross-section are made on based of the modeling results.*

Keywords: *drawing and straightening unit of CCM; continuous billet; «soft» reduction; stress-strain state; modeling.*

Постановка задачи. Современное состояние мирового производства непрерывнолитой сортовой заготовки требует от ее производителей поиска путей расширения рынков сбыта своей продукции. Решение этой задачи связано с повышением качества производимого металла. Для его осуществления, в линиях отечественных МНЛЗ, используется метод «мягкого» механического обжатия, реализуемый обычным технологическим оборудованием. Эффективность технологических режимов деформации, при реализации этого метода в промышленных условиях, сложно оценить, ввиду значительного колебания технологических параметров производства. В этой связи, значительную помощь может оказать проведение математического моделирования НДС производимого металла. Поэтому работы, направленные на исследование особенностей НДС непрерывнолитой сортовой заготовки в валках ТПМ, являются актуальными.

Анализ последних исследований и публикаций. Высокая конкуренция среди производителей непрерывнолитой сортовой заготовки вынуждает металлургические предприятия изыскивать технологические подходы, направленные на обеспечение решения задач, связанных с повышением ее качества, как показателя, определяющего место производителя на рынке металлопродукции.

Использование метода «мягкого» механического обжатия позволяет решить задачу обеспечения требуемого уровня качества, путем уменьшения макроликвации за счет компенсации усадки, имеющей место в процессе затвердевания, и предотвращения всасывания остатков расплава (содержащего примеси) в двухфазную зону кристаллизующейся заготовки [1]. Задача реализации метода «мягкого» механического обжатия непрерывнолитой заготовки заключается в определении места, закона и способа приложения усилия. Деформация заготовки, наиболее простым способом, с помощью роликов тянуще-правильной машины (ТПМ) в зоне выравнивания требует точного контроля температуры разлива и режимов охлаждения, а также, большие усилия, возрастающие по мере увеличения твердой фазы, что приводит к проявлению различного рода дефектов в заготовке [2].

Необходимость повышения конкуренции на мировых рынках непрерывнолитой заготовки, нашли свое отражение в попытках реализации метода «мягкого» механического обжатия на отечественном предприятии, в условиях современной сортовой МНЛЗ ПАО «Енакиевский металлургический завод» [3]. В ходе осуществления экспериментальных исследований были проведены: замеры в горячем потоке геометрических размеров непрерывнолитой заготовки, визуальный контроль качества поверхности заготовки на наличие поверхностных дефектов, отбор темплетов для контроля макроструктуры, контроль скорости разлива и температуры поверхности заготовки перед ТПМ. Анализ выполненных экспериментальных исследований, свидетельствуют о достаточной степени эффективности применения процесса «мягкого» механического обжатия. Однако характер выполненных исследований не позволяет однозначно судить об уровне изучения механизма подавления дефектов усадочного происхождения в осевой зоне непрерывнолитой заготовки и о

целесообразности использования для реализации метода ММО, именно валков эксплуатируемой ТПМ. Для этой ТПМ, сортовой МНЛЗ ПАО «Енакиевский металлургический завод», были выполнены математические исследования напряженно-деформированного состояния металла при правке с использованием метода конечных элементов в пакете программы ABAQUS [4]. Особенность конструкции ТПМ (возможность вертикального перемещение среднего опорного ролика), используемая в процессе правки непрерывнолитой заготовки, обусловила достаточно сложный характер механизма формирования напряженного состояния металла, что не позволяет использовать адекватные математические модели, применительно к исследованию метода «мягкого» механического обжатия для этого типа ТПМ.

Объект исследования. В качестве объекта исследования была выбрана МНЛЗ ООО «Электросталь» (г. Курахово, Донецкая область, Украина), производящая непрерывнолитую сортовую заготовку различного сечения и имеющая в своей технологической линии типовую ТПМ с трехточечным разгибом.

Цель исследования. Оценить напряженно-деформированное состояние, возникающее во время деформации непрерывнолитой сортовой заготовки валками ТПМ при осуществлении технологических процессов правки и «мягкого» механического обжатия.

Условия моделирования. В соответствии с поставленной целью исследования были выполнены построения исходной модели в программном комплексе КОМПАС-3D, включающей в себя геометрические параметры технологической линии разливки на МНЛЗ (Рис. 1) и конструктивные размеры элементов ТПМ (Рис. 2).

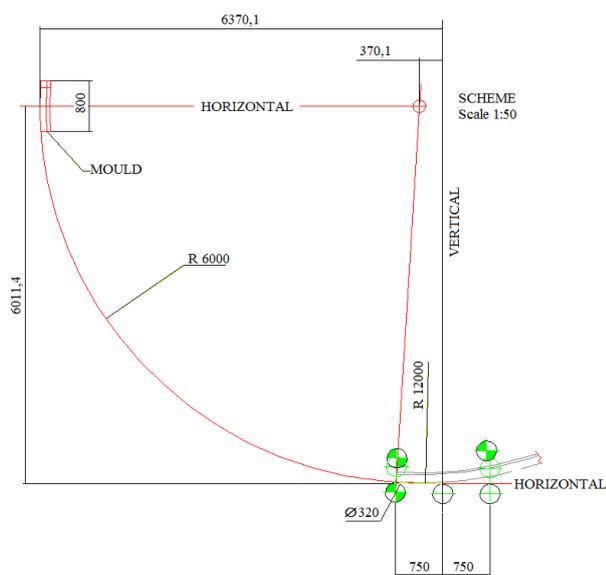


Рис. 1 – Геометрические параметры технологической линии разливки на МНЛЗ ООО «Электросталь»

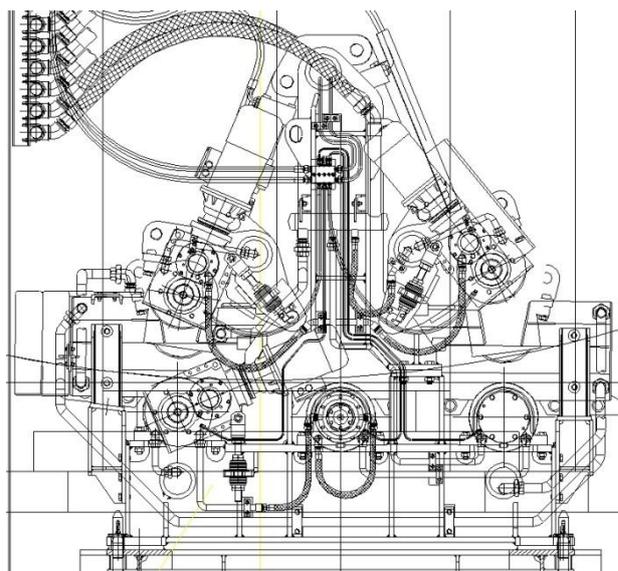


Рис. 2 – Общий вид ТПМ, конструкции фирмы STB TECNOSIDERURGICA BRESCIANA (ITALY)

Исходными геометрическими размерами, используемыми при построении модели исследования, являлись: диаметр валков ТПМ – 320 мм; длина роликов ТПМ – 200 мм; длина непрерывнолитой заготовки – 6 м; радиус загиба непрерывнолитой заготовки – 6 м, принятые в соответствии с технологической инструкцией [5] и чертежами.

После выполнения построений в программном комплексе КОМПАС-3D, модель была экспортирована в специализированный математический пакет DEFORM-3D, для проведения указанных выше исследований (Рис. 3).

Предварительно, перед началом моделирования НДС непрерывнолитой сортовой заготовки был выполнен расчет температурного градиента для различных сечений (120x120

мм, 135x135 мм, 150x150 мм) заготовки в специализированном математическом пакете DEFORM-3D, с целью отражения близкого к реальному процессу деформирования. В качестве исследуемой, из базы материалов пакета DEFORM-3D, была выбрана сталь 1015 (международный стандарт AISI), которой соответствует сталь 15 (государственный стандарт). Температура поверхности заготовок была принята - 950°C, а предельная температура жидко-твердой составляющей - 1450°C (Рис. 4). Скорости вытягивания (правки) заготовок в ТПМ приняты исходя из режимов разливки, установленных в соответствующей технологической инструкции, и составили, соответственно, для сечений 120x120 мм - 3 м/мин, 135x135 мм - 2,4 м/мин, 150x150 мм - 2 м/мин). Величина «мягкого» обжатия – 2,5 мм.

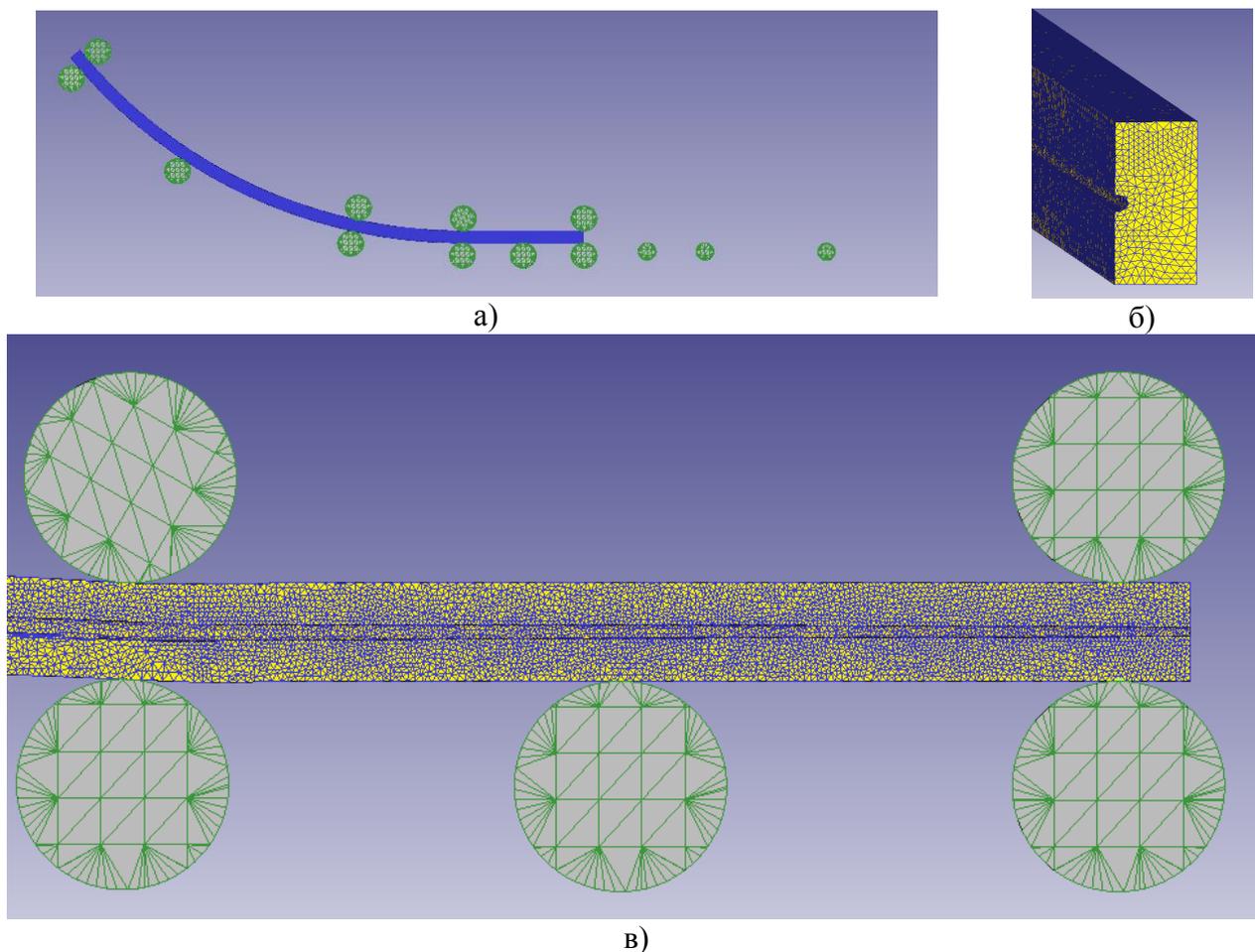


Рис. 3 – Модель исследования НДС непрерывнолитой сортовой заготовки:
 а) общий вид технологической линии МНЛЗ; б) сечение (модель) непрерывнолитой сортовой заготовки; в) участок ТПМ с моделью заготовки и выделенной по ее оси жидкой-твердой составляющей

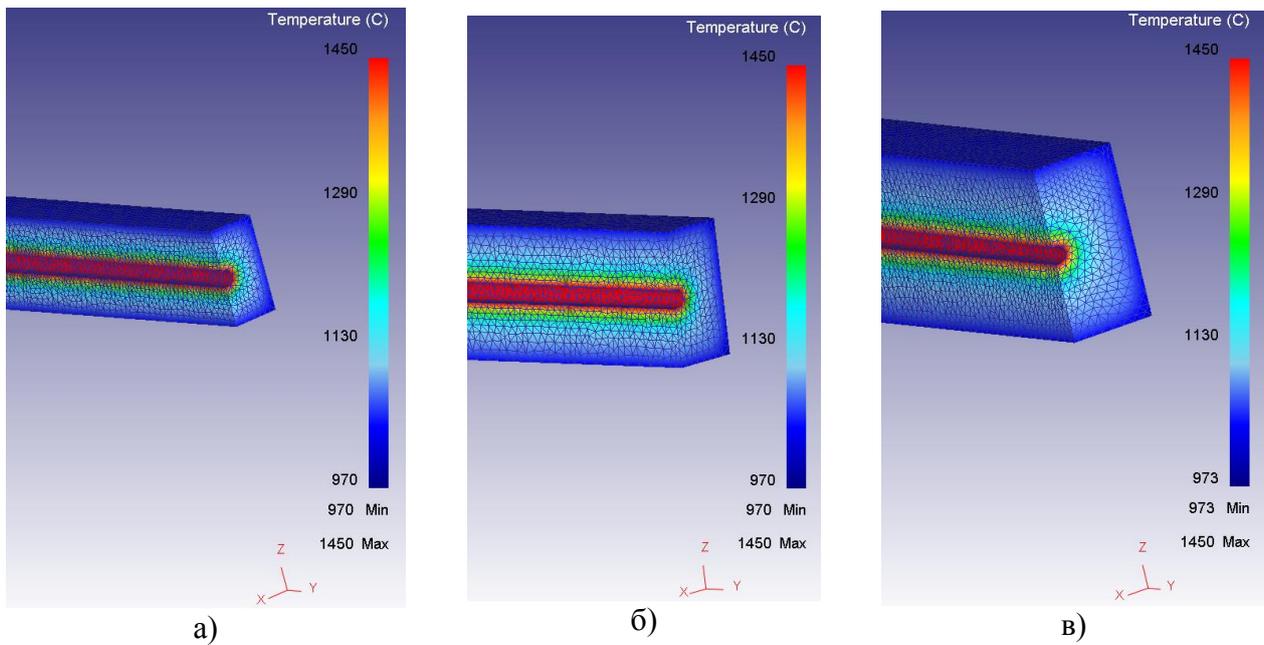


Рис. 4 – Расчет температурного градиента для моделируемых сечений заготовки, соответственно, а) 120x120 мм; б) 135x135 мм; в) 150x150 мм

Расчет температурного градиента для различных сечений был выполнен с учетом геометрических размеров жидко-твердой составляющей заготовки - d , определенных на основании известных зависимостей (формулы 1 и 2), учитывающих технологические параметры процесса разлива [6]:

$$S = k_s \cdot \sqrt{H \cdot l / v}; \quad (1)$$

$$d = H - 2 \cdot S. \quad (2)$$

Таблица 1 – Результаты расчетов геометрических размеров элементов сечения заготовки

Сечение (высота) заготовки - H , мм	150		135		120	
Константа стали - k_s , (мм/мин) ^{0,5}	2,45	2,45	2,45	2,45	2,45	2,45
Расстояние от кристаллизатора до роликов ТПМ - l , м	8,64	10,14	8,64	10,14	8,64	10,14
Скорость разлива - v , м/мин	2,00	2,00	2,40	2,40	3,00	3,00
Толщина твердой составляющей - S , мм	62,37	67,56	54,01	58,51	45,55	49,34
Толщина жидко-твердой составляющей - d , мм	25,26	14,88	26,98	17,98	28,90	21,32

Целью моделирования являлось определение напряжений, возникающих в непрерывнолитой сортовой заготовке, при деформировании ее на различных участках валками ТПМ.

Основные результаты исследования. На рисунках 5 и 6 приведено графическое отображение изменения напряженного состояния заготовки сечением 120 х 120 мм, соответственно, при осуществлении процессов правки и «мягкого» обжатия.

Как видно из представленных фрагментов пошагового моделирования исследуемых процессов, при осуществлении правки и вытягивания заготовки (Рис. 5) усилие, прикладываемое к валкам ТПМ, недостаточно для проникновения деформации внутрь заготовки, что указывает на невозможность устранения различных внутренних дефектов,

возникающих в процессе разливки. Если же выполнить обжатие заготовки на некоторую величину, например, регламентированную ГОСТом по предельному геометрическому отклонению ее размеров, можно видеть значительное проникновения деформации внутрь заготовки (Рис. 6). Это позволит сделать предположение об эффективности применения метода «мягкого» обжатия для устранения различных внутренних дефектов. В то же время, необходимо контролировать усилие прижатия валков ТПМ, ввиду возникающих контактных напряжений между валками и заготовкой, что может привести к ухудшению качества ее поверхности.

Аналогичная процедура моделирования была выполнена и для других сечений заготовки (135 x 135 мм и 150 x 150 мм). Полученные значения максимальных значений эквивалентных напряжений по различным участкам ТПМ представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты моделирования напряжений в заготовке на различных участках ТПМ

Сечение заготовки - b, мм	Значение максимального эквивалентного напряжения, МПа				
	Первая пара валков		Средний валок	Вторая пара валков	
	Нижний	Верхний		Верхний	Нижний
120 x 120	56,0 / 66,9	54,5 / 57,2	42,0 / 23,1	55,3 / 60,3	54,2 / 55,1
135 x 135	64,5 / 68,6	59,3 / 61,0	54,4 / 28,1	58,4 / 64,0	55,3 / 61,8
150 x 150	66,6 / 69,9	60,3 / 62,1	58,1 / 30,0	60,0 / 67,4	57,4 / 62,0

* - в числителе - значение, соответствующее правке, в знаменателе - «мягкому» обжатию

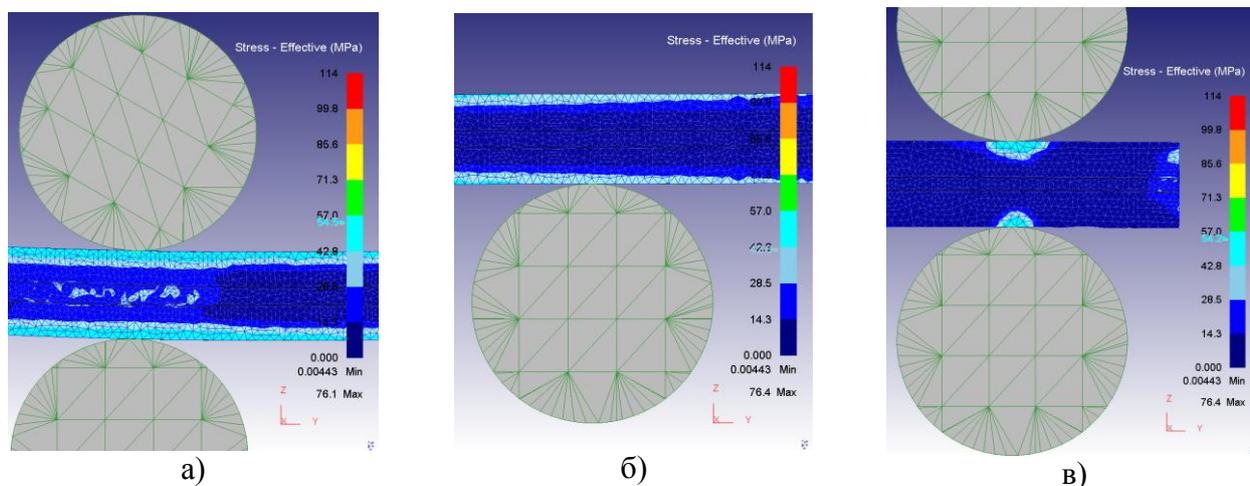


Рис. 5 –Изменения напряженного состояния заготовки сечением 120 x 120 мм при осуществлении ее правки валками ТПМ на участках:
а) первой пары роликов; б) среднего ролика; в) второй пары роликов

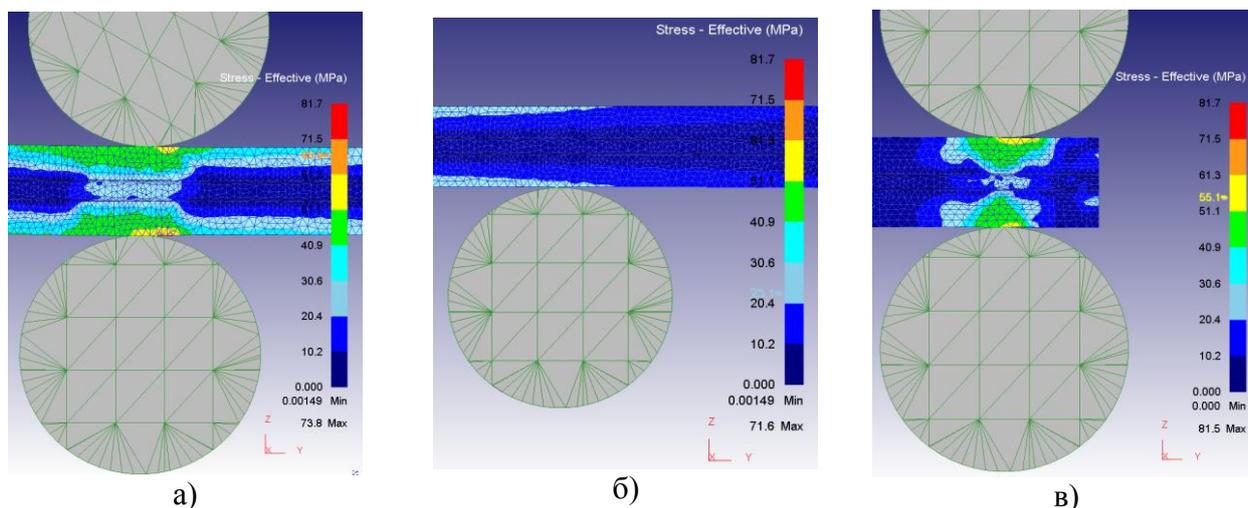


Рис. 6 – Изменения напряженного состояния заготовки сечением 120 x 120 мм при осуществлении «мягкого» обжатия валками ТПМ на участках: а) первой пары роликов; б) среднего ролика; в) второй пары роликов

Приведенные в таблице 2 значения максимального эквивалентного напряжения в заготовке на различных участках ТПМ показывают его увеличение, в среднем на 5%, на обеих парах валков, при осуществлении процесса «мягкого» обжатия. В тоже время, наблюдается значительное его снижение на среднем ролике, которое может быть обусловлено возможным прогибом заготовки на этом участке, из-за рассогласования скоростей вращения двух пар роликов, участвующих в «мягком» обжатии заготовки.

Обработка данных, приведенных в таблице 2, с помощью математического пакета TableCurve 3D позволила построить графики зависимости эквивалентных напряжений в заготовке - σ , на различных участках ТПМ, в зависимости от размеров ее поперечного сечения - b , для случаев исследования процесса правки и «мягкого» обжатия (Рис. 7).

Рекомендации использованию результатов исследования. Проведенные в работе исследования показали сложный характер изменения напряженно-деформированного состояния непрерывнолитой сортовой заготовки на различных участках ТПМ, при осуществлении процессов ее правки и «мягкого» обжатия. Приведенные графические результаты исследований позволяет говорить о наличии эффекта устранения различного дефектов в двухфазной зоне кристаллизующейся заготовки. В тоже время, полученные численные значения напряжений требуют более четкого обоснования при назначении величины деформации при осуществлении процесса «мягкого» обжатия в условиях функционирующей МНЛЗ ООО «Электросталь» (г. Курахово, Донецкая область, Украина).

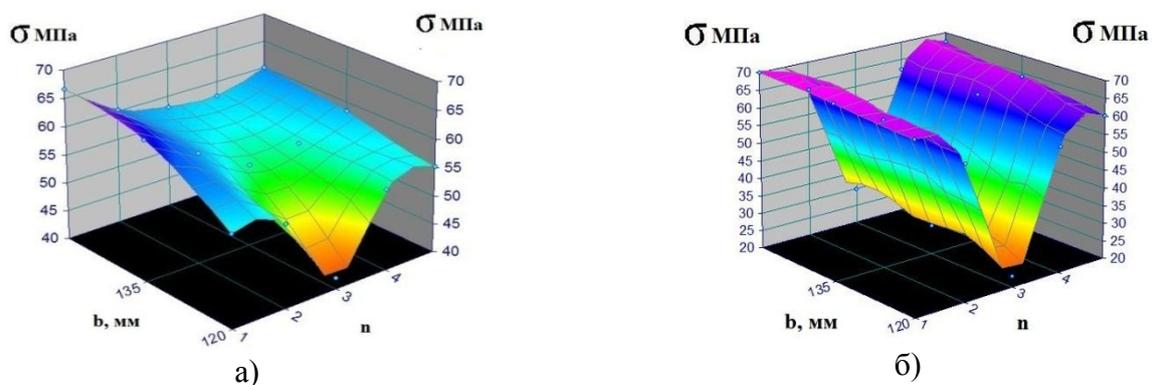


Рис. 7 – Графики зависимости максимальных значений эквивалентных напряжений - σ , от размеров поперечного сечения заготовки - b и участка ТПМ - n : а) для процесса правки; б) для процесса «мягкого» обжатия

Заключение. Выполненная процедура моделирования напряженно-деформированного состояния непрерывнолитой сортовой заготовки валками ТПМ показала его сложный характер. Полученные, с помощью компьютерного моделирования, максимальные значения эквивалентного напряжения в заготовке на различных участках ТПМ, составили для сечений: 120x120 – 66,9 МПа; 135x135 – 68,6 МПа; 150x150 - 69,9 МПа.

Список литературы

1. Смирнов А.Н. и др. Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография. / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкорытов, В.Е. Ухин, А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев – Донецк: Цифровая типография, 2012. – 417 с.
2. Сотников А.А., Терлецкий С. В., Марушкевич В. Э. Системы мягкого обжатия на МНЛЗ и их влияние на качество макроструктуры заготовок // Сталь. - 2011. - № 2. - С. 17-19.
3. Куберский С.В., Стриченко С.М., Завгородний А.В. Экспериментальные исследования процессов мягкого обжатия непрерывнолитых сортовых заготовок в промышленных условиях // Прикладная механика – 2011. - №4/7 (52). – С. 41-43.
4. Федоринов В.А., Завгородний А.В., Стриченко С.М., Литвинова Е.Г. Конечно-элементное моделирование напряженно-деформированного состояния металла при правке непрерывнолитых заготовок //Обработка материалов давлением. Краматорск-ДГМА. – 2011. – № 2 (27). – С.58-61.
5. Руководство по эксплуатации и техобслуживанию машин формирования заготовки. ООО «ЭЛЕКТРОСТАЛЬ». г. Курахово, Донецкая область. - 67 с.
6. Лисица А.А. Разработка и исследование режимов деформирования тонких непрерывнолитых слябов в двухфазном состоянии на литейно-прокатных агрегатах. Автореф. на соискание ученой степени канд. техн. наук. – Липецк. 2001. – 22 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ И НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ С ДЕФЕКТОМ ФОРМЫ "РОМБИЧНОСТЬ" В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ В ПРЯМОУГОЛЬНЫХ КАЛИБРАХ

Смирнов Е.Н.¹, Скляр В.А.¹, Снитко С.А.², Белевитин В.А.³

¹Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

²ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет», г. Донецк

³ФГБОУ ВО «Южно-Уральский государственный гуманитарно-педагогический университет», Россия, г. Челябинск

konfor1@vandex.ru

Аннотация: Приведены результаты компьютерного и физического моделирования процесса прокатки заготовок с дефектом формы "ромбичность" в ящичных калибрах, исследовано влияние параметров прокатки на сокращение величины ромбичности и формируемое напряженно-деформированное состояние (НДС).

Ключевые слова: компьютерное и физическое моделирование; прокатка; непрерывнолитая заготовка; ромбичность; ящичный калибр.

INVESTIGATION OF FORMING AND STRESS-STRAIN STATE OF CONTINUOUS CASTING BILLET WITH DEFECTS OF SHAPE "ROMBOIDITY" DURING ROLLING IN BOX PASS

Smyrnov Y.¹, Sklyar V.¹, Snitko S.A.², Belevitin V.A.³

¹Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol

²Donetsk National Technical University, Donetsk

³South-Ural State Humanitarian Pedagogical University, Russia, Chelyabinsk

konfor1@vandex.ru

Abstract. The results of computer and physical modeling of the process of rolling billets with a defect of form "romboidity" in the box pass are presented, the influence of parameters of rolling to reduce the value of the romboidity and formed stress-strain state was investigated.

Keywords: computer and physical modeling; rolling, billet; romboidity; box pass.

Постановка задачи. Дефекты формы поперечного сечения непрерывнолитой заготовки (НЛЗ) являются следствием нарушений условий затвердевания металла в кристаллизаторе и последующего вторичного охлаждения в технологической линии машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). При последующей прокатке таких заготовок наибольшие проблемы возникают в тех случаях, когда они имеют значительную разницу в величинах диагоналей поперечного сечения (Δd).

Анализ последних исследований и публикаций. Анализ данных имеющегося промышленного опыта прокатки НЛЗ с дефектом формы "ромбичность" показал, что при величине ромбичности более 15 мм возникают проблемы с обеспечением стабильных условий начального захвата заготовки валками. Также наблюдается искажение формы подката после первого прохода, а в некоторых случаях и раскрытие приугловых диагональных трещин, которые часто сопутствуют дефекту "ромбичность" [1, 2].

В работе [3] представлены результаты исследования формоизменения раската и его НДС при реализации двух схем задачи НЛЗ с дефектом формы "ромбичность" при бескалибровой прокатке, однако вопросы прокатки такой заготовки в прямоугольных калибрах не рассмотрены. В работе [4] приведены данные исследования процесса прокатки в прямоугольных калибрах с оценкой НДС раската. Однако наличие у НЛЗ такого дефекта

формы как "ромбичность" не учитывалось. В работе [5] рассмотрены вопросы прокатки НЛЗ с дефектом формы "ромбичность" в прямоугольных калибрах с точки зрения обеспечения устойчивости раската в калибре. В то же время, оценки НДС раската не производилось.

Цель исследования. Целью работы является минимизация величины дефекта «ромбичность» и раскрытия приугловых трещин путем выбора рациональных параметров прокатки с помощью компьютерного и физического моделирования процесса прокатки НЛЗ с дефектом формы "ромбичность" в прямоугольных калибрах.

Условия моделирования. Реализация компьютерной модели выполнена в конечно-элементной системе DEFORM 3D, разработанной компанией Scientific Forming Technologies Corporation и предоставленной по временной лицензии компанией ТЕСИС (г. Москва). Была выполнена постановка расчетного эксперимента по прокатке заготовок с $\Delta d=20$ мм в прямоугольном калибре по следующим схемам: 1) прокатка с начальным поворотом заготовки вокруг ее продольной оси на угол $\alpha_{н}$ от 0 до 6° ; 2) прокатка с ограничением поворота заготовки вокруг ее продольной оси; 3) прокатка без ограничения поворота заготовки вокруг ее продольной оси. Температура поверхностивалков принималась равной 300°C , температура нагрева заготовки под прокатку – $1180\dots 1230^\circ\text{C}$, скорость прокатки – 3 м/с.

Физическое моделирование производилось на лабораторном стане 100 кафедры ОМД ДонНТУ. В качестве управляющих факторов были приняты: величина относительного обжатия ϵ , степень защемления, а также коэффициент ромбичности K_p который определялся по формуле $K_p = D_2/D_1$, где D_1 , и D_2 - соответственно большая и меньшая диагональ поперечного сечения непрерывнолитой заготовки. Уровни и интервалы варьирования факторов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Уровень и интервалы варьирования факторов

Управляющий фактор	Интервал варьирования	Уровень		
		Верхний	Основной	Нижний
Относительное обжатие ϵ	0,1	0,3	0,2	0,1
Степень защемления a	0,03	1,07	1,04	1,01
Коэффициент ромбичности K_p	0,02	1,05	1,03	1,01

Были изготовлены свинцовые образцы с различной величиной ромбичности, которые затем прокатывались в специальном комплекте валков, калибровка которого в масштабе 1:5 соответствовала калибровке валков обжимной клетки стана 500/370 ОАО «Донецкий металлпрокатный завод». Прокатку физических моделей вели с получением недокатов (Рис. 1).

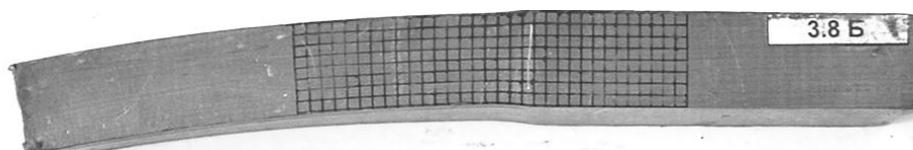


Рис. 1 – Внешний вид свинцового образца после прокатки

Основные результаты исследования. Результаты расчетного эксперимента с использованием разработанной модели показали, что получение качественных подкатов при прокатке НЛЗ с начальной ромбичностью не более 14 мм (Рис.2, а) технологически осуществимо поскольку искажения формы деформируемой заготовки незначительны (Рис. 2, б). Реализация опытов расчетного эксперимента, при котором верхняя и нижняя грани заготовки не параллельны дну калибра (Рис.2, в), а возможность поворота заготовки вокруг продольной ограничена, показала, что в этом случае имеет место существенная неравномерность обжатия по ширине заготовки. Это способствует неравномерности вытяжки по поперечному сечению профиля и

продольному скручиванию раската (Рис.2, г). Полученные данные позволили сделать вывод о том, что наиболее близкая (к регламентированной режимом деформирования и калибровкой валков) форма подката получается при прокатке с $a=1,04$ и $\mu=1,32$. Поэтому на следующем этапе исследований, связанном с изучением поведения диагональных трещин при деформировании (Рис.3), использовали именно такой вариант технологической схемы прокатки.

В результате исследования установлено, что для реализации режима прокатки НЛЗ сечением 135×135 мм, при котором в первом проходе будет получена требуемая форма подката, а диагональные трещины будут частично завариваться без выхода на поверхность раската, необходимо: дополнительно увеличить температуру нагрева НЛЗ перед прокаткой с 1180 °С до 1230 °С; вести прокатку в первом проходе с обжатием $\geq 25,2\%$ (то есть не ниже, чем по действующему регламенту ($\mu \geq 1,32$)); снизить скорость прокатки в 8 - 10 раз (с 3 м/с до $0,375 - 0,3$ м/с).

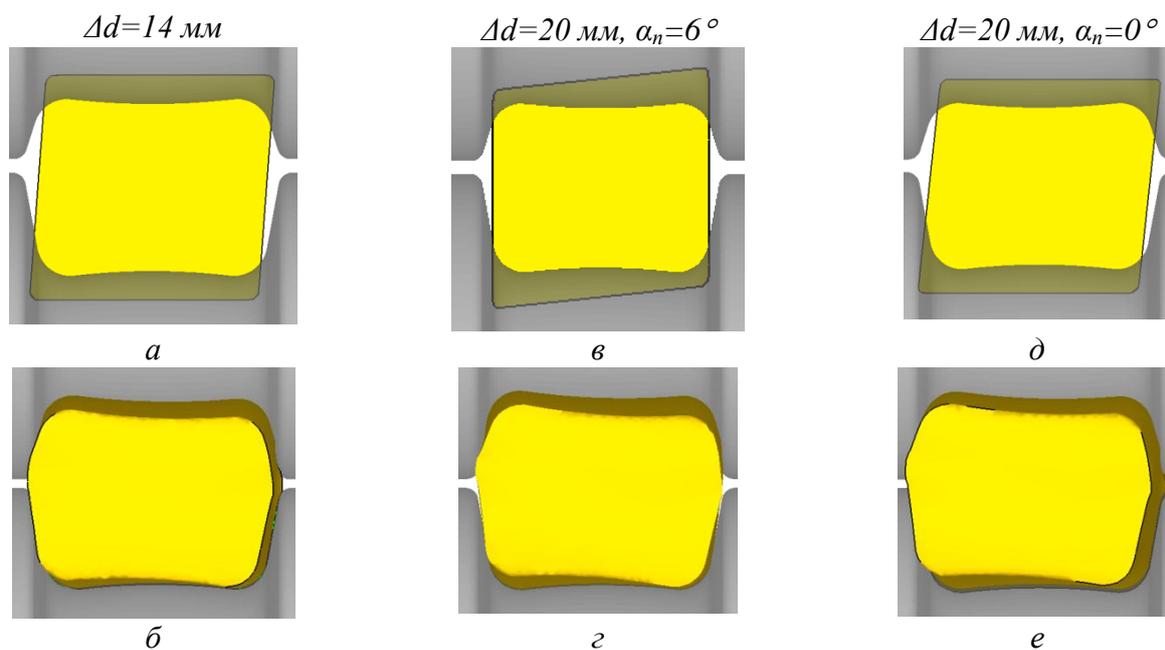


Рис. 2 – Результаты численного моделирования процесса прокатки НЛЗ с дефектом формы “ромбичность” в прямоугольном калибре при $\mu = 1,32$ и $a = 1,04$:
 а – захват валками; б - выброс из валков; в, г – захват и выброс, соответственно, возможность поворота вокруг продольной оси ограничена; д, е - захват и выброс, соответственно, возможность поворота вокруг продольной оси не ограничена

Предлагаемый режим прокатки позволяет достичь требуемых для реализации процесса частичной заварки внутренних несплошностей заготовки значений степени, скорости и температуры деформации металла в области диагональных трещин.

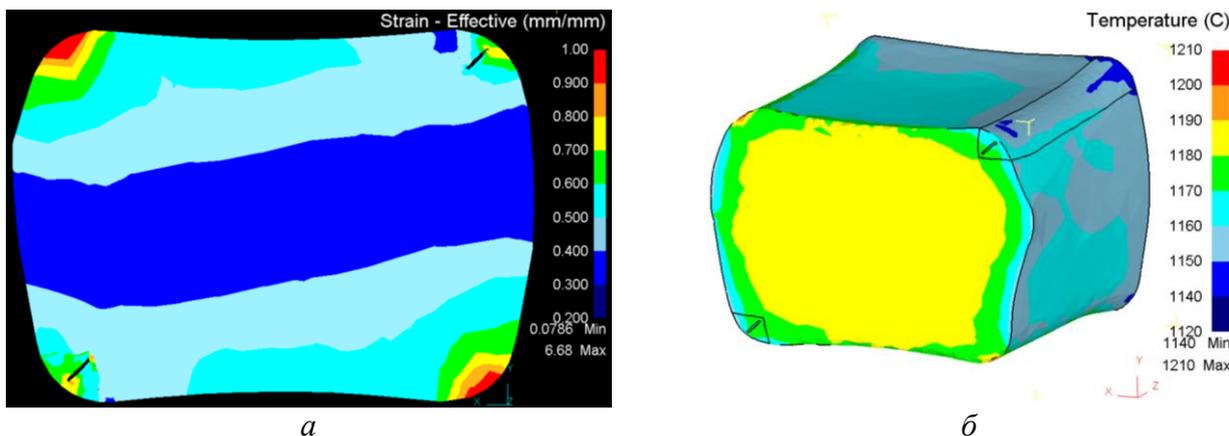


Рис. 3 – Распределение эквивалентных деформаций (а) и температуры (б) в поперечном сечении раската после первого прохода: $T = 1180^{\circ}\text{C}$; $a=1,04$, $\mu=1,32$

По результатам обработки данных физического моделирования для оценки влияния управляющих факторов на формоизменение образцов, и в первую очередь на результирующую величину ромбичности после прокатки, использовали предложенный критерий ΔK_p , представляющий собой величину относительного изменения ромбичности, и определяемый с помощью следующего выражения:

$$\Delta K_p = \frac{K_p - K'_p}{K_p},$$

где K_p и K'_p – величина коэффициента ромбичности до и после пропуска.

Динамика изменения критерия ΔK_p от величины управляющих факторов приведена на рисунке 4.

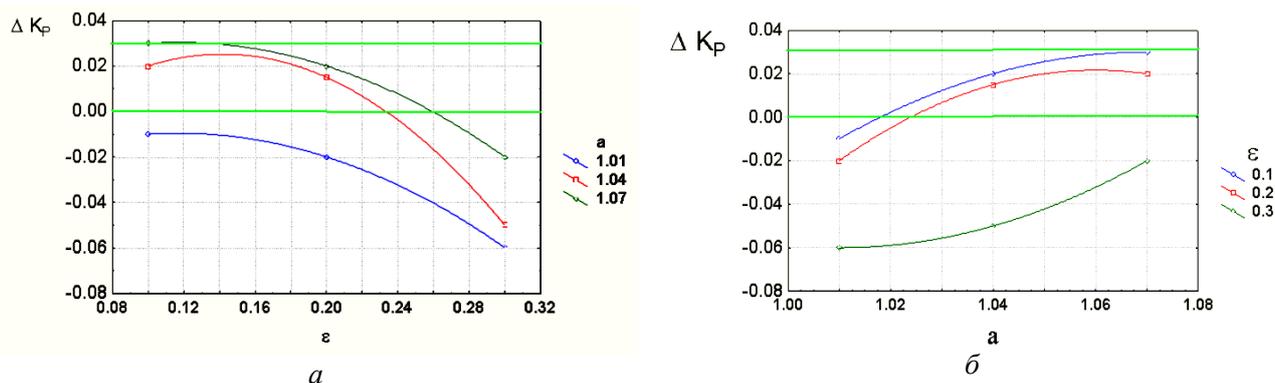


Рис. 4 – Зависимость ΔK_p от управляющих факторов «Относительное обжатие ε »(а) и «Степень защемления a » (б) при $K_p=1,03$

В целом можно утверждать, что увеличение величины ε приводит к росту величины ромбичности (ΔK_p смещается в отрицательную область) для всех значений степени защемления. Однако, как следует из рисунка 4, в исследованном интервале изменения значений ромбичности существует область значений ε , при которых наблюдается исправление этого дефекта (отмечена двумя горизонтальными линиями). Численно она соответствует величине $\varepsilon = 10...20\%$. Следует также отметить, что при минимальном значении коэффициента ромбичности ($K_p=1,01$) рациональные значения относительного обжатия лежат

в пределах $\varepsilon = 21...29\%$. Анализ зависимости параметра ΔK_p от управляющего фактора «Степень защемления a » (Рис. 4, б) также свидетельствует о том, что наибольшее исправление дефекта ромбичности наблюдается при максимальных степенях защемления $a = 1,04 - 1,07$.

В качестве функций отклика, для оценки НДС непрерывнолитой сортовой заготовки с дефектом формы «ромбичность» во время прокатки, был выбран показатель накопленной степени деформации Λ . В результате обработки экспериментальных данных получали поля распределения показателя Λ по высоте физического очага деформации. Следует особо отметить, что показатель Λ включает в себя несколько составляющих. В частности, наибольший вклад вносит высотная деформация, которая определяется величиной ε . Вклад поперечной деформации, сминания углов НЛЗ, ее изгиба, а также скручивания несколько меньше. Однако, в некоторых случаях, именно эти составляющие имеют главенствующее значение.

Максимальная величина показателя Λ наблюдается в приконтактных слоях (Рис. 5, а). Однако, в том случае, когда наблюдается скручивание или изгиб раската, максимальная величина показателя Λ локализуется в слоях НЛЗ, примыкающих к продольной оси симметрии раската (Рис. 5, б). Именно в этих областях и концентрируются приугловые трещины, поэтому такое НДС может приводить к их раскрытию. Этот факт объясняет, почему именно ромбичная НЛЗ подвержена данному дефекту.

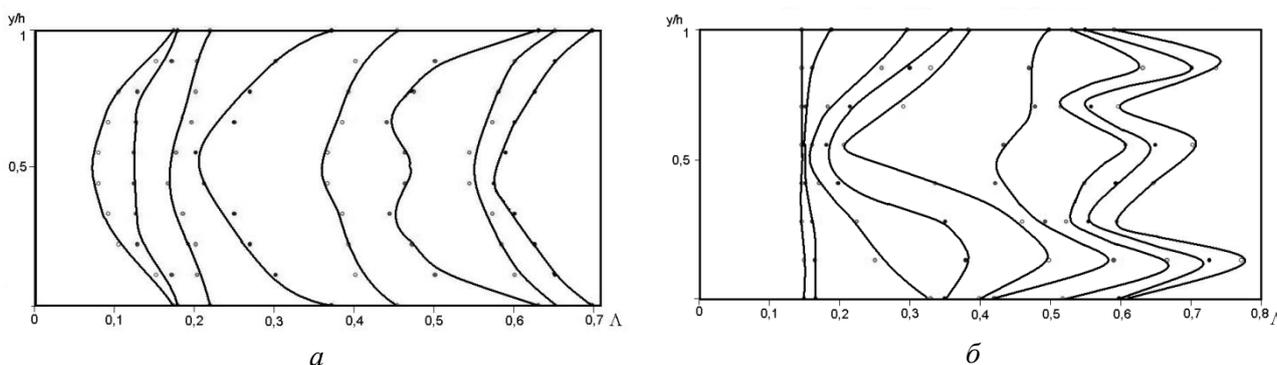


Рис. 5– Распределение показателя Λ по высоте раската в очаге деформации при наличии изгиба непрерывнолитой сортовой заготовки (б) и его отсутствия (а)

На рисунке 6 представлена графическая зависимости влияния изменения величины управляющих факторов ε , K_p и a на величину показателя Λ . Их анализ показывает, что, фактически, величину максимальной степени накопленной деформации Λ_{\max} определяет величина ε . При этом, зависимость имеет практически линейный характер (Рис. 3). В то же время, влияние управляющих факторов ε и K_p носит взаимообусловленный характер.

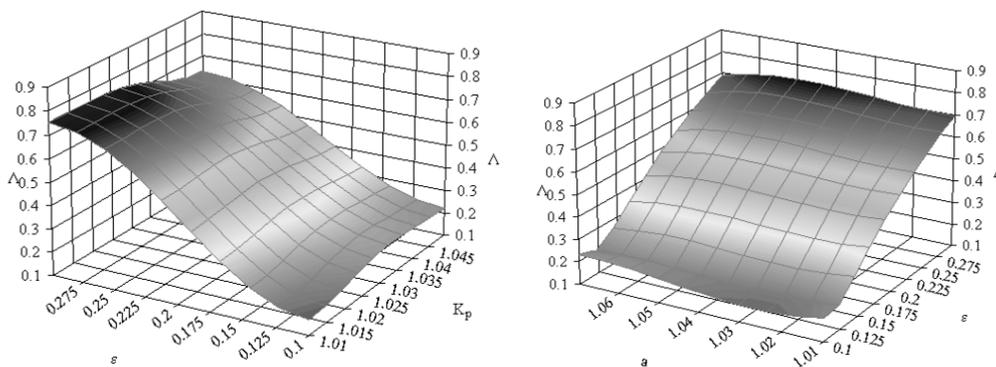


Рис. 6 – Зависимость максимальной величины показателя Λ от управляющих факторов

При минимальных значениях $K_p=1,01$ наблюдается самый широкий интервал значений показателя Λ , который колеблется в пределах 0,17...0,81. При этом, чем больше величина a , тем значения Λ меньше. Это объясняется тем, что деформации непрерывнолитой сортовой заготовки с малыми степенями a сопровождается ее изгибом или скручиванием, и как следствие, возникновением дополнительной составляющей общей накопленной деформации.

Таким образом, с позиции минимизации величины Λ , рекомендованную ранее прокатку заготовок с минимальной начальной величиной K_p и максимальных значениях ε следует осуществлять при значении $a = 1,04$, что обусловлено предотвращением скручивания этих заготовок и повышенной деформацией их углов.

Заключение. Проведенное в работе компьютерное и физическое моделирование процесса прокатки НЛЗ с дефектом формы "ромбичность" в прямоугольных калибрах позволило установить величины рекомендуемых технологических параметров с точки зрения уменьшения или устранения искажения формы (величины разницы диагоналей), а также с точки зрения обеспечения условий заваривания трещин в углах заготовки. Это позволило рекомендовать режимы прокатки, которые позволяют минимизировать "ромбичность" и не допустить раскрытия угловых трещин.

Список литературы

1. Ботников С.А. Современный атлас дефектов непрерывнолитой заготовки и причины возникновения прорывов кристаллизующейся корочки металла / Сергей Анатольевич Ботников. – Волгоград, 2011. – 97с.
2. Великий А.Б. Исследование причин искажения профиля сортовой непрерывнолитой заготовки / А.Б. Великий, В.П. Филиппова, П.С. Монастырский и др. // Литейные процессы: Межрегион. сб. науч. тр. – Магнитогорск, 2008. – Вып. 7. – С. 152 – 157.
3. Платов С. И. Аналитические исследования процессов формоизменения при бескалибровой прокатке: Сообщение 1. Сравнительный анализ трехмерного НДС при прокатке заготовок квадратного и ромбического поперечных сечений в гладких валках / С. И. Платов // Производство проката. – М., 2005. - №5. – С. 19-23.
4. Стеблов А. Б. Прогнозирование качества поверхности сортовой заготовки на основе теории разрушения / А. Б. Стеблов, Д. В. Ленартович, В. Д. Егоров // Сучасні проблеми металургії. Наукові вісті т. 8. Пластична деформація металів. – Дніпропетровськ, 2005.- С. 304 – 308.
5. Белан А. К. Алгоритм выбора рациональных схем сортовой прокатки на основе оценки устойчивости полосы в калибре / А. К. Белан, Е. Л. Кандауров, С. Я. Унру. // Производство проката, 2007. - №9. – С. 18-21.

ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ СПЕЦИАЛЬНОЙ ОЦЕНКИ УСЛОВИЙ ТРУДА

Спаринская И.П., Киселева Н.А.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
isparinskaya@mail.ru, vip.vokiss@mail.ru*

***Аннотация.** В статье рассмотрены перспективы (социальные и экономические) широкого внедрения специальной оценки условий труда в практику охраны труда в Российской Федерации, и ее значение для реализации современного превентивного подхода в деле сохранения жизни и здоровья работников на производстве.*

***Ключевые слова:** специальная оценка условий труда; государственное управление охраной труда в РФ.*

THE PROSPECTS FOR THE IMPLEMENTATION OF A SPECIAL ASSESSMENT OF WORKING CONDITIONS

Sparinskaya I.P., Kiseleva N.A.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
isparinskaya@mail.ru, vip.vokiss@mail.ru*

***Abstract.** The article considers the prospects of (social and economic) of the widespread introduction of special assessment of working conditions in the practice of occupational safety in the Russian Federation, and its significance for implementation of modern preventive approach in the preservation of life and health of workers at work.*

***Keywords:** special assessment of working conditions; the state management of labor protection in the Russian Federation.*

В Российской Федерации в течение ряда лет сохраняется тенденция снижения уровня производственного травматизма (Таблица 1) [1,2,3]. Снижение показателей травматизма отчасти обусловлено продолжающимся сокращением численности занятых в базовых видах экономической деятельности. Так, в 2013 году численность занятых в обрабатывающих производствах сократилась на 2,7%, в 2014 – году – на 1,4% [4,5].

Таблица 1 – Показатели производственного травматизма в РФ в 2012-2014 гг.

Показатели производственного травматизма	Год		
	2012	2013	2014
Общее количество страховых случаев*			
Абсолютное значение, случай	56116	49939	47453
Доля от уровня прошлого года, %		89,0	95,0
Количество погибших**			
Абсолютное значение, человек	2999	2757	2344
Доля от уровня прошлого года, %		91,9	85,0

* по данным Фонда социального страхования РФ;

** по данным Федеральной службы по труду и занятости.

В указанные годы продолжается рост удельного веса работников, занятых во вредных и (или) опасных условиях труда. По данным Росстата удельный вес числа работников,

занятых во вредных и (или) опасных условиях труда, в 2012 году составил 31,8%, в 2013 года – 32,2%, в 2014 – 39,7%.

Существующая система гарантий и компенсаций за работу во вредных и (или) опасных условиях труда предполагает предоставление работникам дополнительного оплачиваемого отпуска, сокращенной продолжительности рабочего дня (недели), оплаты труда в повышенном размере, бесплатное лечебно-профилактическое питание, права на досрочное назначение трудовой пенсии. В течение последних лет удельный вес численности работников, занятых на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, которым установлен хотя бы один вид компенсаций, в целом по Российской Федерации постепенно увеличивался [1,2]. По данным Росстата в 2012 году удельный вес численности этих работников составил 41,8%, в 2013 г. – 41,1%, в 2014 – 46,7%. В целом экономические потери и издержки, связанные с состоянием условий труда, в Российской Федерации в 2013 году составили около 1,86 трлн. руб. (2,8% ВВП), в 2014 году – 1,29 трлн. рублей (1,8 % ВВП).

Большая социальная значимость проблемы охраны труда, потребность в гуманизации производственной сферы определяют необходимость реформирования государственной системы управления охраной труда.

Приоритетное направление государственного управления охраной труда заключается в переходе от компенсационной, затратной модели управления охраной труда к современной риск-ориентированной системе, позволяющей реализовать превентивный подход к сохранению здоровья и жизни работников на производстве. В целях совершенствования законодательства в области охраны труда 28 декабря 2013 г. были приняты важные федеральные законы – № 426-ФЗ «О специальной оценке условий труда» и № 421-ФЗ «О внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации» в связи с принятием ФЗ № 426, которые вступили в силу с 1 января 2014 года.

Федеральным законом №426-ФЗ предусматривается возможность использовать результаты специальной оценки условий труда во всех процедурах в сфере охраны труда, обязательных для реализации работодателями, в том числе [7]:

- предоставление работникам гарантий и компенсаций за работу во вредных и (или) опасных условиях труда;
- разработка и реализация мероприятий по приведению условий труда в соответствие с государственными нормативными требованиями охраны труда;
- обеспечение работников средствами индивидуальной защиты, а также средствами коллективной защиты;
- контроль за состоянием условий труда на рабочих местах;
- организация обязательных медицинских осмотров;
- оценка уровня профессиональных рисков (с учетом травмоопасности и обеспеченности работников средствами индивидуальной защиты);
- расследование несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний.

С целью сохранения преемственности в реализации процедуры оценки условий труда, в том числе, в части накопления информации о состоянии условий труда в РФ, и исключения дополнительных финансовых расходов работодателей, Федеральным законом № 426-ФЗ устанавливается переходный период на срок до 31 декабря 2018 г., в течение которого будут признаваться действующими имевшиеся по состоянию на 1 января 2014 г. результаты оценки условий труда.

Для оптимизации расходов на проведение специальной оценки условий труда предусмотрена возможность учета результатов исследований и измерений вредных и (или) опасных производственных факторов, проведенных аккредитованной испытательной лабораторией (центром) при осуществлении производственного контроля за условиями труда, но не ранее чем за шесть месяцев до проведения специальной оценки условий труда.

Ожидается, что широкое внедрение специальной оценки условий труда в практику охраны труда в РФ, а также реализация подзаконных актов, принятых в развитие Федерального закона от 28 декабря 2013 г. № 426-ФЗ, позволит получить ряд положительных эффектов в федеральном масштабе. Так, расширение мер экономического стимулирования работодателей к улучшению условий и охраны труда включает:

- возможность для работодателей уменьшения страховых взносов в Пенсионный фонд РФ;
- финансовое обеспечение предупредительных мер по сокращению производственного травматизма и профессиональных заболеваний работников за счет средств страховых взносов в Фонд социального страхования РФ;
- снижение финансовой нагрузки на работодателей путем введения декларирования условий труда для предприятий малого и среднего бизнеса, когда работодатель освобождается от необходимости проведения дорогостоящих процедур по исследованию и измерению вредных и (или) опасных производственных факторов;
- исключение обязательной дорогостоящей сертификации работ по охране труда.

Вместе с тем, происходит усиление ответственности субъектов трудовых отношений за нарушения законодательства об охране труда [3]. Федеральным законом от 28 декабря 2013 г. № 421-ФЗ «О внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации внесены изменения в Кодекс Российской Федерации об административных правонарушениях, предусматривающие выделение в отдельную статью (ст. 5.27.1) нарушений государственных нормативных требований охраны труда, в числе которых:

- нарушение работодателем установленного порядка проведения специальной оценки условий труда на рабочих местах или ее не проведение;
- допуск работника к исполнению трудовых обязанностей без прохождения в установленном порядке обучения и проверки знаний требований охраны труда, а также обязательных медицинских осмотров, обязательных психиатрических освидетельствований или при наличии медицинских противопоказаний;
- не обеспечение работников средствами индивидуальной защиты от факторов, отнесенных техническим регламентом ко 2 классу риска причинения вреда здоровью работника.

Одновременно в Кодексе РФ об административных правонарушениях предусмотрено существенное увеличение размера административных штрафов за перечисленные нарушения, а в случае выявления повторного нарушения у лица предусмотрен более высокий размер административного штрафа, дисквалификация для должностного лица или административное приостановление деятельности для юридического лица.

Кроме того, введена новая редакция статьи 143 Уголовного кодекса РФ, предусматривающая увеличение размера наказания за нарушение требований охраны труда, если это повлекло по неосторожности причинение тяжкого вреда здоровью человека, включая ужесточение ответственности (до пяти лет лишения свободы) за нарушение требований охраны труда, если это повлекло по неосторожности гибель двух и более лиц.

Список литературы

1. Доклад от 9 июля 2013 г. «О реализации государственной политики в области условий и охраны труда в Российской Федерации в 2012 году» [Электронный ресурс] /Министерство труда и социальной защиты РФ. URL: <http://www.rosmintrud.ru/docs/mintrud/salary/9> (дата обращения: 10.10.2016).
2. Доклад от 21 июля 2014 г. «О реализации государственной политики в области условий и охраны труда в Российской Федерации в 2013 году» [Электронный ресурс] /Министерство труда и социальной защиты РФ. URL: http://www.vcot.info/news/doklad_ot_21_iyulya_2014_g_o_realizatsii_gosudarstvennoy_politiki_v_oblasti_usloviy_i_okhrany_truda/ (дата обращения: 10.10.2016).

3. Доклад от 3 ноября 2015 г. «О реализации государственной политики в области условий и охраны труда в Российской Федерации в 2014 году» [Электронный ресурс] / Министерство труда и социальной защиты РФ. URL: <http://www.rosmintrud.ru/docs/mintrud/salary> (дата обращения: 10.10.2016).
4. Труд и занятость в России, 2014 [Электронный ресурс] Официальное издание/ Федеральная служба государственной статистики. URL: http://www.gks.ru/free_doc/doc_2014/trud14.pdf (дата обращения: 14.10.2016).
5. Труд и занятость в России, 2015 [Электронный ресурс] Официальное издание/ Федеральная служба государственной статистики. URL: http://www.gks.ru/free_doc/doc_2015/trud15.pdf (дата обращения: 14.10.2016).
6. Приказ Росстата от 24.09.2014 N 580 (ред. от 25.09.2015) "Об утверждении статистического инструментария для организации федерального статистического наблюдения за численностью, условиями и оплатой труда работников, деятельностью в сфере образования, науки, инноваций и информационных технологий" [Электронный ресурс]. URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_169688/ (дата обращения: 16.10.2016).
7. Федеральный закон от 28 декабря 2013 года N 426-ФЗ «О специальной оценке условий труда» [Электронный ресурс] // Принят Государственной Думой 23 декабря 2013 года. Одобрен Советом Федерации 25 декабря 2013 года. URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_156555/ (дата обращения: 10.10.2016).
8. Федеральный закон от 28.12.2013 N 421-ФЗ "О внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации в связи с принятием Федерального закона "О специальной оценке условий труда"» [Электронный ресурс] // Принят Государственной Думой 23 декабря 2013 года. Одобрен Советом Федерации 25 декабря 2013 года. URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_156563/ (дата обращения: 10.10.2016).

УДК 332.14

СТРАТЕГИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ОБРАЗОВАНИЯ И ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА С ЦЕЛЬЮ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ РОССИЙСКОЙ ЭКОНОМИКИ

Субботина Е.В., Дмитрик В.Е.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
subbotina-evg@mail.ru

***Аннотация.** Статья посвящена проблеме обеспечения инновационного развития предприятий горно-металлургических комплексов в регионах, на территории которых имеется потенциал для кадрового развития в виде образовательных учреждений. Исследована и представлена одна из ключевых проблем – дефицит профессиональных кадров, уровень подготовки которых не в полной мере соответствует требованиям рынка труда работодателей.*

В качестве решения данной проблемы определена необходимость в разработке «Стратегии взаимодействия», основанной на обеспечении партнерства между образовательными учреждениями и горнопромышленными предприятиями.

Предложенные решения являются фундаментом модернизации образования, для инновационного развития горнопромышленных предприятий, отрасли горной промышленности, а вместе с тем, обеспечения конкурентоспособности Российской экономики.

Ключевые слова: экономическое развитие; образование; горно-металлургический комплекс, промышленные предприятия; кадровый потенциал; инновационное развитие.

COOPERATION STRATEGY EDUCATION AND ENTERPRISES OF MINING AND METALLURGICAL COMPLEX WITH THE AIM OF PROVIDING INNOVATIVE DEVELOPMENT OF THE RUSSIAN ECONOMY

Subbotina E.V., Dmitric V.E.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
subbotina-evg@mail.ru*

Abstract. *The article is devoted to providing innovative development of mining enterprises in the regions in which there is a possibility of training in educational institutions. Studied the main problem - shortage of professional staff, level of training which does not meet the labor market requirements of employers.*

As a solution to this problem offered "engagement strategy" based on the provision of partnership between educational institutions and industry. The proposed solutions are the foundation for the modernization of education, for the innovative development of industrial enterprises, and at the same time, to ensure the competitiveness of the Russian economy.

Keywords: *economic development; education; mining and metallurgical complex, human resources; industrial enterprises; innovative development.*

Для обеспечения конкурентоспособности экономики России, одной из приоритетных проблем является дефицит профессиональных кадров, способных обеспечить экономическое развитие предприятий по пути инновационного развития. Одним из базовых секторов экономики, определяющим развитие страны являются предприятия горно-металлургического комплекса. Рынок труда данной отрасли испытывает нехватку узких специалистов, способных в рамках промышленной модернизации не только осуществлять техническое обслуживание и ремонт оборудования, но и совершенствовать весь технологический процесс [1]. В связи с этим, определяется ряд факторов, решение проблем которых способно обеспечить и экономическое развитие предприятий и конкурентоспособность Российской экономики.

Одним из таких факторов является демографический кризис. На сегодняшний день, естественный прирост населения повысился по сравнению с 90-ми годами, но в двое ниже чем до распада СССР. Данный факт сказывается на нехватке потенциала для подготовки кадров. Вместе с тем, с переходом к рыночным отношениям, были нарушены хозяйственные связи как внутри России, так и с бывшими союзными республиками. Это привело к старению производственного оборудования и технологий, определив острую необходимость модернизации и импортозамещения [4].

Кроме того, существующий уровень подготовки рабочих и специалистов не соответствует в полной мере потребностям рынка труда работодателей [2]. Требуются кадры, профессиональный уровень и компетенции которых позволят решать производственные задачи в рамках производственной модернизации собственными силами. Таким образом, возникает необходимость готовить кадры «на местах» и особое значение приобретает «Стратегия взаимодействия» между образовательными учреждениями и промышленными предприятиями.

Индустриально развитые регионы, имеющие на своей территории горно-металлургические комплексы и потенциал для кадрового развития в виде образовательных учреждений, должны готовить востребованных специалистов для предприятий области. Но, подготовка специалистов в образовательных учреждениях носит преимущественно академический характер, так имеющееся лабораторное оборудование и соответственно

компетенции преподавателей – не всегда соответствуют требованиям новых технологий используемых на предприятиях [3].

Следовательно, необходимо обеспечение активного взаимодействия между заинтересованными сторонами и организация их стратегического партнерства. Основным стимулом для обеспечения таких отношений – является взаимная заинтересованность. Задача любого предприятия – достижение стратегических целей действиями квалифицированного персонала, который необходимо готовить со студенческой скамьи. Задача же образовательных учреждений – подготовка и выпуск востребованных кадров.

Таким образом, для обеспечения подготовки специалистов ориентированных на технологические особенности предприятий региона, необходимо обеспечение открытости в сфере образования и совершенствование инфраструктуры за счет помощи предприятию. Вложение предприятиями ресурсов в развитие профильных образовательных учреждений для обеспечения необходимым оборудованием и лабораториями, должно обеспечить доступ предприятий к управлению образовательным процессом:

- участие в выработке требований и рекомендаций для разработки учебных программ, что позволит готовить специалистов с заложенными требованиями;
- определять темы научных исследований, что позволит подготовить специалистов готовых к решению текущих технических и производственных задач.

Модель «Стратегии взаимодействия» между образовательными учреждениями и предприятиями региона определяет двустороннюю заинтересованность. Образовательным учреждениям такое партнерство обеспечит:

- развитие лабораторной базы;
- необходимый уровень подготовки специалистов, оцениваемый по количеству трудоустроенных выпускников;
- возможность привлекать лучших студентов и аспирантов к реальной проектной и исследовательской деятельности в рамках проблемно-ориентированных производственных задач;
- решение проблем в своевременной организации стажировок и повышения квалификации кадров на предприятиях;
- решение задач по получению студентами практических навыков методом дуального обеспечения, при котором теоретическая подготовка будет сочетаться с получением необходимых для производства компетенций;
- организацию учебных и производственных практик на предприятиях региона.

Таким образом, предложенная стратегия обеспечит взаимодействие образовательной, научной, и производственной среды, в микроклимате которой будет благоприятно возвращаться востребованный кадровый потенциал, способный решать производственные задачи инновационного характера.

На сегодняшний день, дипольная модель взаимодействия вузов и предприятий реализуется в различных регионах [2]. На перспективу, необходимо обеспечение взаимодействия между образовательной средой и производственными кластерами страны. Обеспечение таких условий позволит для образовательных учреждений решить вопрос трудоустройства выпускников, а для горнопромышленных предприятий - получить готовых узких специалистов высокого профессионального уровня.

Таким образом, стратегия взаимодействия образования и предприятий позволит вывести образование на новый уровень, увеличить темпы инновационного развития горно-металлургической промышленности, а вместе с тем повысить конкурентоспособность российской экономики.

Список литературы

1. Великанский Р.Н. Региональные практики эффективного партнерства учреждений профессионального образования и промышленных предприятий реального сектора экономики/ IV межд. н.п.к. 140-летия НИУ БелГУ Конкурентоспособность экономики в эпоху глобализации: российский и международный опыт. Белгород: ООО «Эпицентр», 2015. – 200 с.
2. Кутузов В.М., Шеспопалов М.Ю., Д.В. Пузанков, Шапошников С.О. Опыт стратегического партнерства «Вуз - промышленные предприятия для совершенствования подготовки инженерных кадров» / Инженерное образование. 2011. №8. С.4-11.
3. Ломовцева О.А., Герасименко О.А. Участие вузов в инновационном обновлении промышленности региона / Вестник волгоградского института бизнеса. Бизнес. Образование. Право. 2014. № 1. С. 131-133.
4. Субботина Е.В. Основные аспекты развития промышленных регионов / XI Всерос. н.п.к. с межд. уч. Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство. 2014. С.315-320.

УДК 338

ОПТИМИЗАЦИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПУТЕМ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ СТОЙЛЕНСКИЙ ГОК

Субботина Е.В., Петров Д.Г., Помельников Д.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
subbotina-evg@mail.ru

***Аннотация.** В статье изложена необходимость обеспечения оптимизации производства горной промышленности, потенциал развития которой выражается в наличии минерально-сырьевой базы нашей страны. Определена основная задача – повышение технико-экономических показателей за счет повышения энергоэффективности процессов рудоподготовки. На примере Стойленского ГОКа кратко изложены результаты оптимизации производственного процесса при внедрении валковых дробилок.*

***Ключевые слова:** горное производство; оптимизация; обогащение; энергосбережение; валковые дробилки.*

OPTIMIZATION OF MINING PRODUCTION BY IMPROVING THE TECHNOLOGICAL SCHEME ENRICHMENT PROCESSES THE EXAMPLE STOILENSKY GOK

Subbotina E.V., Petrov D.G., Pomelnikov D.A.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol*
subbotina-evg@mail.ru

***Abstract.** The article describes the need to optimize the production of the mining industry. The potential of development is expressed in the presence of the mineral resource base of the country. The main task - improvement of technical and economic indicators by improving energy efficiency in preparation for enrichment of ore raw materials. For example, the Stoilensky ore processing plant shows the results of improving the manufacturing process with new crushing equipment - roll crusher.*

***Keywords:** mining production; optimization; enrichment; energy savings; roll crusher.*

Минерально-сырьевая база России в значительной степени определяет экономическое развитие страны. Потенциал развития предприятий горно-промышленного комплекса выражается в оцененных минерально-сырьевых запасах страны.

На сегодняшний день, важнейшим направлением развития горной промышленности является повышение технико-экономических показателей, что соотносится с утвержденной программой инновационного экономического развития России на период до 2020 года. В рамках данного направления определена необходимость развития по таким векторам, как импортозамещение, модернизация, развитие ресурсосберегающих технологий, комплексная и вторичная переработка минерального сырья. Данная стратегия является важнейшим курсом для развития горной промышленности.

Экономически целесообразным является не расширение производства, а совершенствование существующей техники и технологии по добыче и переработке минерального сырья.

Важнейшим процессом при добыче и переработке железных руд является процесс обогащения с целью извлечения ценных компонентов. Но самой важной технологической задачей является подготовка сырья к обогащению – это процесс дробления и измельчения. Эффективность данного процесса оценивается по степени производительности, путем достижения максимальной степени раскрытия минералов при минимальных материальных и энергозатратах на 1 тонну.

Энергоэффективность – все более актуальный вопрос. На сегодняшний день, около 40% электроэнергии во всем мире потребляется промышленными секторами, 4 % из которых приходится на горную промышленность. Специалистами подсчитано, что в горной промышленности более половины электроэнергии приходится на процессы дробления и измельчения. Именно поэтому приоритетным направлением является обеспечение энергосбережения при рудоподготовке.

На Стойленском горно-обогатительном комбинате (СГОК), крупнейшем предприятии по добыче и переработке железистых кварцитов КМА, в рамках стратегии технологической оптимизации были обозначены перспективы производства с учетом реализации проекта развития дробильно-обогатительного передела.

На СГОКе было принято решение по установке в технологическую цепь – валковых дробилок фирмы Кепперн (г. Фрайберг, Германия). Данная технология, в отличие от традиционных способов подготовки сырья на дробилках и мельницах, основана на измельчении под высоким давлением, и ранее уже зарекомендовала себя преимуществами: достижение более высокой производительности, низкое удельное энергопотребление, сокращение расхода размольных тел, короткое время обработки материала, короткие сроки эксплуатационной готовности и т.д.

Необходимость установки валковых прессов была определена их ключевыми особенностями: легкое техническое обслуживание, передовая система защиты от износа, наличие системы управления для регулировки и контроля, сопровождение тестирования и обслуживания специалистами фирмы.

На начальном этапе пуско-наладочных работ, по результатам первого тестирования, контрактные технические и технологические показатели не были в полной мере достигнуты, но определенно имелись показатели характеризующие эффективность. Анализ показал, что по прогнозной оценке ожидаемое увеличение производительности составит 6 – 8 %. Ожидалось, что дальнейшая реконструкция секции (сепараторы, гидроциклоны, насосы и т.д.) должна дать прирост производительности еще на 2-3 %.

На следующем этапе, после реконструкции и выполнения плана работ по оптимизации процесса, разработанного специалистами СГОКа совместно с представителями Кепперн, было получено увеличение производительности секции на 10%.

Таким образом, техническая оптимизация горно-промышленного производства на примере Стойленского ГОКа доказывает возможность и необходимость развития по пути

инновационного развития. Среди различных факторов, ведущую роль при этом играет слаженность механизма и функциональность организационных схем управления, способных обеспечить экономическое развитие предприятий по пути наименьшего сопротивления при внедрении наукоемких, экологических и энергосберегающих технологий.

Список литературы

1. Кармазин В.В., Синельникова Н.В. Совершенствование технологии обогащения железных руд КМА / Горный информационно-аналитический бюллетень. №12. т.5. 2009.
2. Курбанов Н.Х., Каландаров А.Б. Развитие горно-металлургической промышленности в современных условиях / Инфраструктурные отрасли экономики проблемы и перспективы развития. Новосибирск. ООО «Центр развития научного сотрудничества». №10. 2015.

УДК 622.78

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИГОДНОСТИ ГЛИН МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦЕНТРАЛЬНОГО РАЙОНА РОССИИ ДЛЯ ОКОМКОВАНИЯ ЖРК

Терехин Е.П.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

Аннотация. Разработанный ОАО «НИИКМА» способ химико-механической активации бентонитовых глин с применением гранулирующего шнекового пресса может быть использован в промышленной технологии получения связующего для окомкования железорудных концентратов.

Ключевые слова: окомкование железорудных концентратов; глина бентонитовая; активация; оборудование; режимы.

PROBE OF SUITABILITY OF CLAYS OF FIELDS OF THE CENTRAL REGION OF RUSSIA FOR PELLETIZING ZHRK

Terekhin E.P.

Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Sary Oskol

Abstract. The mode of chemical and mechanical activation of bentonite clays developed by JSC NIICMA with application of the granulating shnekovy press can be used in industrial technology of receiving binding for an pelletizing of iron ore concentrates

Keywords: pelletizing of iron ore concentrates; clay bentonite; activation; equipment; modes.

До середины 90-х годов все Российские предприятия - потребители бентонитового связующего для окомкования железорудных концентратов (ЖРК) пользовались дашсалахлинским бентонитом (Азербайджан). После истощения запасов в начале 2000-х Лебединский и Костомукшский ГОКи а также Оскольский электрометаллургический комбинат перешли на импортное высококачественное сырье из Греции, Индии, Болгарии и Украины. Михайловский и Качканарский ГОКи в качестве связующего использовали местные активированные глины, расход которых в 1,5-2 раза был выше, чем на предприятиях, использующих импортные бентониты. На Михайловском ГОКе в основном применялись глины из пород вскрыши карьера, на Качканарском - глины Зырянского месторождения (Курганская обл.). В настоящее время на всех окомковательных

производства применяются хакасские щелочноземельные активированные бентониты с периодическим дополнением глин из Азербайджана и Украины.

Использование однотипного бентонитового сырья из Хакасии всеми горно-металлургическими предприятиями (а к ним скоро добавится и фабрика окомкования Стойленского ГОКа) с одной стороны является положительным, обеспечивая гарантированное качество и стабильную цену, а с другой вызывает опасения с точки зрения сырьевой безопасности и сложности транспортной логистики. Поэтому оценка пригодности глин из месторождений Центрального района России для окомкования ЖРК снова становится актуальным направлением исследований.

На территории Центрального района РФ имеются месторождения низкокачественных бентоглин, непригодных в природном виде для получения бентопродуктов различного назначения. Низкие реологические показатели таких щелочноземельных бентонитов обусловлены тем, что, при небольших различиях с качественными бентоглинами в химическом составе и структуре, содержание монтмориллонита в них не превышает 30-40 %, концентрация обменных катионов 50-60 мг-экв/100 г глины, а количество трудно распускаемых частиц и песка может достигать 30-35 %. Исходя из природных особенностей таких глин к ним неприменимы традиционные способы активации.

Институтом НИИКМА и заводом "НИИКМА-опыт" разработана и внедрена мокрая технология обогащения и активации щелочноземельных бентоглин Никольского, Подгорненского и Тарасовского месторождений с получением гранулированных бентопорошков для литейного производства. Суть технологии заключается в роспуске запесоченных глин в шаровых или фрезерных мельницах с добавлением кальцинированной соды, выделении труднорастворимых частиц и обезвоживании суспензии в распылительной сушилке. Применения такой технологии позволяет получать бентопорошки марки П2-Т2 из низкокачественного сырья, но связано с большими энергозатратами и большим количеством отходов.

Другой способ получения гранулированных бентопродуктов заключается в химико-механической активации глин естественной влажности. Наилучшие результаты достигаются при вводе 2-3 % кальцинированной соды (Na_2CO_3) во влажную глину с последующим разрушением её структуры до гомогенного пластичного состояния гранулирующим шнековым прессом [1] (патент РФ на изобретение №2298470 от 10.05.2007). В отличие от других способов активации экструзионный гарантирует полноту и интенсивность ионообменных реакций. Вследствие низкой термостойкости активированных щелочноземельных глин они требуют мягких режимов сушки с диапазоном конечной влажности 4-8 %.

Технологическая оценка активированных по данному способу бентонитовых глин Серпуховского (Московской обл.) и Подгорненского (Воронежская обл.) месторождений при производстве окатышей в начале 2000-х гг заключалась в анализе результатов испытаний опытных образцов обожженных окатышей, изготовленных из железорудных концентратов Лебединского и Михайловского ГОКов и в сравнении результатов испытаний с данными по ТУ ЛГОКа на окатыши. Окатыши обжигали в вертикальных жаропрочных пробниках на обжиговой машине ОК-306№3 Лебединского ГОКа в режиме термообработки окатышей из магнетитовых концентратов. Прочность обожженных окатышей (см. рисунок), изготовленных на основе экспериментальных глин, ниже, чем с дашсалахлинским бентонитом, однако удовлетворяла требованиям ТУ ЛГОКа ($\geq 2,15$ кН/окатыш).

На основе результатов лабораторно – технологических испытаний химико - механической активации глины в ОАО «НИИКМА» была спроектирована и смонтирована опытная технологическая линия по производству гранулированного бентонита [2] производительностью 0,5т бентогранул в час.

Опытная технологическая линия работала на глинах Подгорненского, Никольского (Воронежская обл.) и Миллеровского (Ростовская обл.) месторождений для получения гранулированных бентопродуктов различного назначения. Гибкая технология позволяет

менять режимы процессов в зависимости от исходного сырья и требований к конечному продукту, поэтому может быть использована для выпуска экспериментальных партий бентонита из глин практически любых месторождений. Отлаженные технологические регламенты могут стать основой для разработки промышленной технологии получения связующего для окомкования железорудных концентратов из бентонитовых глин месторождений, находящихся вблизи основных горнодобывающих предприятий России.

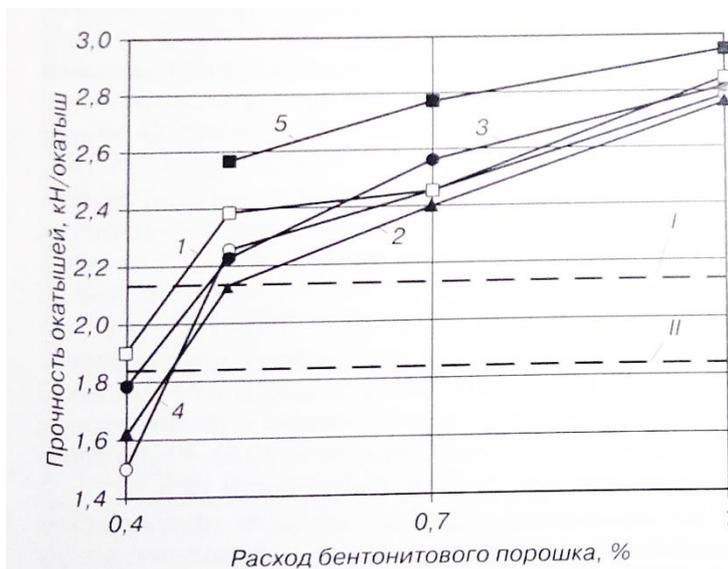


Рис. – Влияние расхода бентонитового порошка на прочностные свойства обожженных окатышей из концентрата ЛГОКа:

1, 2 – глина Подгорненского месторождения (влажность соответственно 4 и 8%); 3, 4 – глина Серпуховского месторождения (влажность соответственно 4 и 8%); 5 – глина Даш-Салахлинского месторождения (влажность 4%);

I, II – прочность на сжатие по ТУ ЛГОКа – высшая и первая категории соответственно

В сложившейся ситуации с бентонитовым сырьем необходимо продолжить исследования щелочноземельных бентонитовых глин с содержанием монтмориллонита не менее 30 % и концентрацией обменных катионов не менее 60 мг-экв/100г с целью определения их способности к активации и созданию бентополимерных композиций.

Список литературы

1. Терехин Е.П. Разработка конструкции и опыт применения экструдера для пластичного минерального сырья: [Текст]/ Е.П.Терехин –М: ГИАБ, 2009, №12, Т. 16.- с. 401-405.
2. Терехин Е. П. Опытная технологическая линия по производству гранулированного бентонита: [Текст]/ Е.П.Терехин -М: Научный вестник МГГУ, 2013, № 1 (34). - с. 101-103

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ОБРАЗОВАНИЕ ОТЛОЖЕНИЙ В СКРУББЕРЕ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ

Тимофеева А.С., Чичварин А.А., Никитченко Т.В., Кожухов А.А.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
dakatuli@bk.ru, ach82@mail.ru, nikitchenko.tania@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru*

Аннотация. В статье приведены экспериментальные исследования факторов, влияющих на образование отложений в скруббере обеспыливания цеха металлургии, на физической модели.

Анализ результатов экспериментов показал, что на процесс образования отложений пыли влияет состояние поверхности, чем выше загрязнение поверхности, тем выше скорость образования отложений, от концентрации частиц пыли в потоке, от влажности поверхности скруббера

Ключевые слова: скруббер; пыль; отложения; расход; эксперимент; модель; метод пластин; концентрация.

EXPERIMENTAL DETERMINATION OF THE FACTORS AFFECTING THE FORMATION OF DEPOSITS IN THE SCRUBBER DEDUSTING

Timofeeva A.S., Chichvarin A.A., Nikitchenko T.V., Kozhuhov A.A.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
dakatuli@bk.ru, ach82@mail.ru, nikitchenko_t_v@lebgok.ru, koshuhov@yandex.ru*

Abstract. This paper presents the experimental study of factors affecting the formation of deposits in the scrubber dedusting plant metallization on the physical model.

Analysis of the experimental results showed that the formation of dust deposits affects the surface state of the higher surface contamination, the higher the rate of scale formation, the concentration of dust particles in the flow, moisture from the surface of the scrubber

Keywords: scrubber; dust deposition; flow rate; the experiment; model; method plates; concentration.

Введение. Белгородская область характеризуется достаточно высокой плотностью промышленных предприятий, поэтому любое дальнейшее развитие производства обуславливает необходимость снижения загрязняющих выбросов уже существующих производств.

Отсюда вытекают важные задачи по обеспечению стабильной и надежной работы существующих систем очистки газов и аспирационного воздуха промышленных предприятий, а также по повышению эффективности их работы.

В настоящее время известно несколько сотен различных конструкций аппаратов для очистки газов от пыли. Несмотря на многообразие, все они являются вариантами аппаратного оформления, где использованы немногие основные принципы осаждения или задержания взвешенной фазы.

Аппараты мокрой газоочистки составляют 51% газоочистных устройств в России, в которых очищается более 50% дымовых газов, образующихся в промышленном производстве.

В связи с этим была выполнена работа по определению факторов, влияющих на образование отложений в мокрых скрубберах.

Отложения на технологическом оборудовании [1] разделяют по следующим признакам: месту возникновения, химическому составу и структуре.

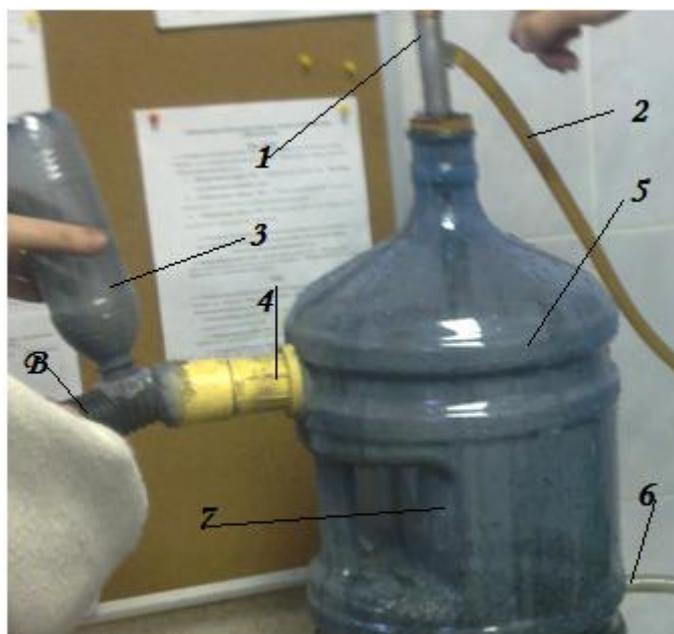
По месту возникновения отложения разделяют на натрубные, настенные, дымоходные, подовые.

По химическому составу разделяют отложения алюмосиликатные, щелочносвязные, сульфитные, фосфатные, которые обладают клеящими свойствами.

По структуре сформированный слой можно классифицировать как сыпучий (золовой) и плотный (спекшийся и цементировавшийся). Количество отложений зависит от скорости потока и концентрации частиц. Скорости потока, при которых происходит отрыв частиц, определяются распределением сил адгезии и размеров частиц. Количественно отрыв, прилипших частиц определяется медианной скоростью отрыва [1].

В реальных процессах, в производственных условиях все элементы энергетических агрегатов подвержены вибрационным нагрузкам. Отложения подвергаются воздействию крупных частиц. Происходит периодический срыв отложений с поверхностей и их пополнение, что и является серьезной проблемой в непрерывной работе скруббера.

Для исследования факторов, влияющих на отложения в скруббере обеспыливания, была разработана физическая модель скруббера обеспыливания (Рис. 1).



В – подача воздушного потока, 1 – форсунка, 2 – подача воды в форсунку, 3 – емкость для подачи пыли в воздушный поток, 4 – подача пылевоздушного потока в модель, 5 – модель скруббера, 6 – выход шлама, 7 – поворот пылевоздушного потока, соответствующий повороту на реальном скруббере.

Рис. 1 – Экспериментальная установка модели скруббера обеспыливания

Работа модели скруббера: поток воздуха одним и тем же расходом подавался через канал В компрессором, подача пыли осуществлялась через емкость (3) путем равномерного высыпания равной массы пыли за одинаковые промежутки времени для разных экспериментов. Движущийся поток воздуха захватывал пыль, и образовавшийся пылевой поток направлялся в емкость, представляющую модель скруббера.

Пыль, получали в лабораторных условиях, пропуская металлизированную мелочь, через конусную дробилку, а затем дисковый истиратель.

Через форсунку (1) пропускали воду под углом 30° к вертикали. Расход воды устанавливали, чтобы струи были заметны в скруббере (5).

Количество пыли за одну минуту оставалось постоянным в течение эксперимента. Рассматривали работу скруббера в течение 1, 2, 3 и 4 минут. Определяли количество пыли в

воздушном потоке за это время. Каждый эксперимент проводился не менее 5 раз. Затем определяли количество пыли, отложившейся на форсунке, полученные значения усреднялись.

На рисунке 2 представлена зависимость скорости роста отложений на форсунке от времени работы скруббера.

Отложения на форсунке были отмечены в виде наростов, прежде всего, с той стороны, откуда подавался пылевоздушный поток. Начало образования происходило на конце форсунки. На рисунке 3 представлено отложение пыли на форсунке после 4 минут работы модели.

С течением времени по мере нарастания отложений скорость их роста увеличивается.

Анализ макроструктуры среза куска отложений пыли, отобранных из промышленного скруббера, показал, что его структура неоднородна и имеет полосчатый вид. Отчетливо было видно, что в слоях, соприкасающихся с металлической поверхностью, лежат наиболее мелкие частицы пыли. По мере роста отложений размер налипших частиц возрастает.

Это связано, видимо, с тем, что попадая на гладкую твердую поверхность пыль разного фракционного состава, претерпевает различные изменения в направлении движения: относительно крупные частицы пыли, под действием импульса частицы ударяясь о поверхность, отскакивают и уносятся движущимся потоком от поверхности. Мелкие частицы, обладая значительно меньшей величиной импульса, могут за счет молекулярных и капиллярных сил, а также наличия микронеровностей на металлической поверхности образовать зародыши отложений.

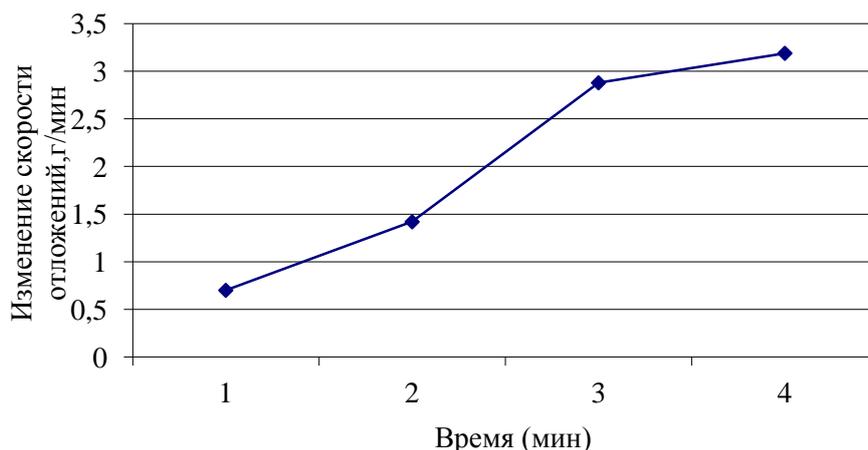


Рис. 2 – Скорость роста отложений на форсунке от времени



Рис. 3 – Отложения на форсунке после 4 минут работы модели скруббера

В дальнейшем скорость образования отложения начинает расти за счет коагуляции частиц пыли, т.е. мелкие частицы слипаются между собой, и образуют более крупные частицы. На скорость коагуляции влияют запыленность газа (концентрация пыли в газовом потоке), размер и форма частиц, вязкость, температура и скорость газового потока[2,3]. Чем больше скорость газа, тем выше его турбулентность и вероятность столкновения и укрупнения частиц пыли, находящихся во взвешенном состоянии в газе. Частицы пыли разного размера укрупняются лучше, чем частицы одинакового размера.

Коагуляция частиц пыли размером более 0,1 мкм происходит вследствие их столкновения во время движения. Более мелкие частицы коагулируют в процессе броуновского движения под действием молекулярных сил. Частицы пыли размером более 5 – 10 мкм почти не коагулируют в газовом потоке [2].

Первые частицы начинают оседать на поверхности, максимально приближенной к водным струям. По всей вероятности, на металлической поверхности возникает водная микропленка, т.е. поверхность металла увлажняется, что способствует увеличению сил сцепления частицы пыли с поверхностью металлической форсунки.

Исследование факторов, влияющих на отложения в скруббере производился методом пластинок.

Для сравнения результатов отложений, для эксперимента были изготовлены 12 стальных пластинок размером $A \times B$ мм и толщиной B мм, при этом пластины различались: А – пластина чистая, сухая, А1 – пластина чистая, влажная, Б – пластина с уже имеющимися остатками отложений, сухая, Б1 – пластина, с уже имеющимися остатками отложений, влажная, В – пластина сухая, покрытая глицерином, В1 – пластина влажная, покрытая глицерином.

В модели скруббера укреплялись поочередно перечисленные пластины (Рис.4), (плоскость ее перпендикулярно потоку) навстречу пылегазовому потоку. Расход пыли и газа поддерживался постоянным для всех экспериментов. По результатам испытаний изучался характер отложений, определялась их масса.



Рис.4 – Пластина, находящаяся в скруббере, на которую подается пылегазовый поток

По результатам данного эксперимента было установлено значительное влияние состояния поверхности на механизм и скорость образования отложений. На загрязненных поверхностях отложения образовывались быстрее, при этом в прилегающей к металлу области наблюдались не только мелкие частицы, но и относительно крупные. На сухой чистой поверхности отложения были самые мелкие и по массе наименьшие.

Также были выполнены эксперименты по исследованию влияния концентрации пыли на скорость образования отложений.

Результаты экспериментов представлены на рис. 5.

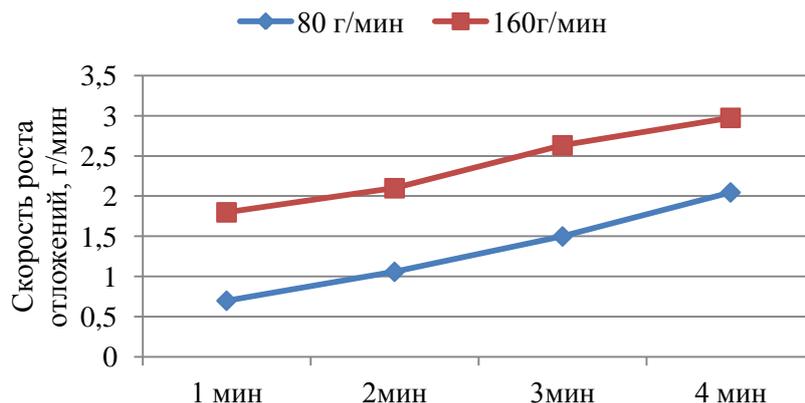


Рис.5– Скорость роста отложений в зависимости от концентрации пыли

Из представленной диаграммы видно, что при увеличении концентрации частиц пыли, масса отложений и скорость их образования соответственно увеличиваются. Данный факт вполне объясним увеличением числа столкновений частиц с поверхностью. Из представленных зависимостей видно, что скорость роста отложений со временем непрерывно возрастает: в начальный момент времени частицы пыли сталкиваются с неровностями поверхности, прилипают за счет влажной поверхности, а по мере появления начальных отложений растут силы сцепления, происходит коагуляция мелких частиц, в результате отложения пыли увеличиваются с большей скоростью.

Выводы

1. На процесс образования отложений пыли влияет состояние поверхности, чем выше загрязнение поверхности, тем выше скорость образования отложений.
2. Скорость образования и роста отложений зависит от концентрации частиц пыли в потоке: при увеличении концентрации пыли скорость роста отложений возрастает.
3. Влажность поверхности способствует увеличению скорости образования отложений, дальнейший рост отложений определяется другими факторами.

Список литературы

1. Зимон А.Д., Андрианов Е.И. Аутогезия сыпучих материалов.- М.:Металлургия, 1978.- 288с.
2. Юдашкин М.А. «Пылеулавливание и очистка газов в черной металлургии». ,2-е изд., перераб. и доп.- М.: Металлургия, 1984-320с.
3. М.В. Василевский Обеспыливание газов инерционными аппаратами.- монография Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008.-258 с.

УМЕНЬШЕНИЕ ОТЛОЖЕНИЙ В СКРУББЕРЕ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ ЦЕХА МЕТАЛЛИЗАЦИИ ЗА СЧЕТ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ СТРУЙ

Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Кожухов А.А., Сазонов А.В.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
dakatuli@bk.ru, nikitchenko.tania@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru*

***Аннотация.** В данной статье рассмотрен вопрос борьбы с отложениями на скруббере обеспыливания цеха металлзации за счет применения гидравлических струй. Проведен расчет для реально действующего скруббера, определено количество струй, расход воды, их диаметр, угол наклона с учетом сносящего газопылевого потока*

***Ключевые слова:** струи, вода, отложения, импульс, угол, направление, расход, скруббер, скорость струи.*

REDUCING OF DEDUSTING SCRUBBER DEPOSITS IN METALIZATION WORKSHOP BY MEANS OF HYDRAULIC JETS

Timofeeva A.S., Nikitchenko T.V., Kozhuhov A.A., Sazonov A.V.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
dakatuli@bk.ru, nikitchenko.tania@yandex.ru, koshuhov@yandex.ru*

***Annotation.** This article is about control of deposits in dedusting scrubber of metallization workshop by means of hydraulic jets usage. The calculation is executed for the operating scrubber; the quantity of jets, water flow rate, jets' diameter, inclination angle are determined including sweeping gas-dust flow.*

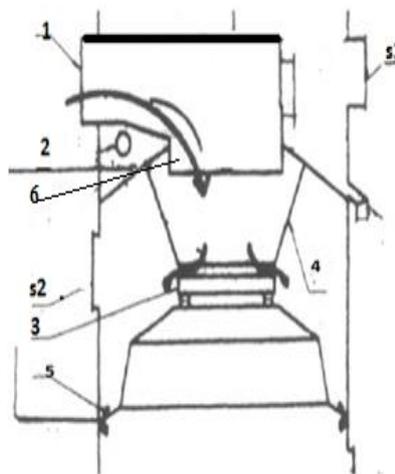
***Keywords:** jets, water, deposits, impulse, angle, direction, flow rate, scrubber, jet speed.*

Введение. Развитие современного металлургического производства сопровождается интенсификацией технологических и производственных процессов, что обуславливает рост нагрузки на окружающую среду. На сегодняшний день проблемы охраны природы, загрязнения окружающей среды всё больше становятся не только естественнонаучными, но и острейшими социальными проблемами. Установки металлзации, получающие все большее распространение в черной металлургии, обеспечиваются целым рядом газоочистных установок. В цехе металлзации АО «ОЭМК» также установлено несколько агрегатов пылеочистки. На одном из них – скруббере обеспыливания, установленном на очистке аспирационного воздуха, проблематичным аспектом является образование отложений, препятствующих эффективной работе скруббера.

Целью работы являлось выявление причин и факторов, влияющих на образование отложений и поиск вариантов нормализации работы скруббера.

Скруббер обеспыливания относится к технике мокрой очистки газов от пылевидного продукта. В мокрых пылеуловителях очистка газа осуществляется при соприкосновении газа с жидкостью – водой. При этом взвешенные в газе частицы смачиваются жидкостью, утяжеляются и выпадают из газового потока либо под действием сил веса и инерции, в том числе центробежных сил, либо захватываются жидкостью и выводятся из аппарата в виде шлама. Скруббер имеет цилиндрический корпус, тангенциальный патрубок подвода газов, верхнюю крышку с отводящим патрубком отработанных газов, подводящий патрубок рабочей жидкости с соплами, подающими жидкость на внутренние боковые стенки корпуса [2].

Скруббер обеспыливания шахтных печей металлзации имеет входной патрубок (1) с поворотом, представленный на рис.1.



1– входной (горизонтальный) патрубок запыленного воздуха, 2 – тангенциальные форсунки, 3 – регулировочный диск (чаша), 4 – зона промывки, 5 – направляющие лопатки, s1,s2 – наружные люки на скруббере, 6– вертикальный патрубок.

Рис. 1 – Верхняя часть скруббера

В результате обследования скруббера после остановки было установлено, что в первую очередь отложения образуются в вертикальном патрубке, в зоне изменения направления газового потока. Установленное вертикальное сопло создает одиночную диспергированную струю воды, которая не справляется с захватом пылевых частиц из существующего воздушно-пылевого потока, поступающего в скруббер, в результате частицы пыли осаждаются на боковых стенках скруббера и образуют пылевые отложения.

Анализа литературы и патентного поиска показал, что наиболее эффективным для борьбы с отложениями в скрубберах мокрой очистки является применение системы водяных струй, которые направляются на стенки скруббера. За основу расчетов были взяты следующие патенты: «Устройства для очистки газов от мелкодисперсной пыли». Автор патента (RU 897264) Коротюк К.И. Согласно данному патенту мокрую очистку газов от частиц пыли осуществляют в скрубберах за счет непосредственного контакта газов с жидкостью, которую диспергируют на пути потока или распределяют в виде стекающей тонкой пленки [2]; и «Устройство – Мокрыйскруббер» (RU2490055), автор патента Зимин Б.А. [3].

На основе экспериментов, выполненных на модели скруббера, был определен характер изменения скорости по сечению потока при его повороте на входе в вертикальный патрубок скруббера обеспыливания [4]. При этом было установлено, что скорость потока в области наименьшего радиуса поворота снижается до нуля, а в некоторых точках приобретает обратное направление, т.е. имеют место завихрения потока. В результате создаются благоприятные условия для адгезии частиц пыли на поверхности патрубка. Подавая распределенный струйный поток с достаточной скоростью на эту поверхность, попадающая на нее, пыль будет смываться.

Нами предлагается убрать центральную форсунку в скруббере, а вместо нее поставить форсунки на верхней поверхности горизонтального патрубка скруббера таким образом, чтобы струи попадали на поверхность стенок вертикального патрубка, где, прежде всего, происходит отложение пыли, при этом скорость струй должна быть достаточной для смыва пыли, не давая возможности образоваться отложениям.

На основе исходных данных по газопылевому потоку и геометрическим размерам скруббера нами были выполнены предварительные расчеты из условия достижения водяного

потока поверхности вертикального патрубка в точке поворота. По результатам расчетов было определено, что в верхней части вертикального патрубка необходимо расположить 8 сопел диаметром 0,5мм так, чтобы в горизонтальном патрубке, где будут находиться сопла в патрубок выходили только концы сопел, чтобы не было отложений на соплах, рис. 2. При этом было учтено, что на струи будет действовать сносящий газопылевой поток.

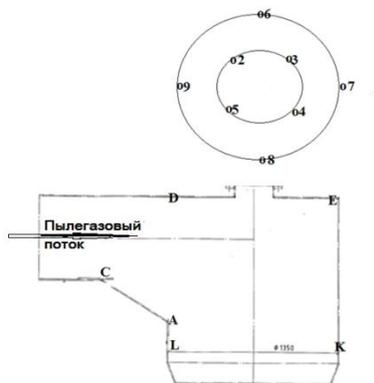


Рис.2 –Схема водоструйной защиты

В расчетах было рассмотрено истечение жидкости из сопел, которые являются цилиндрическими. Если на все сопла, расположенные в верхней части горизонтального патрубка расход воды равен $V м^3/с$ на 8 сопел, то на одно сопло расход составит $V/8 м^3/с$.

При этом скорость струи равна $W = V/(8 \cdot S)$, м/с.

Используя формулы по расчету параметров струй, были определены параметры водоструйной защиты. Так как, при движении струй воды, на них действует пылегазовый сносящий поток, определялась результирующая скорость и направление, под которым необходимо подавать струю жидкости, чтобы она достигла стенки вертикального патрубка.

Исходя из технологических показателей работы скруббера, была рассчитана скорость пылегазового потока в горизонтальном патрубке.

Скорость потока равна:

$$W_{п-г} = V/(\pi d^2) = 1,91 \text{ м/с.}$$

По данным технологической инструкции скруббера обеспыливания запыленность газового потока в среднем составляет $38 г/м^3$. Тогда поток импульса пылегазового потока газа в горизонтальном патрубке равен [5 - 7]:

$$P = M \cdot W_{п.г.},$$

где M – массовый расход потока запыленного газа, $W_{п.г.}$ – скорость запыленного потока. Считая, что пыль равномерно распределена по потоку, плотность импульса потока запыленного газа в единицу времени будет равна:

$$P_{п.г.} = V \cdot W \cdot \rho_{з.г.}, \text{ кг/с} \cdot \text{м/с,}$$

где $\rho_{п.г.}$ – плотность пылегазового потока.

Для определения величины и направления равнодействующей скорости водяной струи и дальности ее, необходимо было найти расстояния от сопел до поверхностей касания вертикального патрубка струями, рис. 3.

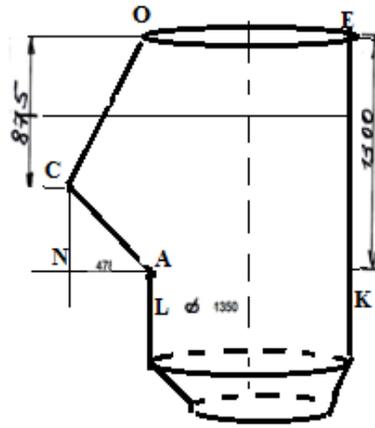


Рис. 3 – Схема определения расстояния до сопел

Так как струи, размещенные по окружности, будут встречаться с газовым потоком под разным углом, расчеты угла наклона были произведены для каждого сопла.

При рассмотрении движения струи учитывались импульсы струи и пылегазового потока. Был рассчитан результирующий импульс струи в единицу времени в сносящем потоке, для этого определялся импульс струи в единицу времени:

$$P_{ст.} = V_{ст.} \cdot \rho_{ст.} \cdot W_{ст.}, \text{ кг/с} \cdot \text{ м/с.}$$

Найдем результирующий импульс струи с учетом направления сносящего пылегазового потока.

Теперь необходимо данное сопло перенаправить по результирующему импульсу [4-6]. На основе геометрических вкладок и известных теорем находим, что угол наклона, например, девятого сопла к направлению потока должен составлять угол $\angle BAC = \alpha = 116^\circ$ (см. рис.4), тогда струя попадет в точку С.

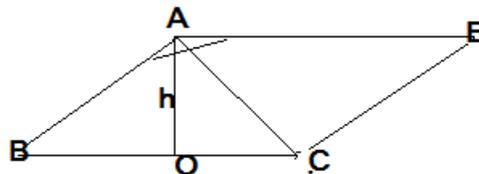


Рис.4 – Определение направления движения водяной струи

Далее определялась дальность этой струи. Если струя имеет импульс в единицу времени равный $P_{ст.}$, то скорость ее будет определять как

$$W_{ст.} = P_{ст.} / \rho_{ст.} / V_{ст.}, \text{ м/с.}$$

Тогда дальность струи определится [4]:

$$L = 0,415 \cdot (\alpha \cdot d \cdot 16)^{1/3} = 1,264 \text{ м,}$$

где 0,415 – коэффициент при использовании угла в градусах, d – диаметр сопла, H – напор воды.

Таким образом, по расчетам дальность струи составит 1,264 м. Это будет самая дальняя струя. Остальные сопла имеют меньшее расстояние до поверхности скруббера,

поэтому они однозначно достигнут поверхности вертикального патрубка, и пыль, осевшая на поверхности будет смываться.

Выводы

Рассчитаны параметры водоструйной защита поверхности скруббера от отложений.

Определено, что расход воды на форсунки должен составлять не менее $55\text{ м}^3/\text{час}$.

Определено, что минимальное количество сопел должно составлять не менее 8, начальная скорость струи должна быть выше $19,4\text{ м/с}$.

Список литературы

1. Обеспыливание газов инерционными аппаратами: монография/ М.В.Василевский - Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008.-258с.
2. <http://www.findpatent.ru/patent/89/897264.html> дата обращения 1.01.2016г.
3. <http://www.findpatent.ru/patent/112/1126313.html> дата обращения 1.01.2016г.
4. Котельников И.С., Тимофеева А.С. Ресурсосбережение в металлургии. // Научное сообщество студентов XXI столетия. ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ: сб. ст. по мат. VII междунар. студ. науч.-практ. конф. № 7. С. 177-187.
5. Курганов А.М., Федоров Н.Ф. Гидравлические расчеты систем водоснабжения и водоотведения: Справочник/Под общей редакцией А.М. Курганова.-3-е изд., перераб. И доп.-Л.:Стройиздат. Ленингр. отделение, 1986.-440с.
6. Справочник по гидравлическим расчетам. Под редакцией П.Г.Киселева, Изд. 4-е, перераб. и доп. М., «Энергия», 1972, 312с.
7. Справочник по гидравлике. Под редакцией Большакова В.А. Киев, изд. объединение «Вища школа», 1977, 280с.

УДК.669.162

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ШЛАМА ПРОЦЕССА ПРЯМОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

Тимофеева А.С., Скрипченко В.В., Никитченко Т.В., Федина В.В.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
dakatuli@bk.ru, zyss2@yandex.ru, nikitchenko.tania@yandex.ru, fedinavv@mail.ru

Аннотация. В статье проведен анализ методов обезвоживания металлургического шлама, недостатки и достоинства и предлагается новый метод обезвоживания металлургического шлама процесса прямого восстановления железа. Представлены лабораторные исследования и результаты.

Ключевые слова: металлургический шлам; гидрогель; отходы; отстойники; обезвоживание шлама; технология обезвоживания.

THE METALLURGICAL SLUDGE DEHYDRATION USING HYDROGEL

Timofeeva A.S., Skripchenko V.V., Nikitchenko T.V., Fedina V.V.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol*
dakatuli@bk.ru, nikitchenko_t_v@lebgok.ru, fedinavv@mail.ru

Abstract. *In the article the analysis of methods of dehydration of metallurgical sludge, the advantages and disadvantages and proposes a new method for sludge dewatering metallurgical process for direct reduction of iron. The laboratory research and results.*

Keywords: *metallurgical sludge; hydrogel; waste; septic tanks; dewatering of sludge; dehydration technology.*

Введение. Одной из насущных проблем металлургических предприятий является проблема использования шламов. Как правило, металлургические шламы отличаются достаточно высоким содержанием железа, выше, чем в добываемой руде, поэтому их стараются утилизировать. Наиболее простым вариантом утилизации железосодержащих пылей и шламов, является их возврат в шихту при производстве окатышей или агломерата, но при использовании шламов производители сталкиваются с проблемой их обезвоживания. В настоящее время самое широкое распространение получили отстойники. Их недостатками являются:

- длительный процесс обезвоживания, исчисляемый месяцами;
- необходимость больших площадей;
- отстойник является гидротехническим сооружением, что предъявляет к нему особые правила промышленной безопасности.

Не меньшее распространение в обезвоживании шламов получили вакуумные фильтры. На многих предприятиях шламы возвращаются в технологический поток концентрата, где происходит их смешивание, и далее смешанный поток поступает в отделение фильтрования. При этом предварительно шламы подвергают сгущению для повышения концентрации твердой составляющей до 300 – 500 г/л [1]. Основной проблемой данного способа использования шлама является то, что частицы шлама являются абразивными, и в результате срок службы фильтроткани значительно сокращается.

Эффективной технологией по обезвоживанию шламов является технология Geotube. Это технологический процесс гравитационного обезвоживания разнообразных по происхождению суспензий (ил, пульпа, осадок, шлам) в тканых контейнерах, сшитых из полипропиленового материала на основе ткани марки с достаточно высокой плотностью, соединенных в прочную ткань со статичным положением нитей относительно друг друга. Материал по своей сущности имеет уникальную тонкую структуру пор, которая обеспечивает задержку шламовых частиц малого размера в контейнере и свободный выход из него остаточной влаги. Благодаря такой системе работы технология Geotube® обеспечивает высокую производительность без значимых капитальных затрат выходом до 1600 м³ обезвоженного материала в одном контейнере. Недостатки данной технологии: для реализации способа геотуб, необходимо иметь свободное пространство для геотекстильных мешков, водонасосную станцию, геотубы не могут быть использованы повторно [2].

На кафедре металлургии и металловедения им. С.Н. Угаровой СТИ НИТУ МИСиС были проведены исследования по использованию гидрогеля для обезвоживания шламов, образующихся в процессе производства железорудных окатышей и в процессе прямого восстановления железа.

Гидрогель - это твердое тело, состоящее как минимум из двух компонентов, один из которых (полимер) образует за счет ковалентных связей или не ковалентных взаимодействий трехмерную сетку, расположенную в среде другого компонента, являющегося жидкостью, причем количество последней как минимум достаточно для обеспечения эластических свойств геля, но может превышать количество полимера в десятки и сотни раз. Товарный вид гидрогеля представлен на рисунке 1 [3].



Рис. 1 – Впитавшие воду и сухие гранулы гидрогеля

Эти трехмерные полимеры способны поглощать огромное количество воды: до 1 килограмма растворителя на 1 грамм сухого гидрогеля. Рыночная стоимость гидрогеля за килограмм в среднем составляет 550 рублей по ценам 2016 года. Впитывающие свойства гидрогеля обуславливаются его гидрофильными молекулами.

Материалами для экспериментов были взяты образцы шламов со скруббера фабрики окомкования и промышленный гидрогель марки “Агрикола” производства ООО “Техноэкспорт” (Россия). Целью экспериментов являлось нахождение поглощательной способности гидрогелем воды из металлургического шлама. Шлам принадлежал к группе, относительно богатой железом, содержание железа в таких шламах находится в диапазоне от 55%-65%.

Для проведения эксперимента было взято несколько емкостей со шламом одинаковой массы с влажностью 40%, количество масс гидрогеля равное количеству емкостей со шламом. В каждую емкость со шламом добавлялось определенное количество гидрогеля, в соотношении 0,5%; 0,6%; 0,7% от массы шлама. После впитывания влаги гидрогелем поверхность шлама освобождалась от гидрогеля. Определение остаточной влажности образцов шлама производилось методом высушивания до постоянной массы. Сушка производилась в сушильных шкафах при температурах 98°C – 103°C.

С целью снижения погрешности эксперимента все опыты были выполнены трижды.

В процессе поглощения влаги гидрогель поднимается на поверхность шлама, что обеспечивает возможность её легкого удаления.

На рисунках 2 и 3 представлены фотографии начала эксперимента и его окончания.



Рис. 2 – Шлам с содержанием влаги 40% и гидрогелем в начальный момент эксперимента



Рис. 3 – Шлам с гидрогелем через 9 часов

Результаты эксперимента представлены на рис. 4.

Кроме того были выполнены исследования по определению времени обезвоживания шламов. Для используемой марки гидрогеля фирмы «АгриколА», время полного насыщения гидрогеля составило около 9 часов.

Далее использованный гидрогель подвергали сушке при температуре не более 100°C, что обеспечило его повторное использование.

Обезвоженные шламы можно далее подвергать брикетированию или жесткой экструзии [3, 4].

Выводы:

1. В ходе экспериментов была показана возможность использования гидрогеля для обезвоживания шламов металлургического производства.

2. Путем изменения доли гидрогеля и времени его нахождения в шламах можно регулировать остаточную влагу шлама.

3. За счет подъема гидрогеля на поверхность шлама возможно его удаление с поверхности шламового отстойника и повторное использование после сушки.

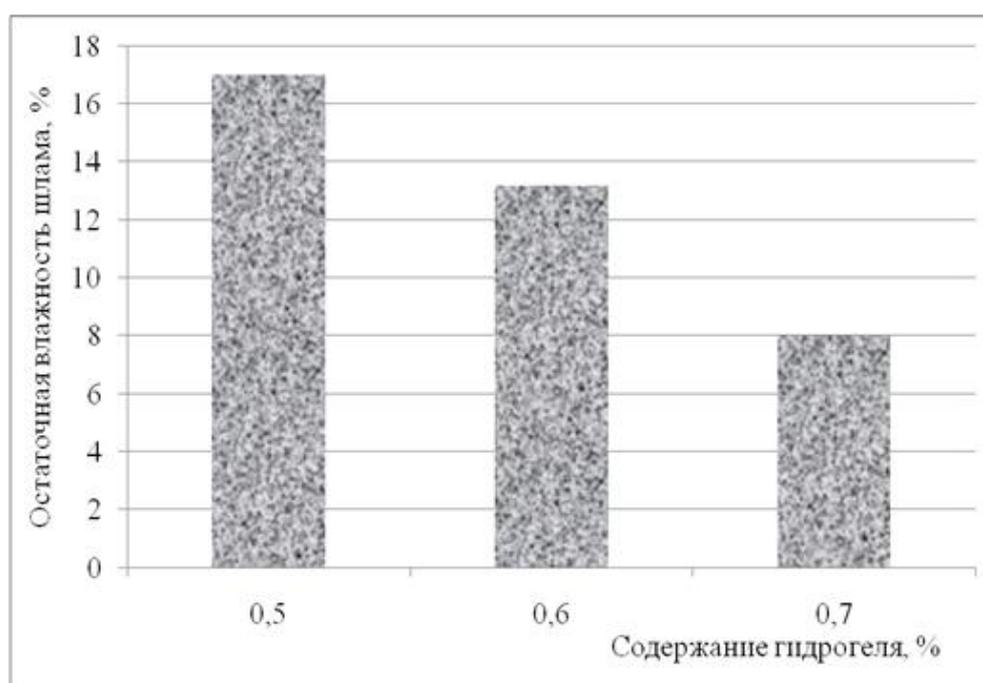


Рис. 4 – Влияние относительного содержания гидрогеля на степень обезвоживания шлама

Список литературы

1. Сокуренок А.В., Шеремет В.А., Кекух А.В. Опыт утилизации железосодержащих шламов и вторичной окалины // Сталь. 2006. №1. – С.82-85.

2. Сервис О.К [Электронный ресурс] / концерн "Ashland", один из крупнейших в мире в области химических и аппаратных методов обработки вод, жидкостей и растворов. // Обезвоживание технологических осадков технологией Geotube - 2016. Режим доступа: <http://serviceok.com.ua/menyu/tech/obezvozhivanie-osadka-v-geotubax/> (21.02.2016).

3. Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Чичварин А.В., Крахт Л.Н. Переработка металлизированной мелочи и шламов, образующихся при прямом восстановлении железа // Сталь.- 2013. № 11.- С. 99-100.

4. Бижанов А.М., Курунов И.Ф., Уакиль Э.Х. Поведение брикетов экструзии (брэкс) в реакторах МИДРЕКС.// Металлург. 2015. №4 С. 16 – 20.

ПРОБЛЕМА ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРЕДПРИЯТИИ

Тимофеева Д.С., Самарина В.П.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
dasha199412@mail.ru, samarina_vp@mail.ru*

Аннотация. В данной работе представлены материалы о металлургических отходах и наиболее универсальном и экономичном способе их окучкования - методе холодного брикетирования.

Ключевые слова: горное производство, металлургические отходы, метод холодного брикетирования, железорудный брикет.

THE PROBLEM OF WASTE PROCESSING AT THE METALLURGICAL ENTERPRISE Timofeeva D.S., Samarina V.P.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
dasha199412@mail.ru, samarina_vp@mail.ru*

Abstract. Some materials concerning metallurgical waste and a method of cold briquetting as the most universal and economic method of waste agglomerating have been presented in the article.

Keywords: mining manufacture, metallurgical waste, method of cold briquetting, iron-orebriquette.

Россия - страна с развитой промышленностью, которая характеризуется огромными объемами добычи полезных ископаемых и их переработкой, в результате чего образуются отходы. При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом на земной поверхности формируются отвалы вскрышных пород, занимающие огромные земельные площади. Добытое сырье, как правило, поступает на обогатительные фабрики, в результате чего образуя отходы обогатительной фабрики, размещенные в хвостохранилищах. Только в России накоплено свыше 45 млрд.т. отходов различного класса опасности [7].

В последние годы восстановление сырьевых ресурсов из горнопромышленных отходов и их комплексное использование является вопросом государственной важности. Поэтому, «Воспроизводство и использование природных ресурсов» и «Охрана окружающей среды» являются долгосрочной программой РФ, принятой Минприроды России. Сущность их заключается в дополнительных мерах по повышению эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов в народном хозяйстве, одной из задач которого является утилизация отходов горно-металлургического производства, а также разработка и осуществление мероприятий, обеспечивающих существенное снижение потерь и повышение уровня извлечения полезных ископаемых и компонентов при добыче и переработке сырья[4,5].

По существующей классификации, к отходам горного производства относят отходы, обусловленные природными свойствами руд - рыхлая и скальная вскрыша, хвосты обогащения. Для примера рассмотрим отходы производства ОАО «Лебединский ГОК» - типичного горно-обогатительного предприятия черной металлургии. Структура отходов представлена на рис. 1.



Рис. 1 – Структура отходов горного производства ОАО «Лебединский ГОК» (по состоянию на 2015 г.)

Анализ показывает, что наибольшая доля приходится на хвосты обогащения (38%) и скальную вскрышу (37%). Промышленные отходы Лебединского ГОКа, относятся к нетоксичным отходам, невзрывоопасны, обладают низкой реакционной способностью, не содержат инфекционных возбудителей.

Использование данных отходов горного производства возможно в различных областях народного хозяйства. При открытой разработке месторождений помимо полезного ископаемого, возможно, использовать и отвалы вскрышных пород, в которых были размещены такие породы как мел, известняк, песок, глина, суглинки, скальные породы [3].

На металлургическом производстве утилизируется огромное количество пыли, что способствует снижению загрязнения окружающей среды, поскольку при этом уменьшаются выбросы в отвалы и шламохранилища отходов, зачастую содержащих вредные вещества [6].

На состав выносимой пыли существенное влияние оказывает состав шихты; это влияние особенно заметно при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах. При производстве высоколегированных марок стали в составе отходов заметна доля ценных легирующих элементов (Cr, Ni и т. д.). При переплаве обычной, неотобранной шихты (в основном покупного металлолома с большой долей бытового и амортизационного лома) в составе пыли высока доля цветных металлов, прежде всего Zn, Pb, иногда также и Cd.

Переработка такой пыли требует особого внимания, так как, во-первых, просто использовать их в качестве добавки в шихту нельзя (это ухудшит качество стали); во-вторых, она не подлежит захоронению в земле, так как возможно отравление почвы (захоронение в земле в ряде стран запрещено); в-третьих, из такой пыли целесообразно извлекать содержащиеся в ней ценные (кроме железа) компоненты [2].

Утилизация — это процесс, который позволяет отходы преобразовывать в ресурсы.

В качестве наиболее экономичного и малоотходного способа утилизации мелкодисперсных металлургических отходов (мелочи, шлама, «чипсов») целесообразно использовать метод холодного брикетирования. Брикетизируемые материалы должны иметь минимальную влажность, массовая доля влаги в металлизированной мелочи и шламах должна быть не более 7% [1.]

Исходным сырьем технологического процесса являются:

1. Металлизированная мелочь — это побочный продукт процесса прямого восстановления, образующийся в процессе деления брикетов ГБЖ или в процессе выгрузки металлизированных окатышей.

2. Шламы — побочный железосодержащий продукт, получаемый в процессе производства ГБЖ или металлизированных окатышей, представляющий собой смывы железосодержащей пыли на различных участках технологического процесса производства (скрубберы, охлаждающие конвейера, смывы конвейерных трактов и др.).

3. Связующий компонент – полимерный или минеральный материал, применяемый в качестве связующего вещества в процессе холодного брикетирования.

Готовой продукцией является железорудный брикет. Его качественные характеристики представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Качественные характеристики железорудного брикета

Содержание железа общего	не менее 60%;
Содержание диоксида кремния	не более 7,0%;
Содержание серы	не более 0,01%;
Прочность на сжатие	не менее 200 кг/бр

Как видно из таблицы 1, железорудный брикет имеет очень высокие технологические характеристики. Прежде всего, содержание железа общего достигает 60% и более. Такой вид продукции не имеет конкурентов, поскольку ему нет аналогов. Ни одно предприятие ранее не производило продукцию из шлама, образующегося в цехе прямого восстановления железа, который на сегодняшний момент практически не используется и направляется в шламохранилище.

Готовая продукция обладает рядом преимуществ: дешевизна, безотходность, отсутствие высоких температур при изготовлении, благотворное влияние на окружающую среду, использование в доменном и электросталеплавильном производстве. Основными потребителями внедряемой продукции могут быть электросталеплавильные печи, конвертеры и доменное производство.

Таким образом, выяснилось что вопрос утилизации металлургических отходов на сегодняшний день является весьма актуальным, так как количество загрязняющих выбросов не уменьшается, а напротив с каждым годом прибавляется к уже имеющимся. Но прежде чем использовать данные отходы их необходимо подготовить – окусковать. Наиболее универсальным и экономичным способом окускования на сегодняшний день является метод холодного брикетирования, благодаря которому возможно в значительной степени улучшить экологическую обстановку и вернуть ценные компоненты обратно в передел.

Список литературы

1. Аргимбаев К. Р. Промышленные отходы горного производства и их использование на примере Лебединского ГОКа // Молодой ученый. – 2011. – №6. – Т.1. – С. 12-15.
2. Воскобойников В.Г. и др. Общая металлургия. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.
3. Калачко А.С. Утилизация пыли и шламов чёрной металлургии. – М.: Металлургия, 1970. – 326 с.
4. Рассолов В.М., Самарина В.П. Формирование инвестиционного климата крупного металлургического предприятия // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство Материалы. Одиннадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. 2014. С. 165-169.
5. Самарина В.П. Влияние горно-металлургического комплекса на состояние окружающей среды региона // Экология и промышленность России. 2007. № 9. С. 40-42.
6. Самарина В.П. Оценка факторов влияния на инновационную деятельность металлургического предприятия // EuropeanSocialScienceJournal. 2013. № 10-2 (37). С. 405-412.

7. Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Чичварин А.В., Крахт Л.Н., Переработка металлизированной мелочи и шламов, образующихся при прямом восстановлении железа // Сталь. –2013. – № 11. – С. 99-100.

УДК 669.187

ПРИМЕНЕНИЕ ГАЗООБРАЗНОГО АЗОТА ДЛЯ ЗАЩИТЫ ЖИДКОЙ СТАЛИ ОТ ОКИСЛЕНИЯ ПРИ ЕЕ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКЕ

Тимофеев П.В., Тимофеева А.С.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
tpv119@mail.ru*

THE USE OF NITROGEN GAS TO PROTECT MOLTEN STEEL FROM OXIDATION DURING ITS LADLE TREATMENT

Timofeev P.V., Timofeeva A.S.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
tpv119@mail.ru*

Все большее развитие получают методы внепечной обработки стали с применением продувки металла газообразным азотом. При этом для блокирования поверхности зеркала металла в ковше применяются методы газодинамической защиты (ГДЗ) и газоконусной защиты (ГКЗ).

Результаты исследований показали, что при продувке металла инертным газом через погружную фурму поверхность вокруг нее открывается от шлака, наблюдается подъем (вспучивание) или выброс раствора с газом, в зависимости от величины расхода азота на продувку. Смешанный с газом металл при продувке образует вокруг фурмы газожидкостный бурн высотой H_ϕ и диаметром у основания d_ϕ , который и является пятном продувки - открытой от шлака поверхностью металла.

На основе обработки экспериментальных данных получено аналитическое выражение для определения диаметра пятна открытой поверхности жидкости при ее продувке в ковше инертным газом:

$$d_\phi = 3,9Kg^{-1/7} \left[\frac{d_o V Ar^{3/5}}{1 + \left(\frac{H_\phi}{d_o} \right)^{1/20}} \right]^{-2/7} \times \left(\frac{H_\phi}{d_o} \right)^{1/11}; \quad (1)$$

где: K – эмпирический коэффициент, зависящий от формы и емкости ковша; g – ускорение свободного падения, м/с²; d_o – диаметр сопла фурмы, м; V – расход азота на продувку, м³/ч;

$Ar = \frac{w_o^2 \rho_g}{\rho_m g d_o}$ – число Архимеда для струи азота, истекающей из сопла; w_o – скорость истечения азота из сопла фурмы, м/с; ρ_g и ρ_m – плотности газа и металла, кг/м³; H_ϕ – глубина погружения фурмы в металл, м.

Используя значение K , определенное для различных величин массы G металла в ковше, получили зависимость $K = f(G)$ в виде:

$$K = 0,7 + 7,1 \cdot 10^{-3} G - 41G^2. \quad (2)$$

Таким образом, зная емкость ковша металла и значение K , можно найти диаметр окружности пятна продувки. Площадь S поверхности пятна продувки вокруг фурмы при этом равна

$$S = 0,79 \left[4H_{\sigma}^2 + (d_{\sigma} - d_{\phi})^2 \right]^{0,5} (d_{\sigma} + d_{\phi}); \quad (3)$$

где: d_{ϕ} – диаметр фурмы, м.

Полагаем, что поглощение кислорода лимитируется его переносом через пограничный газовый слой и проходит в режиме внешнего массопереноса. Тогда массу m_{O_2} кислорода, поступающего на поверхность металла из атмосферы воздуха, можно определить из уравнения

$$m_{O_2} = \beta St \frac{M_{O_2}}{M_{\sigma}} (P_{O_2}^{\circ} - P_{O_2}^{II}); \quad (4)$$

где: β – коэффициент массопереноса кислорода через пограничный газовый слой, м/с; t – время продувки, с; M_{O_2} и M_{σ} – молекулярные массы кислорода и воздуха, кг/моль; $P_{O_2}^{\circ}$ и $P_{O_2}^{II}$ – парциальные давления кислорода над поверхностью металла в атмосфере ковша и на поверхности контакта металл – газ.

Для внешнедиффузионного режима переноса можно принять $P_{O_2}^{II} = 0$. Тогда из уравнения (4) коэффициент массопереноса определится так:

$$\beta = \frac{m_{O_2} M_{\sigma}}{(M_{O_2} St \rho_{\sigma} P_{O_2}^{\circ})}; \quad (5)$$

где: ρ_{σ} – плотность воздуха, кг/м³.

Закономерности массо- и теплообмена при распространении газового потока вдоль выпуклой поверхности расплава практически не отличаются. В этом случае уравнение для безразмерного потока массы, обтекающего поверхность пятна продувки через турбулентный слой, имеет вид

$$Sh = A Re^{0,8} Sc^{0,43}; \quad (6)$$

где: $Sh = \frac{\beta l}{D_{O_2}}$ – число Шервуда; l – характерный размер, м; D_{O_2} – коэффициент диффузии кислорода, м²/с; A – эмпирический коэффициент; $Re = U_r l / \nu$ – число Рейнольдса для потока воздуха; U_r – скорость потока воздуха вдоль открытой поверхности расплава, в первом приближении равна скорости $U_{ж}$ движения жидкости; ν – коэффициент кинематической вязкости воздуха; $Sc = \frac{\nu}{D_{O_2}}$ – число Шмидта.

При известных значениях Re и Sc установили, что $A = 0,6$. Таким образом, уравнение для массопереноса кислорода через поверхность пятна продувки можно записать в виде:

$$Sh = 0,6 Re^{0,8} Sc^{0,43}. \quad (7)$$

Из совместного рассмотрения уравнений (1)...(3) и (5) следует, что при увеличении интенсивности продувки стали в ковше азотом или аргоном возрастает величина площади пятна продувки, с возрастанием числа Рейнольдса увеличивается массопоток кислорода из атмосферы в металл.

Для устранения этого явления используется газодинамическая защита, позволяющая с помощью системы струй инертного газа над поверхностью пятна продувки достигнуть стремящегося к нулю парциального давления кислорода над поверхностью металла в атмосфере ковша, что, согласно уравнению (4), обеспечивает выполнение условия $m_{O_2} \rightarrow 0$.

Величину эффективности защиты зеркала металла от вторичного окисления оценивали выражением $0 = 1 - \{O_2\}_0 / \{O_2\}_\infty$, где: $\{O_2\}_0$ и $\{O_2\}_\infty$ – содержание кислорода в атмосфере внутри объема, окруженного защитными струями инертного газа и вне действия этой системы, %. Установлено, что чем меньше содержание кислорода в атмосфере в объеме окруженной струями газодинамической защиты, тем ниже значение парциального давления кислорода над поверхностью металла в ковше, а следовательно, меньше масса кислорода, поступающего на поверхность металла из воздуха, и выше эффективность защиты металла от окисления.

На основе математической обработки опытных данных с использованием интерполяционной формулы Ньютона с переменным шагом получены следующие зависимости эффективности защиты:

$$\left. \begin{aligned} 0 &= 1 - \frac{1}{\mu} \left(1,45 \cdot 10^{-9} Re_c^2 - 3,36 \cdot 10^{-5} Re_c + 0,273 \right) \left(\frac{w_c}{w_{\max}} \right)^{0,3} \quad \text{при } Re < 10^4; \\ 0 &= 1 - 5,6 \cdot 10^{-3} \left(\frac{\ln Re_c}{\mu} \right)^{0,5} \left(\frac{w_c}{w_{\max}} \right)^{0,2} \left(\frac{H_c}{d_c} \right)^{0,133} \quad \text{при } Re \geq 10^4; \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

где: $\mu = \frac{S_c - S_k}{S_k}$ – степень перекрытия струй в системе газодинамической защиты; S_c и S_k –

площади осевого сечения всех струй и боковой поверхности всей системы ГДЗ; Re_c – число Рейнольдса для струи газа; w_c и w_{\max} – текущая и максимальная скорости истечения газа из сопла узла отдува фурмы, м/с; H_c / d_c – относительная высота сопла; H_c – длина сопла, м; d_c – диаметр сопла узла отдува, м.

Для системы струйной газодинамической защиты при любом количестве сопел максимум значения числа Рейнольдса находится в пределах $10 \cdot 10^3 < Re_c < 15 \cdot 10^3$.

Выражение (8) позволяет для конкретного технологического режима продувки стали в ковше инертным газом при использовании ГДЗ или ГКЗ для достижения наибольшей эффективности защиты зеркала металла от окисления подобрать соответствующие газодинамические параметры струйной системы при минимальном расходе инертного газа на защиту.

Расчет диаметра продувочного сопла для данной емкости ковша при максимальном расходе продувочного газа (V_{max}) производится по выражению

$$d_c = \sqrt{\frac{4V_{max}}{\pi w_c}}. \quad (9)$$

Угол наклона сопла при максимальном расходе газа на газодинамическую защиту находим следующим образом:

$$tg\alpha = 0,5(d_{\sigma} - d_{\phi})/H_c. \quad (10)$$

Величина необходимого импульса струи защиты для систем ГДЗ или ГКЗ определяется из уравнения связи импульса газовой струи и глубины ее внедрения в шлак.

$$\frac{L_{iu}}{(i/\rho_{iu}g)^{1/3}} = 3,25 \exp\left[-\frac{0,21L_c}{(i/\rho_{iu}g)^{0,33}}\right] \quad (11)$$

где L_{iu} – глубина внедрения струи в шлак, по результатам моделирования должна быть не более 0,03 м (условие начала разбрызгивания шлака); i – импульс струи ГДЗ, Н; ρ_{iu} – плотность шлака, кг/м³; L_c – дальнобойность струи системы ГДЗ, м.

С другой стороны, импульс струи в единицу времени равен

$$i = 0,78\rho_c w_c^2 d_c^2 \quad (12)$$

Решая совместно уравнения (8) и (9), находим значение d_c , а расход инертного газа определяем из следующей формулы $V = 0,785d_c^2 w_c n$, где n – число струй в системе защиты.

Эффективность действия системы газовой защиты находим по уравнению (8) по определенным газодинамическим характеристикам струйной системы или по данным анализа проб газа на содержание кислорода в системе и вне действия этой системы.

Выводы

Предложенная методика построения и расчета параметров газодинамической и газоконусной защиты позволяет рекомендовать эффективный способ защиты зеркала металла от вторичного окисления в условиях внепечной обработки жидкой стали инертными газами и порошками в ковшах различной емкости. Защита зеркала металла от окисления снижает расход раскислителей и количество неметаллических включений в стали, а, следовательно, повышает качество стальных отливок.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ СОСТАВЛЕНИЯ ГРАФИКОВ ВЫПЛАВКИ И РАЗЛИВКИ СТАЛИ

Фомина Ю.В., Самарина В.П.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
judiregen@yandex.ru, samarina_vp@mail.ru*

***Аннотация.** Статья посвящена планированию производственных процессов на металлургическом предприятии, а именно - составлению графиков выплавки и разливки стали. Проанализированы существующие в настоящее время проблемы, сопутствующие этому этапу производственного планирования. На основании проведенного анализа представлены рекомендации по оптимизации процессов составления графиков выплавки и разливки стали на машине непрерывного литья заготовок.*

***Ключевые слова:** оптимизация планирования; оперативное планирование; производственные мощности; графики выплавки и разливки стали.*

THE OPTIMIZATION OF STEEL MELTING AND CASTING PLOTTING PROCESSES

Fomina J.V., Samarina V.P.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol
judiregen@yandex.ru, samarina_vp@mail.ru*

***Abstract.** The article is devoted to manufacturing processes planning at the metallurgical enterprise, such as steel melting and casting plotting processes. The problems existing now accompanying this stage of industrial planning have been analyzed. On the basis of carried out analysis recommendations about optimization of steel melting and casting plotting processes on steel continuous casting plant have been presented.*

***Keywords:** planning optimization; operational planning; production capacity; steel melting and casting plotting.*

Согласно условиям рынка, ориентирующего предприятия на получение высоких конечных результатов, в задачи планирования входит не только обеспечение процесса производства конкурентоспособной продукции, но и достижение полной занятости производственных мощностей.

Сущность планирования на предприятии заключается в том, чтобы наилучшим образом обосновать такие виды, объемы, сроки и другие показатели производства и продажи товаров, выполнения работ и оказания услуг, которые при умелом использовании имеющихся ресурсов могут принести предприятию наибольший доход [6]. Из этого экономического положения вытекают два важных в теории планирования метода обоснования и максимизации плановой прибыли на каждом предприятии: сокращение применяемых ресурсов и приращение используемого капитала. Первый путь ориентирует производителей на планирование снижения затрат, а второй – на повышение результатов.

Основная задача планирования состоит в установлении технико-экономических показателей работы предприятия и обосновании их выполнения технико-организационными мероприятиями и прогрессивными нормами [3]. Именно посредством планирования руководство организации стремится установить основные направления усилий и принятия решений, которые обеспечат единство целей для всех ее членов [8]. В управлении планирование занимает основное место, воплощая в себе организующее начало всего процесса реализации целей организации. Сущность планирования состоит в обосновании целей и способов их достижения на основе выявления комплекса задач и работ, а также

определения эффективных методов и способов, ресурсов всех видов, необходимых для выполнения этих задач и установления их взаимодействия [7].

Из всего комплекса задач внутризаводского планирования задачи оперативно-календарного планирования являются наиболее трудоемкими и сложными. Основное содержание оперативного управления производством состоит в конкретизации плана выпуска продукции во времени и пространстве, непрерывном контроле и регулировании его выполнения.

Основная цель оперативного планирования заключается в обеспечении слаженной, чёткой и сопряжённой работы всех подразделений предприятия, необходимой для качественного и своевременного выполнения плановых заданий по выпуску продукции. Эта цель достигается путем согласования и обеспечения ритмичного хода производства, бесперебойной работой всех подразделений, планомерной загрузкой оборудования, сокращением производственных циклов и размеров незавершённого производства [1].

Важными этапами процесса сталеплавильного производства являются процессы выплавки и разливки стали. Технология и организация разливки в значительной степени определяют качество готового металла и количество отходов при дальнейшем переделе. Футеровка промежуточного ковша, задействованного в процессе непрерывного литья стали на МНЛЗ, работает в чрезвычайно сложных условиях, поскольку ее рабочий слой непрерывно контактирует с жидкой сталью в течение длительного времени. Затраты на огнеупорные материалы для футерования промежуточных ковшей составляют высокую долю от общих затрат на огнеупоры. Таким образом, необходима разработка метода организации оперативного планирования на участке непрерывного литья заготовок, который бы позволил максимально эффективно использовать производственный потенциал промежуточного ковша до последующей замены его футеровочного слоя.

В условиях АО «ОЭМК» разливка стали осуществляется на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Этап выплавки и разливки является ключевым этапом производства на предприятии. Именно поэтому задача составления графиков этого этапа является столь важной для компании.

В настоящее время процесс составления графиков выплавки и разливки организован следующим образом. На основании запланированных заказов прокатных станов подготавливаются требования по отгрузке заготовок с участка разливки. На основании этих требований специалисты подготавливают график выплавки и разливки. Стоит отметить, что выплавка и разливка стали на машинах непрерывного литья заготовок комбината организована таким образом, чтобы минимизировать текущие запасы на складах, что соответствует производственной стратегии «на заказ».

Одна из важнейших целей составления графика выплавки и разливки стали – организация работ электросталеплавильного цеха таким образом, чтобы обеспечить выполнение заказов вовремя, т.е. минимизировать преждевременное выполнение заказов, а также запаздывание.

Требуемое время производства для каждого заказа в сталелитейном производстве, как правило, определяется на более высоком уровне календарного производственного планирования, на котором осуществляется балансировка мощностей всей производственно-логистической цепочки предприятия. Используя данные календарного производственного плана, планировщик должен создать максимально соответствующий график. Если заказы произведены слишком рано, образуются избыточные запасы. Если заказы произведены слишком поздно, может пострадать качество клиентского сервиса и могут потребоваться дополнительные затраты на ускорение процесса доставки.

Вторая по приоритетности цель составления графика выплавки и разливки это максимизация коэффициента полезного использования промежуточного ковша [2].

Количество последовательно разливаемых плавок через один промежуточный ковш отличается в зависимости от марки стали. Когда коэффициент полезного использования ковша максимален, ковш используется наиболее эффективно, и затраты на тонну

выплавляемой стали уменьшаются. АО «ОЭМК» располагает одной шестиручьевой МНЛЗ и четырьмя четырехручьевыми. Коэффициент полезного использования промежуточного ковша может быть улучшен путем наиболее эффективного распределения заказов по имеющимся машинам непрерывного литья заготовок.

Представленный на рисунке график наглядно демонстрирует уровень недозагрузки промежуточных ковшей в процессе непрерывной разливки в условиях АО «ОЭМК». График основан на анализе данных о разливке на МНЛЗ плавов одной из марок стали в течение I квартала 2014 года.

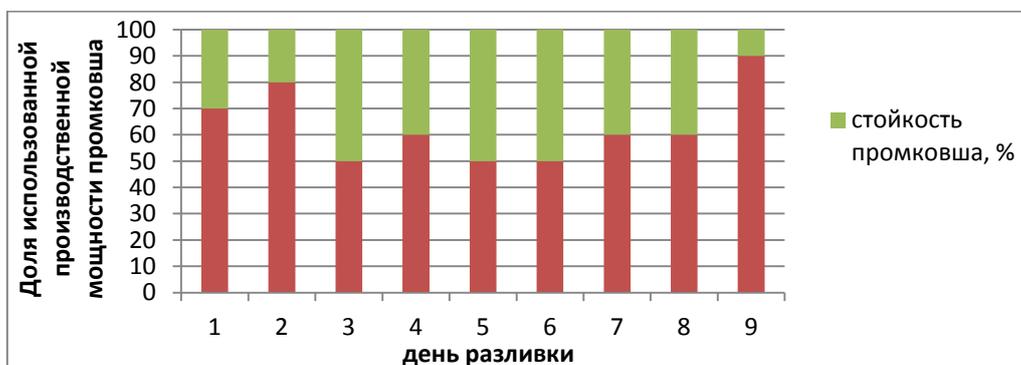


Рис. – Уровень остаточного ресурса промежуточного ковша

Как видно из графика, существует высокий процент остаточного ресурса рабочей футеровки промежуточного ковша в процессе разливки стали на МНЛЗ.

Третьей целью является минимизация смен марок стали в течение жизненного цикла промежуточного ковша [5]. Это позволяет улучшить выход годного, так как уменьшается доля переходных начальных и конечных зон в заготовке.

Четвертой целью является минимизация накопления избыточных запасов. По мере того, как производственные заказы комбинируются в плавки, а из плавов в свою очередь создаются серии, возникают избыточные запасы, создание которых продиктовано кратностью плавов или целями по максимизации продолжительности жизни промежуточного ковша [2].

Таким образом, соблюдение вышеперечисленных условий позволит максимизировать коэффициент полезного использования промковша, снизить производственные затраты, но при этом существует риск образования избыточных запасов.

В рамках данной с целью оптимизации использования промежуточного ковша на металлургическом предприятии предлагается при составлении графиков выплавки и разливки стали использовать метод декомпозиции. Данный научный метод позволяет, используя структуру задачи, заменить решение одной большой задачи решением серии меньших взаимосвязанных и более простых задач [4].

На основе данного метода весь процесс формирования графиков выплавки и разливки делится на несколько уровней в зависимости от приоритета. Так, на одном уровне заказы комбинируются в плавки с учетом доступных производственных мощностей, правил по совместимости марок сталей и исходя из условия максимальной загрузки промежуточного ковша. Другой уровень формирования графика процессов электросталеплавильного цеха ориентирован на минимизацию запасов, и т.д. Далее производится обмен данными между различными уровнями, и осуществляется решение задачи составления оптимального графика выплавки и разливки с возможностью его корректировки согласно требуемыми характеристиками.

Список литературы

1. Буланов Л.В., Корзунин Л.Г., Парфенов Е.П. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет. – Екатеринбург: Марат, 2004. – 319 с.
2. Голикова Т. В. Планирование как важнейшая функция менеджмента // Проблемы современной экономики.– 2009.– №29.– С.28-31.
3. Заякина И.А., Куприянова Ю.В. Анализ состояния и перспективы развития металлургической отрасли // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство.– 2015.– С.108.
4. Изотов В.Н., Несмеянов В.Ф. Использование экономико-математического подхода при прогнозировании в процессе принятия управленческого решения // Концепт.– 2013.– №8.– С.6-10.
5. Новицкий Н.И., Горюшкин А.А., Кривенков А.В. Внутризаводское планирование и менеджмент предприятия.– М.: Русайнс, 2016.–170 с.
6. Рассолов В.М., Самарина В.П. Формирование инвестиционного климата крупного металлургического предприятия // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство Материалы. Одиннадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. 2014. С. 165-169.
7. Самарина В.П. Влияние горно-металлургического комплекса на состояние окружающей среды региона // Экология и промышленность России. 2007. № 9. С. 40-42.
8. Самарина В.П. Оценка факторов влияния на инновационную деятельность металлургического предприятия // European Social Science Journal. 2013. № 10-2 (37). С. 405-412.
9. Солодовников В.В., Конвичка Д. Усиление конкурентных преимуществ производителя стали благодаря повышению качества составления графиков выплавки и разлива // Логистика и управление цепями поставок.– 2014.– №6.– С.18-22.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МОДУЛЬНО-КОМБИНИРОВАННОГО ВОЛОЧЕНИЯ ПО СХЕМЕ «КВАДРАТ-КРУГ» ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ УГЛЕРОДИСТОЙ ПРОВОЛОКИ

Харитонов В.А., Галлямов Д.Э.

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

gallyamov2010@gmail.com

***Аннотация:** Основным способом производства проволоки является волочение в монолитных волоках, однако волочение имеет ряд недостатков. Для повышения ресурса пластичности и обеспечения более равномерного напряженно-деформированного состояния проволоки предложен модульно-комбинированный процесс волочения.*

Выполненные промышленные эксперименты подтверждают, что новый способ позволяет получать стальную проволоку более высокого качества, чем это возможно при традиционном волочении.

Показано, что применение модульно-комбинированного процесса позволяет повысить эффективность производства проволоки.

***Ключевые слова:** волочение; монолитная волока; роликовая волока; модульно-комбинированное волочение; напряженно-деформированное состояние.*

EFFECTIVENESS OF MODULAR COMBINED DRAWING ON A "SQUARE-CIRCLE" IN THE MANUFACTURE OF CARBON WIRE

Kharitonov V.A., Gallyamov D.E.

Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia, Magnitogorsk

gallyamov2010@gmail.com

***Annotation:** The main method of production is wire drawing in the monolithic drawing dies, but drawing has a number of drawbacks. To increase the plasticity resource and to ensure a more uniform stress-strain state of the wire is provided a modular combined wire drawing process.*

Completed industrial experiments confirm that the new method makes it possible to obtain a steel wire of higher quality than is possible with traditional drawing.

It is shown that the use modular combined process can improve the production efficiency of the wire.

***Keywords:** drawing; wire die; roller die; modular combined drawing; stress-strained state.*

Проволока из углеродистой стали массово применяется в различных отраслях промышленного производства. Её конкурентоспособность во многом определяет эффективность применения железобетонных конструкций, а также пружин, канатов, металлической сетки и других металлоизделий.

Показатели качества и затраты на производство проволоки формируются в технологическом процессе, эффективность которого определяется основной операцией – применяемым способом ОМД.

В настоящее время основным способом изготовления проволоки является волочение в монолитных волоках. Он позволяет получать проволоку различного назначения в широком диапазоне размеров и свойств. Основными преимуществами способа являются высокое качество поверхности, точность размеров готовой проволоки, теоретическая изученность, простота и отлаженность технологического процесса, наличие разнообразного серийно выпускаемого оборудования. Наряду с достоинствами у традиционного волочения имеются и существенные недостатки: неблагоприятная схема напряженного состояния в очаге

деформации, определяемая растягивающими напряжениями, монотонность процесса деформации и её неравномерность из-за неполной проработки сечения.

Волочение в роликовых волокнах позволяет повысить равномерность деформации по сечению проволоки, но значительно усложняет и удорожает процесс.

В настоящее время распространение получило еще одно направление изготовления проволоки – создание комбинированных процессов, объединяющих способы обработки металлов давлением с различной схемой напряженно-деформированного состояния в очаге деформации. Смена направления течения металла, появление новых систем скольжения способствуют повышению пластических характеристик проволоки. В результате получается новый интегральный процесс, обладающий в силу синергетического эффекта новым комплексом свойств. При комбинированном нагружении за счет изменения схем деформации появляется возможность управления напряженно-деформированным состоянием заготовки и получения свойств проволоки, которые недоступны при традиционном способе. Важным преимуществом комбинированных процессов является возможность формирования ультрамелкозернистой микроструктуры с повышением механических свойств проволоки [1, 2].

На основе имеющейся технической информации и выполненных исследований [3, 4] предложен новый способ комбинированного волочения [5, 6, 7, 8]. В основе способа лежит идея разделить деформацию за проход, при одновременном ее увеличении по сравнению с используемой при традиционном волочении, на две составляющие, одна из которых будет определяться сжимающими напряжениями, а другая растягивающими, т.е. объединить волочение в роликовых и монолитных волокнах. Известно, что как при волочении в монолитных волокнах, так и при волочении в роликах невозможно управлять напряженно-деформированным состоянием в очаге деформации. Но это можно сделать при их комбинировании. Причем процесс комбинированного волочения строится на базе традиционного многократного волочения и для его реализации используется имеющееся волочильное оборудование.

Принципиальная схема комбинированного способа волочения приведена на рисунке 1. Согласно схемы заготовка круглого сечения (катанка, передельная проволока) поступает в неприводную роликовую волоку, где формируется промежуточный профиль, далее который протягивается через монолитную волоку и проволока получает круглое сечение. Процесс волочения через обе волоки осуществляется традиционно с помощью волочильного барабана. Таким образом, предложенный способ представляет собой последовательную деформацию волочением в роликовой и монолитной волокнах, осуществляемую за счет приложенного к переднему концу проволоки вытягивающего усилия. Обжатие за проход распределено между неприводной роликовой волокой, где преобладает схема напряженного состояния всестороннего сжатия, и монолитной волокой с двухсторонним сжатием и одноосным растяжением, причем основным процессом является стандартное волочение. Форма промежуточного профиля, получаемого в роликовой волоке, может быть любой (круг, правильный многоугольник). Должно выполняться главное условие - разделение общей деформации за проход на две части, имеющие разные схемы напряженного состояния.

При этом процесс изготовления проволоки, как и в случае традиционного волочения, остается многократным. Требуется только установка на каждом блоке волочильной машины специализированных волочильных модулей и значительного переоборудования не требуется. Подготовка поверхности заготовки осуществляется химическим способом или механическим в линии волочильной машины.

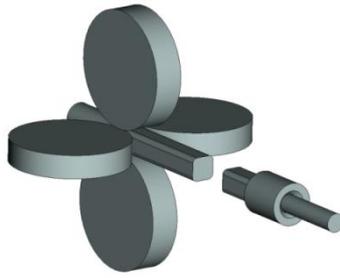


Рис. 1 – Схема модульно-комбинированного способа волочения

Были проведены промышленные эксперименты и выполнено теоретическое обоснование комбинированного процесса. В качестве промежуточного профиля был выбран невыполненный квадрат. Это связано с простотой его получения в имеющихся 4-х роликовых неприводных клетях типа TURKS HEAD.

Проведенные эксперименты подтверждают, что предложенный способ позволяет получать стальную проволоку более высокого качества, чем при традиционном волочении, и в первую очередь проволоку больших диаметров [7]. Образцы проволоки диаметром 3,20 мм и 4,00 мм из стали марки 70 и диаметром 5,00 мм из стали марки 75 были изготовлены двумя способами: стандартным волочением в монолитных волоках и совмещенным способом в роликовой и монолитной волоках. В экспериментах в качестве промежуточного профиля, получаемого в неприводной роликовой клетке, был использован невыполненный квадрат. Затем был проведен сравнительный анализ механических свойств изготовленных образцов проволоки. У проволоки диаметром 3,20 мм, изготовленной как стандартным, так и комбинированным волочением, прочностные и пластические свойства практически одинаковы. Наоборот, у проволоки диаметром 4,0 мм изготовленной комбинированным способом наблюдается рост числа перегибов в среднем на 15,9 %, а числа скручиваний – на 14,6 %. Это свидетельствует о ее лучшей проработке по сечению и большей равномерности механических свойств по длине. Проволока диаметром 5,0 мм, полученная совмещенным способом, при равных значениях удлинения, сужения и предела прочности выдержала большее число скручиваний на 8,9%. Результаты эксперимента подтверждают целесообразность применения комбинированного волочения при изготовлении проволоки диаметром более 4,0 мм.

По результатам компьютерного моделирования методом конечных элементов в программном комплексе DEFORM-3D было установлено, что комбинированный способ позволяет обеспечить хорошую проработку сечения проволоки т.к. в монолитной волоке преимущественно прорабатываются поверхностные слои проволоки, а в роликовой волоке – внутренние слои. Факт лучшей проработки проволоки по сечению при комбинированном нагружении подтверждают и другие исследования [9].

Таким образом применение модульно-комбинированного процесса волочения по системе «невыполненный квадрат-круг» позволяет используя применяемую в действующем производстве инфраструктуру (оборудование, инструмент, смазки и т.д.) без больших затрат повысить качество и снизить стоимость проволоки.

Положительное влияние процесса волочения с комбинированным нагружением на свойства стальной среднеуглеродистой проволоки для холодной высадки отмечено в работе [9], в которой на основании численной модели и экспериментального исследования показано, что волочение через чередующиеся монолитные волоки с круглым и овальным рабочим каналом (процесс non-circular drawing или NCD) позволяет достигнуть большей равномерности распределения пластической деформации по сечению проволоки в сравнении с обычным волочением.

Список литературы

1. В.А. Харитонов, М.Ю. Усанов. Состояние и направления развития непрерывных способов наноструктурирования круглой проволоки // Вестник МГТУ №3, 2013. с. 69-73.
2. М.В. Чукин, М.А. Полякова, А.Е. Гулин, Д.Г. Емалеева. Влияние комбинированных методов деформационной обработки на механические свойства углеродистой проволоки // Черные металлы. 2014, №12. с.35-39.
3. Харитонов В.А. Галлямов Д.Э. Исследование эффективности способов волочения стальной проволоки / Вестник «НТУ ХПИ». 2012, №46 (952) с. 192-198.
4. Харитонов В.А., Галлямов Д.Э. Влияние масштабного фактора на выбор способа волочения проволоки // Заготовительные производства в машиностроении. 2014, №3. с. 34-37.
5. В.А. Харитонов, Д.Э. Галлямов. Анализ влияния способа деформации на уровень свойств стальной проволоки // Сборник «Качество в обработке материалов». 2014, №1. с. 42-48.
6. В.А. Харитонов, Д.Э. Галлямов. Исследование совмещенного процесса «прокатка-волочение» при изготовлении стальной проволоки // Производство проката. 2014, №4. с 18-23.
7. В.А. Харитонов, Д.Э. Галлямов. Оценка эффективности изготовления стальной проволоки совмещенным способом «прокатка-волочение» // Кузнечно-штамповочное производство. Обработка материалов давлением. 2014, №12. с. 15-21.
8. Галлямов. Д.Э., Харитонов В.А. Повышение конкурентоспособности проволоки на основе комбинирования способов ОМД // Материалы 73-ей Международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» под ред. В.М. Колокольцева, том 1, Магнитогорск, 2015. с. 108-111.
9. Ho Seon Joo, Sun Kwang Hwang, Hyun Moo Baek, Yong-Taek Im, Il-Heon Son, Chul Min Bae. The effect of a non-circular drawing sequence on spheroidization of medium carbon steel wires // Journal of Materials Processing Technology. 216 (2015) 348 – 356.

УДК 62: 622

ВОЗМОЖНОСТИ ПРОГРАММЫ MICROMINE ПРИ ПРЕПОДАВАНИИ ДИСЦИПЛИНЫ «КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПРОЕКТИРОВАНИИ» ДЛЯ СПЕЦИАЛЬНОСТИ «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Чуева Е.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

***Аннотация.** В статье изложены возможности программы MICROMINE, которые используются в горном производстве.*

***Ключевые слова:** MICROMINE; ядро; данные; инструменты; моделирование; 3D; проектирование; каркас.*

THE POSSIBILITY OF MICROMINE FOR TEACHING DISCIPLINE "COMPUTER TECHNOLOGIES IN DESIGN" FOR THE SPECIALTY "MINING"

Chueva E.A.

*Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS",
Russia, Stary Oskol*

Abstract. *The article describes the features of the program MICROMINE, which are used in the mining industry.*

Keywords: *MICROMINE; core; data; tools; modeling; 3D; design; frame.*

Одной из ведущих мировых компаний в области разработки и внедрения компьютерных технологий для горной промышленности, является австралийская компания MicrominePtyLtd, которая создана в 1986 году в городе Перт (Западная Австралия) и имеет свои представительства по всему миру. Компания Micromine предлагает эффективные решения в компьютерных системах и технологиях для всех процессов, начиная от геологоразведочных работ (таких, как документирование, интерпретация, визуализация, моделирование, оценка и управление данными) до проектирования, отработки, контроля и отчетности на горном производстве.

Основной программной системой, разработанной в компании, является – MICROMINE.

MICROMINE помогает геологу всесторонне рассмотреть и оценить проект, что в свою очередь позволяет более точно выделить перспективные участки.

Горный инженер в MICROMINE может легко моделировать открытые или подземные горные работы и создавать инструменты, позволяющие облегчить планирование и выполнение ежедневных производственных задач.

MICROMINE включает в себя 9 модулей, которые можно комбинировать в зависимости от требований пользователя.

1. Модуль ЯДРО – основной модуль MICROMINE, предназначен для импорта, проверки, обработки, визуализации и интерпретации геологоразведочных и других данных. Пользователи могут использовать стандартную трехмерную среду. Возможности модуля:

- 3D просмотр на базе Vizex.
- Совместимость с различными форматами других систем.
- Графическая интерпретация скважин и других источников данных.
- Возможность визуализации всех типов данных, поддерживаемых

MICROMINE.

– Инструменты для статистической обработки и преобразования систем координат.

– Автоматизация и повторение любого процесса MICROMINE, используя макросы и набор форм.

– Создание процессов для предоставления информации, не требующей специальных технических знаний с использованием анимации «полета» или сцен VRML.

2. Модуль Разведка обеспечивает набором инструментов для детальной проработки данных с буровых скважин, включая выполнение статистических расчётов, а также создание планов и разрезов на базе ЦМП:

- Расчёты по скважинам, включая различные опции композитов.
- Статистические и геостатистические расчёты.
- Улучшенные возможности демонстрации; секторные диаграммы, обработка структурных буровых данных, 3D контуры.

– Моделирование цифровых поверхностей и их расчёт, включая оконтуривание и подсчёт объёмов.

3. Модуль Каркасное моделирование позволяет создавать, редактировать и обрабатывать поверхности и замкнутые каркасы в трёхмерной среде (3D):

– Создание и редактирование простых или сложных каркасных моделей, используя различные источники данных, с их мгновенной проверкой.

– Создание отчётов по тоннажу и содержаниям, используя данные по скважинам или блочную модель.

– Инструменты для процессов пересечения двух и более каркасов, или подборка вариантов объединения каркасов.

- Создание контуров, на основе каркасных моделей используя разрез, или сечение каркаса последовательными разрезами в любом направлении.
 - Изменения координат каркаса посредством вращения, масштабирования, перевода или конверсии географических координат.
 - Расчёт точек пересечения скважин и каркаса.
4. Модуль Оценка запасов обеспечивает полный набор функций, используемых при моделировании:
- Создание блочных моделей и интерполяция содержания различными современными методами.
 - Классификация, определение количества, и отчёт по содержаниям и геологическим запасам руды.
 - Процессы позволяющие разворачивать, распрямлять блочные модели сложных структур рудных тел.
 - Поддержка метода построения плоских (2D) многоугольников для крайне простых или крайне сложных месторождений.
 - Инструменты для моделирования пластовых месторождений.
5. Модуль Оптимизация карьера создаёт оптимальные контуры карьеров. Используя алгоритм Лерча-Гроссмана, данный модуль рассчитывает наиболее экономически выгодные контуры карьера с учётом цен на металл, потерь и разубоживания, данных переработки и прочих затрат:
- Улучшенная оптимизация карьеров, учитывающая переменные значения углов откоса, коэффициенты потерь и разубоживания и затраты на рекультивацию.
 - Система оценки извлекаемых резервов.
 - Процесс оптимизации карьеров по одному или нескольким полезным компонентам, различным типам руд и методам переработки.
 - Анализ и дисконтирование вложенных оболочек карьеров с учётом ставки дисконта, капитальных вложений и производительностей фабрики и добычи, а также с учётом рудных отвалов.
 - Улучшенная отчетность по блочным моделям.
6. Модуль Горный обеспечивает необходимыми инструментами для проектирования и разработки открытых карьеров и подземных рудников:
- Функция проектирования карьеров, откаточных путей, мест стоянки, тупиков, съездов и стадий отработки карьера.
 - Функция дизайна подземного рудника, штреков, штолен, вертикальных выработок, стволов шахт, наклонных и восстающих.
 - Инструменты для проектирования карьера с переменными значениями углов откосов, съездов.
 - Проектирование буровзрывных работ на карьере, включая инструменты для работы сбуровзрывными блоками, расчёты объёмов, создание файлов местоположения буровзрывных скважин и файлов опробования, и смещение рудных блоков взрывом.
 - Проектирование буровзрывных вееров для подземных горных работ, включая дизайн расположения, зарядку скважин, а также расчёты объёмов.
7. Модуль Календарное планирование позволяет создавать планы и отчёты, относящиеся к производству, посредством определения выемочных единиц, календаря ресурсов и нормы извлечения:
- Пространственное определение последовательности добычи.
 - Распределение ресурсов и календарей в календарном интерфейсе.
 - Интерактивное определение последовательности задач и просмотр эффекта в режиме 3D.
 - Использование блочной модели для создания отчётов по содержаниям, рудной массе с учётом времени.

8. Модуль Съёмка разработан специально для импорта и обработки данных маркшейдерской съёмки. Данный модуль обеспечивает пользователя инструментами для расчёта точек, стрингов, поверхностей и объёмов:

- Возможность импортировать данные с любого регистратора данных или тахеометра в текстовом формате.
- Обработка результатов полевых измерений.
- Создание и работа с Цифровой Моделью Поверхности (ЦМП).
- Расчёт объёмов между ЦМП или поперечных сечений.

9. Модуль Печать позволяет быстро перевести изображение с вида в MICROMINE в формат страницы, которую можно просматривать на любом Windows – совместимом устройстве:

- Мощная автоматика, позволяющая быстро создать множество чертежей.
- Использование встроенных шаблонов, позволяющих создать чертеж за секунды.
- Возможность наложения нескольких систем координат.
- Быстрый просмотр горизонтальных сечений разрезов.

Для продвижения своих программных продуктов компания Micromine разработала и постоянно поддерживает собственный сайт в Интернете www.ru.micromine.com, где содержится не только вся информация о деятельности компании, но и представлена обширная методическая база по всем вопросам компьютерного моделирования месторождений, патчи обновлений программного обеспечения.

23 августа 2016 году вышел новый пакет MICROMINE 2016, в котором значительно улучшена функциональность и стабильность программы, в соответствии с запросами пользователей.

В сложившихся условиях важной проблемой является уровень подготовки специалистов горно-геологической отрасли. Особое внимание компания Micromine Pty Ltd уделяет работе с высшими учебными заведениями, на льготных условиях поставляется программное обеспечение для ознакомления и обучения будущих геологов и горняков. Именно сегодняшние студенты – это те профессионалы, которые будут внедрять новые технологии для геологии и горного дела после завершения учёбы.

Необходимо отметить, что цифровые технологии эффективно внедряются в управление недрами и чем быстрее горные предприятия внедрят передовые компьютерные системы, тем эффективнее и рациональнее будет осуществляться добыча полезных ископаемых.

РАЗРАБОТКА МЕТОДА ПОВЫШЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ НЕОФЛЮСОВАННЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ ПУТЕМ ВВОДА МОДИФИЦИРУЮЩИХ ДОБАВОК

Шихалиева Л.О.^{1,2}, Марютина Т.А.^{1,2}, Никитченко Т.В.³

¹ФГАОУВО «Московский физико-технический институт (государственный университет)», Россия, г. Москва

²ООО «Инжиниринговый центр МФТИ по трудноизвлекаемым полезным ископаемым», Россия, г. Долгопрудный

³Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол
shikhalieva.lo@cet-mipt.ru

Аннотация. Приведены результаты лабораторных исследований по улучшению показателей прочностных свойств окатышей, путем ввода в шихту различных модифицирующих добавок. Исследованы зависимости изменения металлургических характеристик окатышей при модификации их состава. Подобраны оптимальные концентрации добавок силиката натрия и доломита для увеличения прочности окатышей на сжатие на 22% и 26% соответственно, при соблюдении установленных параметров окомкования и термической обработки окатышей.

Ключевые слова: Шихта; окатыши; связующее; модифицирующая добавка; бентонит; известь; обжиг; прочность.

DEVELOPMENT OF A METHOD TO IMPROVE THE STRENGTH IRON ORE PELLETS PROPERTIES BY USING ADDITIVES

Shikhalieva L.O.^{1,2}, Maryutina T.A.^{1,2}, Nikitchenko T.V.³

¹Moscow Institute of Physics and Technology(State University), Russia, Moscow

²MIPT Center for Engineering and Technology, Russia, Dolgoprudny

³Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Stary Oskol
shikhalieva.lo@cet-mipt.ru

Abstract. It was demonstrated the results of laboratory research to improve the strength properties of the pellets, by adding various binders to the charge. It was researched the dependence of changes in the metallurgical characteristics of the pellets in the modification of their composition. It was selected the optimal concentration of sodium silicate and dolomite to increase the compressive strength by 22% and 26% with parameters established by pelletizing and thermal treatment of the pellets.

Keywords: Charge; pellets; binder; additive; bentonite; lime; calcinating; strength.

Важнейшим металлургическим свойством железорудных окатышей, лимитирующим производительность доменной плавки, является его «горячая» прочность, которая сильно влияет на газопроницаемость столба шихты в доменной печи. В связи с этим разработка эффективной технологии получения железорудного сырья с повышенной прочностью приобретает особое значение и актуальность. Многочисленные исследования по улучшению качества обожженных железорудных окатышей проводятся уже не одно десятилетие [1], но по-прежнему не найден универсальный связующий материал [2], способный заменить дорогостоящий бентонит, или модифицирующая добавка, коренным образом улучшающая металлургические свойства окатышей. Использование отдельных групп веществ ведет к разубоживанию готовой продукции, применение других оказывается экономически не выгодно, третьи не обеспечивают необходимый уровень прочности готовой продукции [3]. При этом следует учитывать, что все вводимые в шихту вещества взаимодействуют с элементами пустой породы концентрата, поэтому природа железорудного концентрата имеет

первостепенное значение, и невозможно опыт одного предприятия растиражировать на всех производителей железорудных окатышей.

Настоящая работа посвящена важной и актуальной для теории и практики окускования сырья перед доменной плавкой проблеме улучшения прочности окатышей путем ввода в шихту упрочняющих добавок или замены флюса. Целью данной работы является создание не применяемой ранее на производствах технологии упрочнения окатышей с использованием модифицирующих добавок.

В данной работе было исследовано влияние четырёх модифицирующих компонентов, которые предположительно должны были обеспечивать повышение ударной прочности окатышей. В качестве добавок использовали углерод-наноструктурированный порошок «НУМ-Д», силикат натрия, доломит и магнезит в различных концентрациях. Сравнение влияния данных добавок проводилось на основе анализа получаемых металлургических характеристик, определяемых по принятым методикам ГОСТ [4]. Результаты характеристик экспериментальных окатышей с упрочняющими добавками сравнивались с результатами базовых окатышей, приготовленных без добавления модифицирующего компонента. В производстве окатышей использовался магнетитовый концентрат, полученный методом мокрого самоизмельчения и обогащенный магнитным способом.

С целью выявления факторов, оказывающих влияние на прочностные характеристики лабораторных окатышей, также был проведен анализ образцов на рентгеновском микротомографе, с возможностью получения изображения их трёхмерной структуры, с визуализацией пор, трещин и частиц неусвоенной пустой породы, а также анализ образцов на растровом электронном микроскопе.

По результатам лабораторных исследований было установлено, что все выбранные добавки обеспечивают повышение прочностных характеристик. Лучшей совокупностью металлургических показателей обладали окатыши, приготовленные с добавкой силиката натрия и доломита (Рис. 1).

Томографические исследования (Рис. 2) позволили получить внутреннюю структуру окатышей, приготовленных по различным рецептурам. По структуре укомплектованных между собой зерен и пустот, а также по локализации трещин, пор, неоднородностей была установлена связь прочностных свойств окатыша с процессом его формирования и термической обработкой. Внутренняя структура окатыша была исследована без разрушения самого образца и без подготовки шлифа.

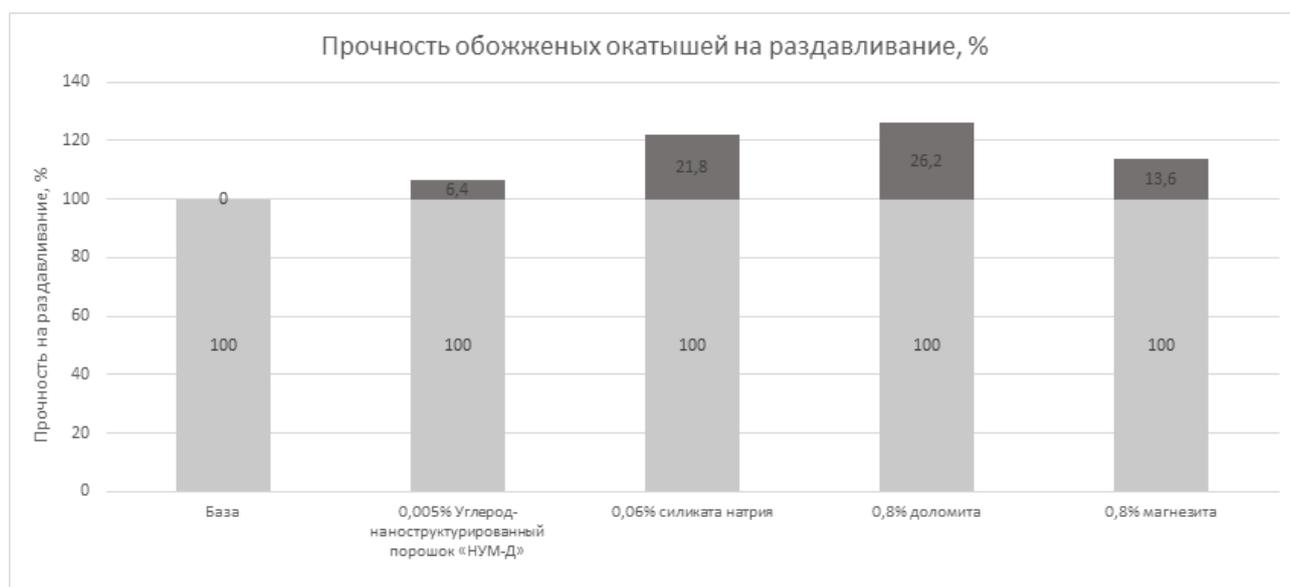


Рис. 1 – Распределение прочности обожженных окатышей на сжатие, полученных с различными добавками, кг/окатыш

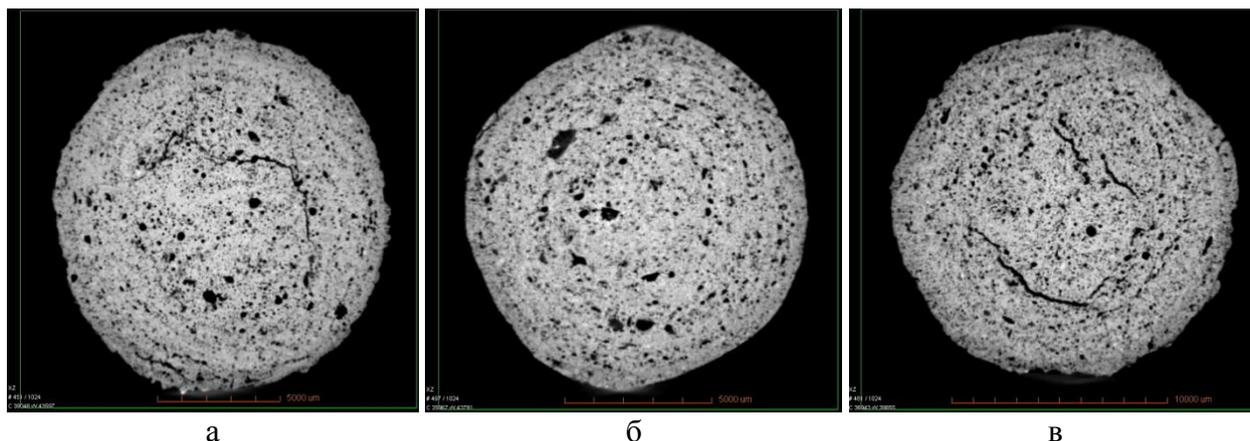


Рис. 2 – Сечения обожженных окатышей, полученные с помощью рентгеновского микротомографа:
а – известняк; б – известняк с добавкой силиката натрия; в – доломит;

При исследовании образцов на растровом электронном микроскопе, было получено, что окатыши с силикатом натрия и доломитом, в сравнении с окатышами базового спекания, характеризовались повышенным содержанием связи между хорошо укомплектованными зернами четкой формы, а также характеризовались областями конгломератов спаянных зерен, пронизанных железосиликатными связками.

Были также определены химические составы различных элементов микроструктуры: зерен концентрата, частиц пустой породы, связок. В процессе этого анализа были выявлены связки разных типов. Установлено, что преобладание высокожелезистых силикатных связок обеспечивает повышение прочностных характеристик железорудных окатышей.

При сравнении связок экспериментальных окатышей было получено, что связки высокожелезистого типа характерны для образцов с добавками 0,06% силиката натрия и 0,8% доломита (Рис.3).

В результате проведенных исследований по подбору и апробации упрочняющих добавок можно сделать заключение, что в технологии производства неофлюсованных железорудных окатышей путем ввода сравнительно небольшого количества модифицирующей добавки возможно получение окатышей с высокой механической прочностью без изменения режима термической обработки. Так добавка доломита в количестве 0,8% позволяет увеличить прочность окатышей на 26,7%, по сравнению с добавкой известняка в том же количестве, или силиката натрия Na_2SiO_3 в количестве 0,06% дает прирост прочности окатышей на 22%.

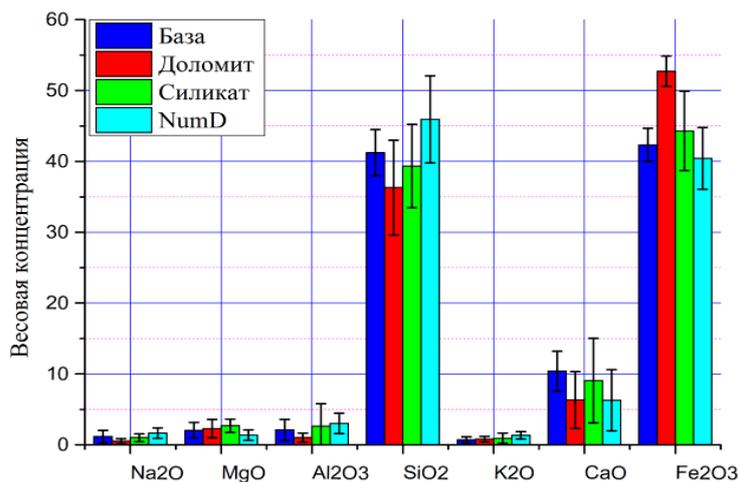


Рис. 3 – Весовые концентрации оксидов в железосиликатных связках различных экспериментальных окатышей

Для подтверждения данных, полученных в лаборатории необходимо проведение промышленных испытаний. Выбор добавки должен определяться технологическими возможностями производства и требованиями потребителя.

Список литературы

1. Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф., Антоненко Л.К. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей. М.: Metallurgy, 1994.- 240 с.
2. Eisele T. C., Kawatra S. K. A review of binders in iron ore pelletization, *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Rev.*, 2003, Vol. 24, pp. 1-90.
3. Шаврин А.В. Исследование и разработка технологических решений по улучшению металлургических свойств окатышей на основе оптимизации их структуры: автореф. дис. на соиск. учен. степ. к.т.н., Екатеринбург, 2006. - 24 с.
4. ГОСТ 24765-81 "Окатыши железорудные. Метод определения прочности на сжатие".

**ПРОИЗВОДСТВО ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС
ДЛЯ ЗАМЕЩЕНИЯ ХОЛОДНОКАТАНОГО ПРОКАТА
КАК ОДНО ИЗ РЕШЕНИЙ ПОВЫШЕНИЯ РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТИ
ЛИСТОПРОКАТНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ**

Румянцев М.И

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
Россия, г. Магнитогорск
mikhail.rumyantsev54@bk.ru; mir@magtu.ru

***Аннотация.** Выполнена оценка возможностей получения горячекатаного проката для замещения холоднокатаной листовой стали. Изучено качество поверхности горячекатаных полос для замещения холоднокатаного проката. Изложены элементы методики разработки режимов дрессировки для обеспечения нормированной шероховатости горячекатаного травленого металла.*

***Ключевые слова:** горячекатаная полоса, замещение холоднокатаного листового проката, механические свойства, шероховатость, дрессировка*

PRODUCTION OF HOT-ROLLED STRIPS FOR THE REPLACEMENT OF COLD-ROLLED SHEET STEEL AS ONE SOLUTION TO ENHANCE RESOURCE EFFICIENCY SHEET ROLLING TECHNOLOGY SYSTEMS

Rumyantsev M.I.

«Nosov Magnitogorsk State Technical University», Russia, Magnitogorsk
mikhail.rumyantsev54@bk.ru; mir@magtu.ru

***Annotation.** Evaluated the opportunities for hot-rolled steel to replace cold-rolled steel sheet. Considered the surface quality of hot-rolled strips to replace cold-rolled. Set out the elements of the methodology for the synthesis of temper rolling regimes to ensure the required roughness of hot-rolled metal*

***Keywords:** hot-rolled strip, cold-rolled sheet replacement, mechanical properties, roughness, temper rolling*

Введение

Для черной металлургии Российской Федерации важное значение имеют задачи внедрения технологий, которые позволят повысить эффективность действующих технологических систем и конкурентоспособность выпускаемой продукции, как за счет освоения современных видов металлопроката, так и за счет повышения ресурсоэффективности производства [1]. Одним из решений последней задачи может быть замещение ресурсоемкой продукции продукцией того же назначения и качества, но произведенной с существенно меньшими затратами. В этой связи интересны технологии производства горячекатаных полос и лент для замещения холоднокатаных. По оценкам, выполненным еще на рубеже XXI века [2 и др.], за счет исключения операций холодной прокатки и рекристаллизационного отжига снижение затрат может достигнуть 25\$/т.

1. Оценка возможностей получения горячекатаного проката для замещения холоднокатаной листовой стали.

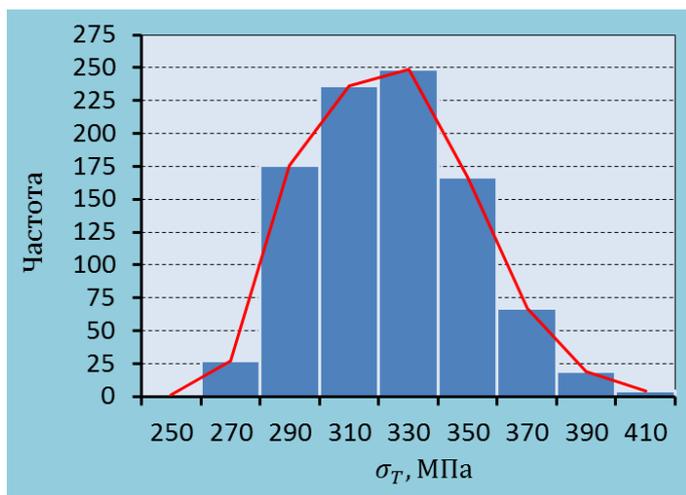
По нашему мнению [3] Наиболее перспективным является замещение холоднокатаного листового проката общего назначения. В типичном сортаменте цехов холодной прокатки около 20% составляют полосы толщиной 1,2-3,0 мм, поставляемые по ГОСТ 16523 с качеством отделки поверхности групп 2 и 3. При этом около 35% от этого количества составляют полосы толщиной 1,5-1,8 мм составляет. До

80% металла в рассматриваемой сортаментной группе поставляется со свойствами категории вытяжки Г и около 16% - со свойствами категории вытяжки Н. В целом указанной продукции характерны следующие диапазоны свойств $\sigma_{02} = 210-380$ МПа, σ_B от 270-380 до 490-720 МПа при минимальных значениях δ от 26 до 13%.

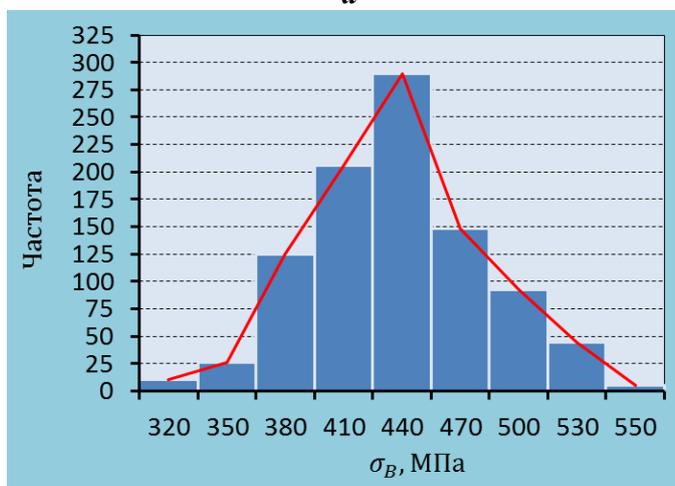
Горячая прокатка полос толщиной 2 мм и менее освоена не только на тонко-слябовых литейно-прокатных агрегатах [4-5], но и на широкополосных станах (ШСП). Если на рубеже 2000 г. полосы с толщиной из указанного диапазона занимали в типичном сортаменте ШСП около 11%, то в 2012 г. их доля составила 23% и к 2015 г. возросла до 31% (рис. 1).



Рис. 1. Развитие сортамента ШСП по толщине полос

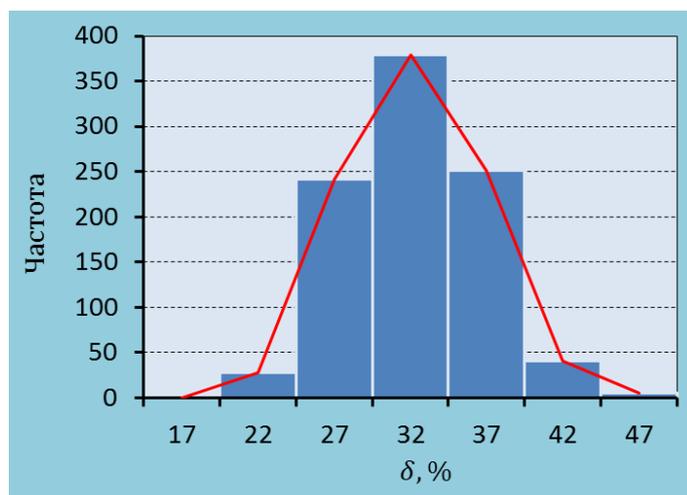


a



б

Анализ свойства 90 партий (946 полос, около 2700 т) горячекатаного проката текущего производства толщиной 1,5-2,0 мм из стали марок 08пс, S235JR, SAE 1006, SAE 1012, SAT 1010, SS400-1, St 37-2(М) показал, что для 85-90% горячекатаных полос из рассмотренных сталей характерны предел текучести 320-370 МПа, временное сопротивление разрыву 400-480 МПа, и относительное удлинение 25-35% (рис. 2). С применением оценок соответствия [6] установили, что в текущем производстве находится 41 позиция сортамента горячекатаной тонколистовой стали, пригодной для замещения холоднокатаного проката общего назначения из сталей обыкновенного качества и еще 9 позиций текущего сортамента могут быть применены для замещения холоднокатаного металла при условии улучшения качества по относительному удлинению.



6

Рис. 2. Вариация предела текучести (а), временного сопротивления разрыву (б) и относительного удлинения (г) горячекатаных полос из малоуглеродистой нелегированной стали

Чтобы определить условия получения на ШСГП горячекатаных полос для замещения холоднокатанных, множественным регрессионным анализом по методу включения переменных построили аппроксимации, отображающие влияние на свойства тонких полос химического состава стали, а также температур конца прокатки $t_{кп}$ и смотки $t_{см}$. Параметрическая оптимизация с применением полученных уравнений показала, что горячекатаная тонколистовая сталь, прокатываемая на ШСГП для замещения холоднокатаного проката нормальной, глубокой и весьма глубокой вытяжки должна содержать 0,09...0,11 % углерода и 0,25...0,56 % марганца, иметь углеродный эквивалентом $C^* = C + Mn/6 + Si/3$ в пределах от 0,12 до 0,18, а температуру конца прокатки и смотки необходимо задавать с учетом фактических значений границ интервала $\alpha \rightarrow \gamma$ из следующих соотношений ($^{\circ}C$): $t_{кп} = Ar_3 + 300C^* - 40$ и $t_{см} = Ar_1 - (100...110)$ [7, 8]. Здесь Ar_3 и Ar_1 - верхняя и нижняя границы интервала $\alpha \rightarrow \gamma$ превращения, которые оценивали по формулам, приведенным в работе [9]

$$Ar_3 = 913,7 - 207,13C - 46,6Mn + 110,54Cr + 108,1Ni; \quad (1)$$

$$Ar_1 = 741,7 - 7,13C - 14,09Mn + 16,26Si + 11,54Cr - 49,69Ni. \quad (2)$$

Также была опробована технология производства горячекатаных полос для замещения холоднокатаного оцинкованного проката по ГОСТ 14918 из малоуглеродистой качественной стали [10]. Анализ особенностей трансформации свойств горячекатанного металла в агрегате цинкования [11] позволил определить, что для замещения холоднокатаного оцинкованного металла предпочтительно использовать горячекатаный прокат из стали, содержащей 0,09...0,20% C; 0,37...0,54% Mn; 0,02...0,07% Si; 0,02...0,06% Cr и 0,03...0,09% Ni с углеродным эквивалентом $C^* = 0,14...0,28$. Температуру конца прокатки следует принимать из соотношения

$t_{\text{кп}} = Ar_3 + 2460(C^*)^2 - 1240C^* + 140 \text{ }^\circ\text{C}$, а температуру смотки - равной 680...700 °С при $C^* \leq 0,19$ и 660...680 °С при $C^* > 0,19$ [12].

2. Качество поверхности горячекатаных полос для замещения холоднокатаного проката.

Важной характеристикой холоднокатаной листовой стали является качество поверхности. Для оценки горячекатаных полос текущего производства с данной точки зрения изучили их шероховатость и загрязненность после травления. Загрязненность горячекатаного травленного металла оценивали методом реплик [13]. В ГОСТ 16523 данный метод не предусмотрен, но применяется по требованию потребителей в соответствии с особыми условиями поставки и техническими требованиями. Установили, что загрязненность поверхности тонких горячекатаных полос, травленных в растворе соляной кислоты, не превышает 3 баллов (рис. 3). Аналогичные показатели характерны для холоднокатаного металла общего назначения, поставляемого без особых требований к качеству поверхности. Таким образом, травленные горячекатаные полосы текущего производства могут быть применены для замещения холодно-катаных общего назначения и с учетом реальной загрязненности поверхности.

Сравнение шероховатости [3] показало, что для холоднокатаного металла, поставляемого по ГОСТ 16523, параметр Ra колеблется от 0,5 до 1,6 мкм (рис. 4,б). Для горячекатаных полос (рис. 4,а) характерна вариация Ra в пределах 0,6-2,9 мкм, причем почти 75% имеют шероховатость 0,6-1,9 мкм. В целом, можно сказать, что шероховатость горячекатаного металла текущего производства несколько больше шероховатости холоднокатаного. Однако, поскольку для холоднокатаного проката общего назначения, который подвергается нормальной и глубокой вытяжке и поставляется с поверхностью группы отделки 2 или 3, шероховатость поверхности не нормируется, отмеченные различия не являются критическими. При необходимости получения горячекатаного травленного проката с нормированной шероховатостью, полосы могут быть дополнительно подвергнуты дрессировке.

3. Обеспечение нормированной шероховатости травленного металла.

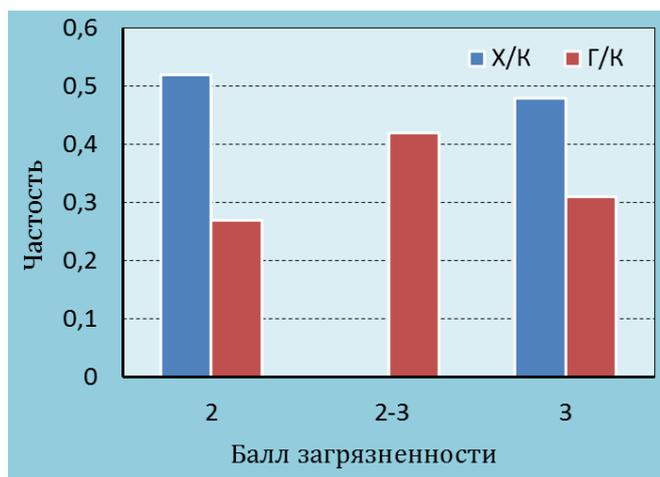
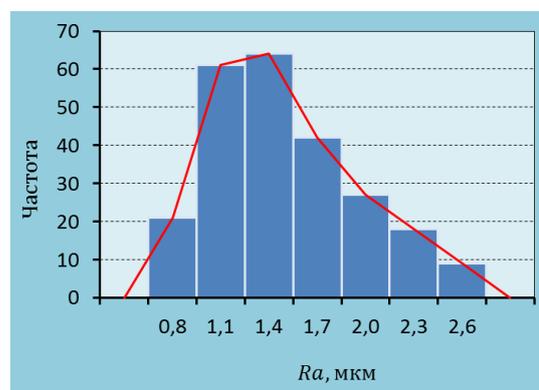
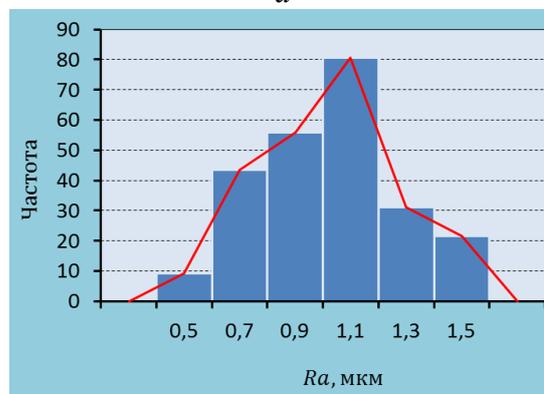


Рис.3. Оценки загрязненности горячекатаного травленного (Г/К) и холоднокатаного (Х/К) металла [3]



а



б

Рис. 4. Вариация шероховатости горячекатаных (а) и холоднокатаных (б) полос, поставляемых по ГОСТ 16523

В очаге деформации шероховатость переднего конца полосы (например - среднее арифметическое отклонение профиля Ra_1) формируется из исходной шероховатости Ra_0 под воздействием рабочего вала с шероховатостью Ra_g (рис. 5). Широко распространен подход в соответствии с которым шероховатость полосы рассматривают как результат отпечатываемости микрогеометрии вала.

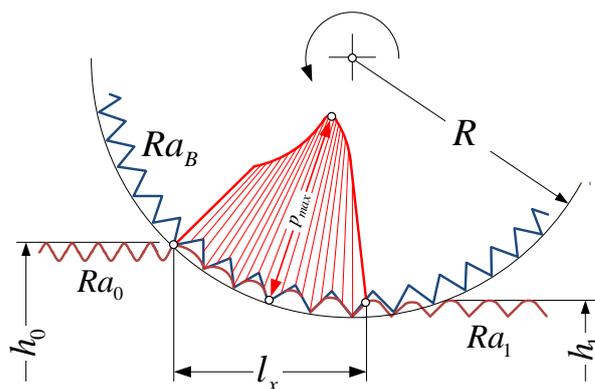


Рис.5. Шероховатообразование в очаге деформации при прокатке и дрессировке [14]

Этот процесс характеризуется коэффициентом отпечатываемости [15-16 и др.]:

$$v_{Ra} = Ra_1 / Ra_g \quad (3)$$

Анализ результатов исследования шероховатообразования при дрессировке, полученных ранее [17], показывает, что коэффициент отпечатываемости зависит от различия параметров микрогеометрии вала и заднего конца полосы (рис. 6,а), а также от коэффициента напряженного состояния n_σ металла в очаге деформации, влияние которого усиливается с увеличением отношения абсолютного обжатия полосы $\Delta h = h_0 - h_1$ к высотному параметру шероховатости вала (рис. 6,б).

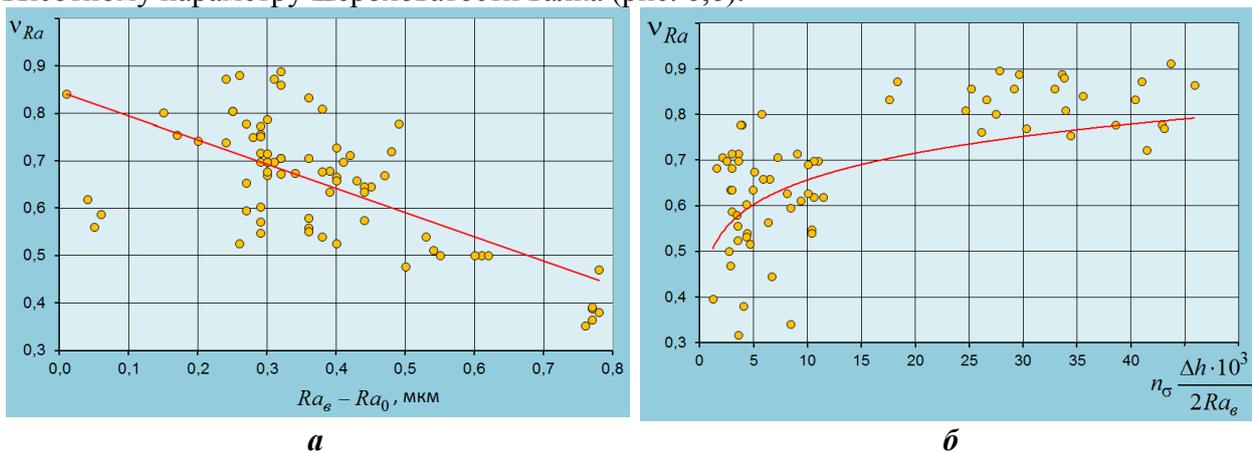


Рис. 6. Тенденции влияния на коэффициент отпечатываемости различия параметров шероховатости вала и заднего конца полосы (а) и коэффициента напряженного состояния металла в очаге деформации (б)

Указанные тенденции статистически надежно отображаются аппроксимацией

$$v_{Ra} = 0,509 \left(n_\sigma \frac{\Delta h \cdot 10^3}{2 Ra_g} \right)^{0,201 - 0,229(Ra_g - Ra_0)} \quad (4)$$

для которой при доверительной вероятности 95% показатель достоверности аппроксимации $R^2=0,762$; расчетное число Фишера $F_p=115,261$ при табличном значении $F_{95}=3,124$; расчетные числа Стьюдента для коэффициентов регрессии $|t_{bj}|$ находятся в пределах от 5,767 до 21,898 при табличном значении $t_{95}=1,993$.

Погрешность применения формулы (4) для прогноза шероховатости горячекатанного дрессированного металла оценили на основе результатов опытной дрессировки

горячекатаных травленных лент из стали марок 08Ю, 08пс и СтЗсп (таблица). Валки диаметром 400 мм имели шероховатость $Ra_g=1,14\pm 0,02$ мкм (вдоль образующей валка). Шероховатость образцов перед дрессировкой $Ra_0=1,01\pm 0,03$ мкм (поперек направления прокатки). Коэффициент напряженного состояния определяли расчетным методом $n_\sigma = P_1 / (1,15\sigma_T l_x)$, где P_1 - усилие дрессировки на единицу ширины ленты (вычисляли по формуле В.Л. Мазура и Б.П. Колесниченко [18]). Обнаружили достаточно высокое соответствие фактических и расчетных значений Ra_1 . Абсолютная погрешность находится в пределах от -0,07 до +0,16 мкм при среднем значении 0,05 мкм; относительная – от минус 6,5 до 20,5% при среднем значении 5,3%.

Таблица

Условия эксперимента и шероховатость горячекатаной дрессированной лены

Марка стали	h_0 , мм	σ_T , Н/мм ²	σ_ϵ , Н/мм ²	δ , %	ϵ , %	Ra_1 , мкм		Ошибка	
						Факт.	Расч.	мкм	%
08пс	2,22	340	420	22	0,5	0,78	0,94	0,16	20,5
08пс	2,18	320	400	29	0,9	1,08	1,01	-0,07	-6,5
08пс	2,18	320	400	26	1,3	0,95	0,92	-0,03	-3,2
08пс	2,18	320	400	26	1,3	1,03	1,06	0,03	2,9
СтЗсп	2,15	410	490	25	1,4	0,89	1,04	0,15	16,9
СтЗсп	2,14	410	490	25	1,4	0,92	1,02	0,10	10,9
08Ю	2,0	300	380	29	2,0	1,02	1,11	0,09	8,8
08Ю	2,0	290	370	29	3,0	0,99	1,06	0,07	7,1

Параметр шероховатости Ra холоднокатаного проката общего назначения колеблется в основном от 0,8 до 1,2 мкм (рис. 4,б). Рассмотрим задачу обеспечения указанной шероховатости на поверхности травленного горячекатаного металла размерами 1,5x1250 мм из стали 08пс, предназначенного для замещения холоднокатаного проката категории ОК300В по ГОСТ 16523. В состоянии поставки металл должен иметь $\sigma_B=300-480$ МПа и δ не менее 21 %. Перед дрессировкой, в горячекатаном состоянии, $\sigma_{Bзк}=390$ МПа, $\delta_{зк}=29$ %, $\sigma_{Тзк}=350$ МПа.

Выполнили расчеты при шероховатости валка 1,5; 2,0 и 2,5 мкм в диапазоне обжатий $\epsilon = 0,5-2,8$ %. Коэффициент отпечатываемости рассчитывали по формуле (4), в которой коэффициент напряженного состояния n_σ вычисляли с применением упомянутой выше формулы В.Л. Мазура и Б.П. Колесниченко. Свойства дрессированного металла прогнозировали, используя найденные ранее коэффициенты преобразования временного сопротивления (K_{σ_B}) и относительного удлинения (K_δ):

$$\sigma_{Вдр} = \sigma_{Bзк} K_{\sigma_B} = \sigma_{Bзк} (0,992 + 0,048\epsilon); \quad (5)$$

$$\delta_{op} = \delta_{зк} K_\delta = \begin{cases} \delta_{зк} & \text{при } \epsilon \leq 0,75\% \\ \delta_{зк} (1,098 - 0,018\epsilon + 0,037\epsilon^2) & \text{при } \epsilon > 0,75\% \end{cases} \quad (6)$$

Во всем диапазоне обжатий $\sigma_{вдр}$ и $\delta_{др}$ соответствуют требованиям ГОСТ 16523 к холоднокатаному прокату категории ОК300В. С увеличением обжатия шероховатость дроссированной полосы возрастает от 0,5-0,8 до 0,9-1,5 мкм (рис.4). При шероховатости валков 2,5 мкм заданная микрогеометрия горячекатаной полосы будет обеспечена дроссировкой с обжатием 0,5-1,5%. Валки с $Ra_g = 0,15$ мкм обеспечат требуемую шероховатость полосы при обжатиях не менее 1,5%. В случае использования валков шероховатостью 2,0 мкм требуемая микрогеометрия полосы будет достигнута при обжатии 1,0-2,5%.

Заключение.

Современное состояние техники и технологии широкополосных станов горячей прокатки позволяет производить горячекатаные полосы толщиной 1,5-2,5 мм, механические свойства и качество поверхности которых делает возможным их применение (после травления) для замещения холоднокатаного проката общего назначения. При необходимости, нормированная микрогеометрия поверхности горячекатаных полос может быть обеспечена дроссировкой валками с шероховатостью $Ra = 1,5-2,5$ мкм при вариации обжатия в пределах 0,5-2,5 % и их дифференциацией во взаимосвязи с текущей микрогеометрией валков. За счет уменьшения затрат при неизменной производственной программе выпуск и отгрузка горячекатаных полос со свойствами холоднокатаного проката общего назначения повысит ресурсоэффективность действующих листопркатных технологических систем.

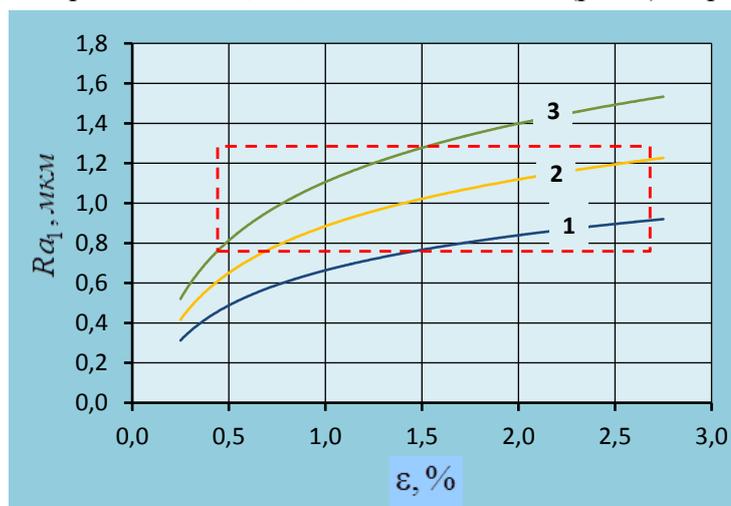


Рис. 7. Влияние обжатия на микрогеометрию горячекатаной полосы при дроссировке валками с шероховатостью 1,5 (1), 2,0 (2) и 2,5 мкм (3)

Список литературы

1. Об утверждении Стратегии развития черной металлургии России на 2014 - 2020 годы и на перспективу до 2030 года и Стратегии развития цветной металлургии России на 2014 - 2020 годы и на перспективу до 2030 года // Приказ Министерства промышленности и торговли РФ от 5 мая 2014 г. № 839. <http://www.garant.ru/products/ipo/prime/doc/70595824/> (дата обращения: 02.05.2015).
2. Ганжин В., Киселёв Ю. Технология XXI века. Перспективы России // Национальная металлургия. 2003. № 1. С. 77-85.
3. Оценивание качества тонких горячекатаных полос для определения возможности замещения холоднокатаной листовой стали общего назначения / М.И. Румянцев, И.Г. Шубин, А.Н. Завалицин и др. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 69-73.
4. Новейшая технология производства горячекатаной полосы / В.Бальд, Г.Кнеппе, Д.Розенталь и др. // МРТ, 2000. С. 26-41.
5. Тонкослябовые литейно-прокатные агрегаты для производства стальных полос / В.М. Салганик, И.Г. Гун, А.С. Карандаев и др. М.: Издательство МГТУ имени Н.Э. Баумана, 2003. 506 с.
6. Румянцев М.И., Цепкин А.С, Оплачко Т.В. Унифицированный подход к расчету дифференциальных оценок при квалиметрическом оценивании качества проката // Вестник

Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 3. С. 61-64.

7. Разработка технологии производства горячекатаного тонколистового проката для замещения холоднокатаного проката аналогичного назначения / М.И. Румянцев, И.Г. Шубин, А.Н. Завалищин и др. // Производство проката. 2009. № 4. С. 30-34.

8. Способ производства горячекатаной тонколистовой стали / М.И. Румянцев, И.Г. Шубин, А.С. Цепкин и др. // Патент 2365639 РФ, МПК7 С21D 8/04 // БИПМ. 2009. № 16.

9. Коцарь С.Л., Белянский А.Д., Мухин Ю.А. Технология листопрокатного производства. М., Metallurgia, 1997. 272 с.

10. Разработка технологии производства горячекатаной тонколистовой оцинкованной стали / Р.А. Исмагилов, М.И. Румянцев, А.Н.Завалищин и др. // Сталь. 2006. № 7. С. 49 - 53.

11. Исмагилов Р.А. Технология производства тонких горячекатаных оцинкованных полос с применением прокатки на широкополосном стане: Дис. канд. техн. наук. Магнитогорск: ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». 2007. 183 с.

12. Способ производства горячекатаного листа для цинкования / М.И. Румянцев, И.Г. Шубин, Р.А. Исмагилов // Патент 2366731 РФ, МПК7 С22С 38/40 // БИПМ. 2009. № 18.

13. Горбунов А.В. Метод оперативного контроля загрязненности поверхности // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Сб. науч. тр. аспирантов и соискателей. Магнитогорск: МГТУ, 2000. С. 62-68.

14. Румянцев М.И. Об одном подходе к моделированию шероховатообразования полосы при холодной прокатке // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: междунар. сб. научн. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова». 2015. Вып.21. С. 45-59.

15. Отделка поверхности листа / В.И. Мелешко, А.П. Чекмарев, В.Л. Мазур и др. М.: Metallurgia. 1975. 373 с.

16. Трайно А. И. Исследование и разработка способов управления шероховатостью поверхности холоднокатаных листов: Дис. канд. техн. наук. М.: ЦНИИЧермет им. Бардина. 1981. 167 с.

17. Румянцев М.И. Улучшение качества черной жести регулированием ее микрогеометрии при дрессировке: Дис. канд. техн. наук. Магнитогорск: Магнитогорский горно-металлургический институт им. Г.И. Носова. 1989. 202 с.

18. Мелешко В.И., Мазур В.Л., Качайлов А.П. Прогрессивные методы прокатки и отделки листовой стали. М.: Metallurgia, 1980. 325 с.

ВВОД В ЭКСПЛУАТАЦИЮ СОВРЕМЕННОЙ ОБЖИГОВОЙ МАШИНЫ МОК-1-592 НА ФАБРИКЕ ОКОМКОВАНИЯ ПАО "МИХАЙЛОВСКИЙ ГОК"

С.И. Кретов¹, А.В. Козуб¹, А.И. Панченко¹, П.В. Пузаков¹, С.П. Пигарев¹
А.А.Солодухин², В.В. Брагин²

¹ПАО "Михайловский ГОК" (г. Железногорск, Россия),
²ООО "НПВП ТОРЭКС" (г. Екатеринбург, Россия)

Аннотация. В статье изложены основные аспекты строительства и ввода в эксплуатацию современной обжиговой машины МОК-1-592 на фабрике окомкования ПАО «Михайловский ГОК»

Ключевые слова: ПАО "Михайловский ГОК", МГОК, ООО "НПВП ТОРЭКС", фабрика окомкования, ФОК, железорудные окатыши, новая обжиговая машина, МОК-1-592

COMMISSIONING MODERN ROASTING MACHINE IOC-1-592 IN THE PELLETIZING PLANT OF PJSC "MIKHAILOVSKY GOK"

S.I. Kretov¹, A.V. Kozub¹, A.I. Panchenko¹, P.V. Puzakov¹, S.P. Pigarev¹
A.A. Solodukhin², V.V. Bragin²

Ltd. 1 PJSC "Mikhailovsky GOK" (Zheleznogorsk, Russia),
Ltd. 2 "NSAIDs TOREKS" (Ekaterinburg, Russia)

Abstract. The article outlines the main aspects of the construction and commissioning of the IOC-1-592 modern kiln pelletizing machine to factory PJSC «Mikhailovsky GOK»

Key words: PJSC "Mikhailovsky GOK", Mikhailovsky GOK, LLC "NSAIDs TOREKS" pelletizing plant, FLC, iron ore pellets, the new roasting machine, the IOC-1-592

Михайловский горно-обогатительный комбинат (МГОК) входит в состав холдинга Компании «Металлоинвест» и является одним из крупнейших в России и странах СНГ предприятием по добыче, обогащению железной руды и производству из нее железорудных окатышей. Разработка железорудного месторождения ведется открытым способом, по уточненным данным запасы которого составляют примерно 16 млрд тонн.

Основными видами товарной продукции МГОКа являются: агломерационная руда, доменная руда, доменный концентрат, железорудный концентрат, неофлюсованные и офлюсованные окатыши. Железорудный концентрат, как товарный продукт, производят на дробильно-обогатительном комплексе, а производство неофлюсованных и офлюсованных окатышей из железорудного концентрата сконцентрировано на фабрике окомкования (ФОК).

В декабре 2016 г. ФОК планирует отметить свой 40-летний юбилей принятием в эксплуатацию новой дополнительной мощности – современной обжиговой машины МОК-1-592. Ровно 40 лет назад на ФОКе была введена в строй обжиговая машина конвейерного типа ОК-520 № 1, площадью спекания 520 м² и производительностью 3,1 млн. тонн по обожженным окатышам, а спустя год в эксплуатацию была сдана обжиговая машина ОК-520 № 2. В ноябре 1979 года на ФОКе уже были достигнуты проектные показатели по выпуску готовой продукции, которые по данным исторической справки составили 6,229 млн. тонн окатышей.

В связи с увеличением спроса на железорудные окатыши и значительным увеличением цен на энергоносители специалистами ПАО «Михайловский ГОК» совместно со специалистами ООО «НПВП ТОРЭКС» в 2002-2008 г.г. на ФОК реализованы мероприятия,

направленныена увеличение производительности действующих обжиговых машин№№1и2 и снижение удельных норм расходов энергоносителей. Сущность таких мероприятий заключается в усовершенствовании теплотехнических схем путем изменения соотношения зон обжиговых машин, более рациональном использовании температурного режима, частичном изменении схемы газопотоков обжиговых машин с целью повторного использования тепла отходящих газов. В частности, объем производства окатышей был увеличен до 10,0 млн. т в год при уменьшении удельного расхода газа на 45 %. Выбор тех или иных мероприятий вполне оправдан, но определяется спецификой конкретных условий и поставленных задач.

Одновременно с нарастанием объемов производства в выпуске железорудного концентрата нарастающим спросом на окатыши для доменного производства в 2007 году Советом Директоров Компании «Металлоинвест» принято решение о проектировании и строительстве нового технологического комплекса вводом в эксплуатацию дополнительной третьей мощности – современной обжиговой машины конвейерного типа МОК-1-592 производительностью 5 млн.тонн в год по обожженным окатышам.Для включения строящегося комплекса в существующую инфраструктуру комбината проектом предусматривалось, что строительная площадка новой фабрики должна примкнуть к действующим объектам МГОКа – фабрике окомкования и дробильно-обогательному комплексу.

Для обеспечения решения поставленной задачи в качестве генерального проектировщика по строительству нового технологического комплекса с вводом в эксплуатацию современной обжиговой машины типа МОК-1-592 Компанией был выбран проектный институт ЗАО «Механобр инжиниринг» (г.Санкт-Петербург), общее руководство проектом, а также поставку основного технологического оборудования возложить на ПАО «Уралмашзавод»,разработкутехнологического регламента с технологической схемой (рис. 1) нового производствапоручить ООО «НПВП ТОРЭКС» (г.Екатеринбург).

Как видно из рисунка 1, технологическая схема, разработанная специалистами ООО «НПВП ТОРЭКС» отвечает современным мировым требованиям процесса производства окатышей и включает в себя следующие технологические операции: сгущение и фильтрация железорудной пульпы; прием компонентов шихты; дозирование компонентов шихты; смешивание

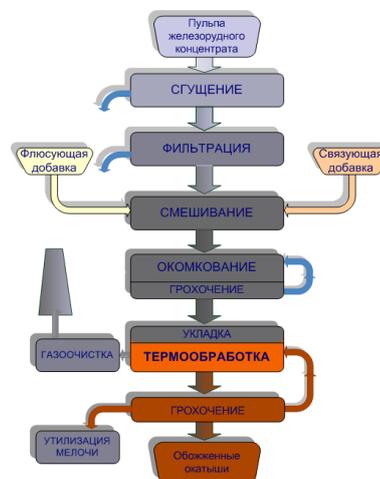


Рис.1. Технологическая схема производства железорудных окатышей ТКОМ № 3

компонентов шихты; окомкование шихты; грохочение сырых окатышей; загрузка сырых окатышей на обжиговую машину; термическая обработка окатышей на обжиговой машине типа МОК-1-592; грохочение и выделение окатышей постели; складирование и отгрузка обожженных окатышей; улавливание и утилизация железосодержащих отходов.

Особое внимание при проектировании выше представленной технологической схемы производствауделено операции термической обработкисырых окатышей, поскольку в составе проекта принято решение реализовать в конструкции обжиговой машины принципиально новую теплотехническую схему, не имеющую аналоговв мире (рис. 2).

Следует отметить, что в проекте технологического комплекса с отечественной обжиговой машиной МОК-1-592 четвертого поколения максимально использованы технические решения и элементы тепловой схемы, уже реализованные на действующих обжиговых машинах №1 и №2 ПАО «Михайловского ГОКа».

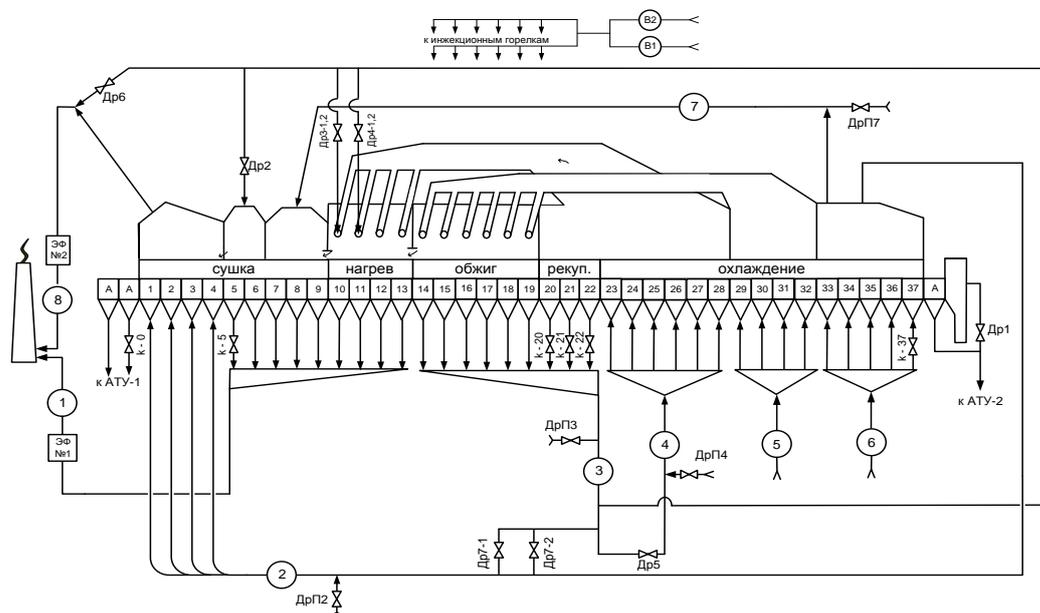


Рис.2. Тепловая схема обжиговой машины МОК-1-592

Основными технологическими и теплотехническими решениями, реализуемыми в новой тепловой схеме МОК-1-592 МГОКа, явились: трехсекционная зона сушки, гарантирующая интенсивный процесс сушки слоя окатышей без их разупрочнения и разрушения при сохранении традиционной реверсивной схемы фильтрации теплоносителя через слой; переточная система, обеспечивающая максимальное использование теплоты обожженных окатышей из зоны охлаждения с селективным ее распределением по теплопотребляющим технологическим зонам обжиговой машины и безвентиляторным способом транспортировки теплоносителя; газоходная система, осуществляющая рециркуляцию теплоносителя с высокой степенью использования тепла отработанных газов из зон нагрева, обжига, рекуперации, охлаждения и минимальным объемом газов, сбрасываемых в дымовую трубу; эффективная и современная огнеупорная футеровка и теплоизоляция горнов, коллекторов и газоходов обжиговой машины с использованием футеровочных и теплоизоляционных материалов нового поколения с низкой теплопроводностью и удельным весом, существенно снижающая нагрузки на несущие конструкции обжиговой машины, потери теплоты в атмосферу, эксплуатационные затраты на обслуживание; современная система КИП автоматизации контроля и стабилизации технологических параметров и управления технологическим процессом на основе микропроцессорных средств автоматизации, обеспечивающая стабилизацию технологических параметров и заданного качества обожженных окатышей при оптимизации технико-экономических показателей и теплоэнергетических затрат на производство.

Разработанная специалистами ООО «НПВП ТОРЭКС» новая теплотехническая схема обжиговой машины МОК-1-592 прошла всестороннюю детальную проработку, включая изучение физико-химических процессов обжига сырых окатышей с учетом тепловых и геометрических особенностей новой обжиговой машины.

На основании полученных данных, а также базируясь на собственном многолетнем опыте, специалистами ООО «НПВП ТОРЭКС» были сформированы требования к конструкции основного и вспомогательного оборудования новой обжиговой машины

МОК-1-592, которые и легли в основу исходных данных при проектировании новой фабрики обжигания ТКМ 3.

В конце 2008 года уже были завершены работы по подготовке территории для строительства нового комплекса и по строительству временного городка для размещения строителей. Однако в связи с мировым финансово-экономическим кризисом, реализация Проекта была приостановлена, в т.ч. приостановлены договоры на поставку основного технологического оборудования.

В 2010 году на основании решения Совета Директоров ООО УК «МЕТАЛЛОИНВЕСТ» было принято решение о возобновлении Проекта, проведены переговоры о возобновлении обязательств по приостановленным договорам с подрядными организациями. Реализация проекта продолжилась.

В феврале 2015 году на ФОКе строительство нового технологического комплекса ТКМ 3 (рис. 3) завершилось пробным пуском главного привода обжиговой машины, а в июле 2015 года выпущена пробная партия концентрата на участке фильтрации, произведен пробный выпуск сырых окатышей. Таким образом общая стоимость проекта с разбивкой по источникам финансирования по итогам окончания строительства составило 17,3 млрд.руб. с учетом налога на добавленную стоимость.

25.09.2015 произведен официальный запуск Комплекса в опытно-промышленную эксплуатацию с новой обжиговой машиной МОК-1-592 производительностью 5 млн. тонн в год по обожженным окатышам с достижением гарантированных показателей по проекту. На официальном запуске новой обжиговой машины присутствовали: премьер-министр РФ Д.А. Медведев, губернатор Курской области А.Н. Михайлов и первые лица управляющей Компании «Металлоинвест» А.В.Варичев, А.А. Угаров и управляющий директор ПАО «Михайловский ГОК» С.И.Кретов.



Рис. 3. Обжиговая машина МОК-1-592 в составе ТКМ № 3 ФОК

В октябре-ноябре 2016 года согласно договорных обязательств между ПАО «Михайловский ГОК» и ОАО «Уралмашзавод», с целью подтверждения достигнутых показателей, проведены эксплуатационные испытания оборудования технологического комплекса обжиговой машины №3. Основные результаты выполненных испытаний представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные показатели

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Значение
1	Производительность МОК-1-592 по обожженным окатышам,	т/час	631
2	Удельный расход природного газа	нм ³ /т об. ок.	не более 10
3	Удельный расход электроэнергии	кВт*ч/т об. ок.	не более 36
4	Прочность на сжатие товарных окатышей	кг/ок.	не менее 250

Как видно из таблицы 1, эксплуатационные испытания показали удовлетворительные результаты - достигнуты проектные показатели по всем технологическим параметрам.

Таким образом, введение комплекса ТКМ-3 в эксплуатацию на ФОК увеличит производство окатышей в 1,5 раза, а для Михайловского ГОКа в целом это сопровождается укреплением рыночных позиций и соответственно благополучным развитием экономики комбината.

УДК 669.162.1: 669.046.41

ПОВЕДЕНИЕ ГЕТЕРОГЕННОГО МАГНЕТИТА В ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ

Писарев Сергей Александрович, Малышева Татьяна Яковлевна, Горбунов Владислав Борисович

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва, Научно-образовательный центр «Инновационные металлургические технологии»

labbor408@mail.ru

Ленинский проспект 4, 8(495) 638-46-19

Аннотация: Особенностью руд Ковдорского месторождения является наличие в их составе магнетита гетерогенного строения, когда в железомagneитовой матрице изоморфные примеси присутствуют в виде отдельных шпинельных фаз: $FeAl_2O_4$, $MgFe_2O_4$, $TiFe_2O_4$. Исследован процесс фазовых превращений кристаллов магнетита гетерогенного строения в условиях приближенных к агломерационному. Проведен сравнительный анализ поведения концентратов руд различного генезиса в окислительно – восстановительных условиях.

Ключевые слова: железные руды, магнетит гетерогенного строения, агломерационный процесс.

BEHAVIOR OF HETEROGENEOUS MAGNETITE REDUCING-OXIDIZING CONDITIONS

Pisarev Sergey Aleksandrovich, Malysheva Tatyana Yakovlevna, Gorbunov Vladislav Borisovich

National University of Science and Technology «MISiS», Russia, Moscow

Leninskiy prospect 4, 8(495) 638-46-19

Abstract: A feature of ores Kovdor deposits is the presence in their composition of magnetite heterogeneous structure when zhelezomagnievoy matrix isomorphous impurities are present as separate phases spinel: $FeAl_2O_4$, $MgFe_2O_4$, $TiFe_2O_4$. The process of phase transformations of the heterogeneous structure of the magnetite crystals in the conditions close to the sintering. A comparative analysis of the behavior kontsetratov ores of different genesis in the oxidation - reduction conditions.

Keywords: iron ore, magnetite heterogeneous structure, agglomeration process.

Вопрос повышения прочности офлюсованных агломератов всегда являлся приоритетным для металлургов - технологов. Особо остро этот вопрос встал после перехода большинства предприятий на неофлюсованные окатыши. Ситуация осложняется тем, что комбинаты России используют в составе агломерационной шихты концентраты из руд различного генетического типа. К примеру, аглофабрики ПАО "Северсталь" используют магнетитовые концентраты двух руд осадочных железистых кварцитов Оленегорского и магматических руд Ковдорского месторождений. Концентрат руды Оленегорского месторождения представлен магнетитом (Fe_3O_4) имеет гомогенное строение и по составу близок к стехиометрии $FeO - 31\%$, $Fe_2O_3 - 69\%$. Концентрат из руд месторождения Ковдор имеет магнетит гетерогенного строения, представляет собой продукт распада твердых растворов. В их кристаллах элементы изоморфных примесей существуют в виде отдельных минеральных фаз: герценита $FeAl_2O_4$, магнезиальной шпинели $MgFe_2O_4$ и ульвошпинели $TiFe_2O_{4x}$, и каждая из этих минералов имеет отличные от матрицы магнетита физико - химические свойства. Магнетитовый концентрат является продуктом обогащения комплексных бадделит - апатит - магнетитовых руд месторождения Ковдор. Кроме того особенностью кристаллов магнетита гетерогенного строения является их фазовая и микроструктурная неоднородность, осложняющая решение ряда прикладных задач.

Ответ на вопрос о влиянии микроструктуры магнетита на процессы спекания железорудных агломератов в последние годы решался путем сравнения механизмов упрочнения промышленных агломератов, полученных с участием в шихте магнетитовых руд гомогенного (ММК) и гетерогенного (ЧерМК) строения. В своей работе [1] авторы проводили сравнительный анализ агломератов из генетически одинаковых магнетитовых руд в интервале основности от 1,0 до 3,0 и установили, что агломераты имеют различные показатели холодной прочности. Так магнитогорские агломераты, до основности 1,6 имеют связку в виде высокожелезистого оливина $CaFeSiO_2$, при дальнейшем увеличении основности в силикатной связке появляется двукальциевый силикат Ca_2SiO_4 . Особый интерес представляет основность 1,6. При этой основности в агломерационный расплав переходит максимальное количество железа магнетита и одновременно повышается окислительный потенциал газовой фазы. Расплавообразующим компонентом вместо двухвалентного железа становится трехвалентное, которое резко меняет направление минералообразования в расплаве. В итоге начинает идти процесс замещения силикатных связок ферритными, в результате которых начинается рост прочности агломератов. Результаты исследований машнитогорских агломератов свидетельствуют о том, что кристаллы магнетита гомогенного строения активно переходят в железосиликатный расплав. Однако результаты исследований череповецких агломератов свидетельствуют об иной, по сравнению с магнитогорскими агломератами зависимости холодной прочности от основности. При низкой основности связкой рудных зерен, как и в случае с магнитогорскими агломератами, является высокожелезистая силикатная фаза оливинового состава $CaFeSiO_4$. На построение оливиновой фазы из железосиликатного расплава расходуется практически все железо магнетита. Вслед за повышением основности в связке агломератов появляется высококальциевый силит - мелилит, в котором железо присутствует только в виде изоморфной примеси. Только с ростом основности выше 2,0 в череповецких агломератах меняется направление минералообразования связок, когда вместо силикатов появляются ферриты кальция. Однако недостаток железа в железосиликатном расплаве затормаживает

процесс ферритообразования. Таким образом, широкий интервал существования силикатных связей в составе череповецких агломератов и заторможенный процесс начала ферритообразования с отсутствием в связках высокожелезистого полукальциевого феррита свидетельствует о том, что участие магнетита гетерогенного строения в процессах расплавообразования ограничено.

Существующая проблема промышленного использования концентрата из руд месторождения Ковдор, обуславливает необходимость изучения термических свойств и микроструктурных особенностей кристаллов природного магнетита. В работе [2] авторы изучали поведение кристаллов магнетита в условиях приближенных к агломерационным. Для этого были отобраны крупные, хорошо ограненные кристаллы магнетита из руд Ковдорского месторождения. Термообработку кристаллов магнетита проводили в лабораторной печи сопротивления в восстановительной атмосфере ($\text{CO}_2:\text{CO} = 80:20$ и $50:50$). Температура обжига составляла 900°C , 1100°C , 1300°C , время обжига – 15 и 30 минут. Образцы охлаждались вместе с печью до комнатной температуры в среде восстановительных газов. Микроструктуры восстановленных кристаллов магнетита изучены оптическим методом, химический состав минеральных фаз замерен методом рентгеноспектрального микрозондирования. В кристаллах магнетита восстановленных при температуре 900°C отсутствуют фазовые и микроструктурные изменения. В восстановленных пробах при 1100°C и 1300°C четко прослеживаются структуры распада. Природный магнетит превращается в двухфазную рудную композицию, состоящую из магнетита и вюстита с перераспределением между фазами изоморфных примесей. Установлено, что в магнетите остаются практически все компоненты изоморфных примесей гетерогенных кристаллов ($\text{Al}_2\text{O}_3, \text{MgO}, \text{TiO}_2$). Таким образом было установлено, что гетерогенные кристаллы магнетита в условиях агломерационного процесса распадаются на две высокотемпературные фазы: магнетит и вюстит с перераспределением между ними изоморфных примесей (рис.1).

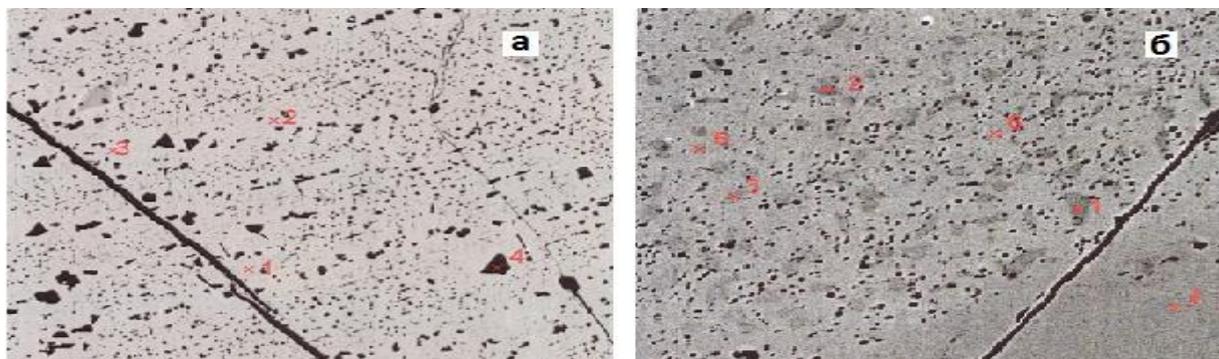


Рисунок 1. Структура гетерогенного магнетита в исходном состоянии (а) и после термообработки в атмосфере $\text{CO}_2:\text{CO} = 80:20$ при 1300°C (б).

Для сравнения поведения гомогенного и гетерогенного магнетитов в условиях термообработки, близких к аглопроцессу, были проведены исследования поведения концентратов магнетитовых руд Михайловского месторождения и месторождения Ковдор в условиях приближенных к агломерационному процессу. Для этого из концентратов в пресс-форме были изготовлены таблетки диаметром 8 мм. Как и в случае с природными кристаллами термообработку проводили в печи сопротивления в идентичных условиях. Затем из образцов были изготовлены шлифы, которые были изучены оптическим методом.

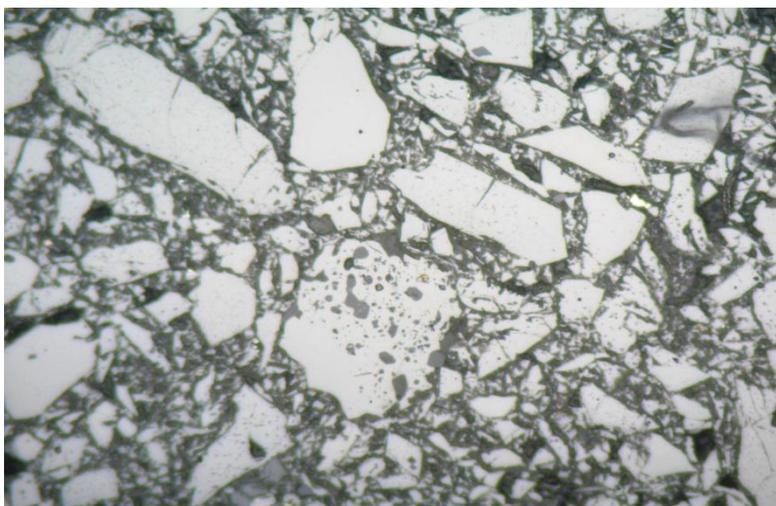


Рисунок 2 - Концентрат из руд месторождения Ковдор до термообработки. Отраженный свет, x200

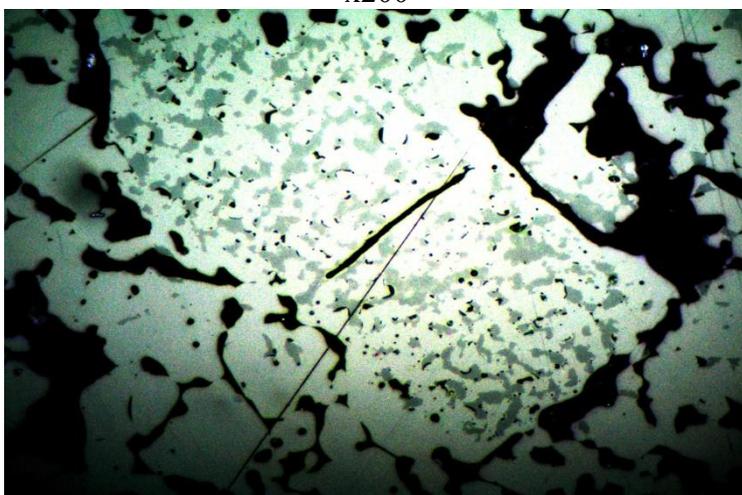


Рисунок 3 – Образец ковдорского магнетита $T=1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ $\text{CO}_2/\text{CO}:80/20$, $t=30$ минут, x500
Оптическим методом установлено, что в обломках кристаллов магнетита концентрата Ковдорского месторождения произошел точно такой же распад, как и в природных крупных кристаллах (рис.2,3). Вновь образовалось две фазы: магнетит и магнезиовюстит.

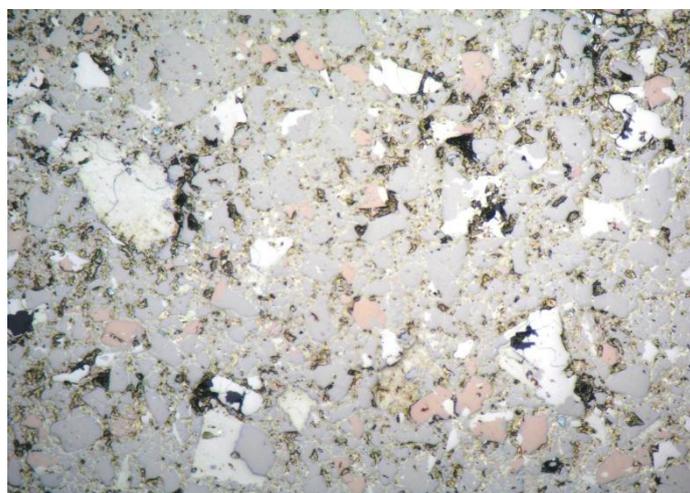


Рисунок 4 - Концентрат Михайловского ГОКа до термообработки. Отраженный свет, x200

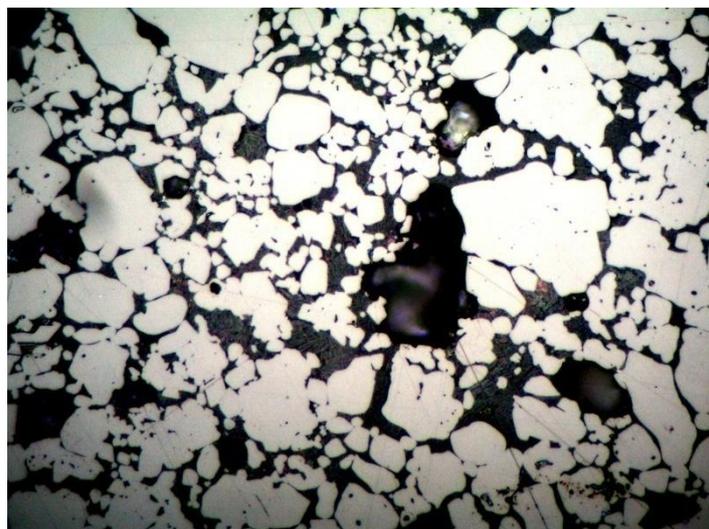


Рисунок 5 – Концентрат Михайловского ГОКа, $T=1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ $\text{CO}_2/\text{CO}:80/20$, $t=30$ минут, $\times 500$

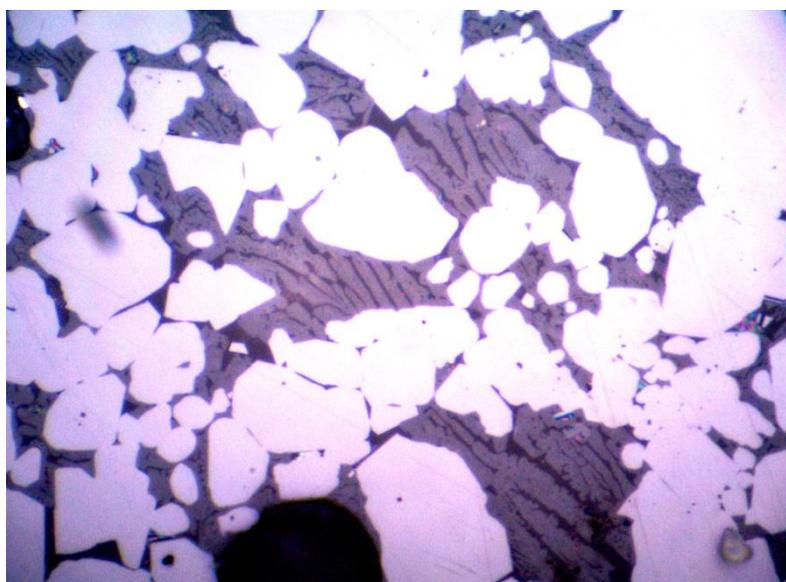


Рисунок 5 – Место контакта светлой фазы (вюстит) и вмещающих пород, $\times 500$

В отличие от гетерогенного магнетита концентрата месторождения Ковдор, магнетит концентрата Михайловского ГОКа до и после термообработки имеет однородное строение (рис.4, 5). При этом термообработка концентрата Михайловского ГОКа при 1300°C приводит к активному участию образующегося FeO в расплавообразовании (рис. 5). С другой стороны, хотя в обоих концентратах общее количество вмещающих пород близко по массе, в аналогичных условиях по температуре и газовой фазе термообработка концентрата Ковдорского ГОКа не приводит к активному образованию расплава.

Таким образом, впервые установлено, что участие железа магнетита в процессе жидкофазного спекания агломератов зависит от микроструктурных особенностей природных кристаллов магнетита.

Магнетит гомогенного строения при спекании агломератов легко переходит в железосиликатный расплав, выполняя роль расплавообразующего компонента. Структурные особенности природного магнетита гетерогенного строения и высокотемпературных продуктов его фазовых превращений препятствует переходу железа магнетита в железосиликатный расплав, нарушая тем самым порядок минералообразования связок агломерата – носителей его прочности.

Библиографический список

1. Малышева Т.Я., Павлов Р.М., Мансурова Н.Р., Деткова Т.В. Влияние природного рудообразования на минеральный состав и холодную прочность офлюсованных железорудных агломератов. Известия Высших Учебных Заведений. Черная Metallургия. 2015;58(3):180-185.
2. Писарев С.А., Куренков Д.С., Малышева Т.Я. Особенности поведения магнетитовых руд ковдорского месторождения в аглопроцессе. Известия Высших Учебных Заведений. Черная Metallургия. 2016;59(5):354-356.

ПОВЕДЕНИЕ ЦИНКА В ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

**Козлова Ольга Николаевна, Подгородецкий Геннадий Станиславович,
Макеев Дмитрий Борисович, Горбунов Владислав Борисович**

*Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва,
Научно-образовательный центр «Инновационные металлургические технологии»*

o_kozlova1@mail.ru

[Ленинский проспект 4, 8\(495\) 638-46-19](#)

Аннотация: На сегодняшний день в отвалах и шламохранилищах металлургических предприятий России накоплено значительное количество цинкосодержащих отходов. Эти отходы утилизируют в аглодоменном производстве, при этом содержание цинка в них может достигать 30 %. В работе проведено термодинамическое исследование поведения цинка в доменной печи. Оценены экономические потери в доменном производстве от увеличения прихода цинка с шихтовыми материалами. Сделаны выводы о нецелесообразности переработки цинкосодержащих отходов в доменных печах.

Ключевые слова: цинк; цинкосодержащие отходы; конвертерный шлак; пирометаллургические процессы.

BEHAVIOR OF ZINC IN A PYROMETALLURGICAL PROCESS IN FERROUS METALLURGY

**Kozlova Olga Nikolaevna, Podgorodetskiy Gennadiy Stanislavovich,
Makeev Dmitriy Borisovich, Gorbunov Vladislav Borisovich**

National University of Science and Technology «MISIS», Russia, Moscow

[Leninskiy prospect 4, 8\(495\) 638-46-19](#)

Abstract: Nowadays dumps and sludge ponds Russian metallurgical enterprises have accumulated a significant amount of zinc-containing waste. These wastes are disposed of in the production of blast furnace, while the zinc contents in them can reach 30%. In the thermodynamic study of the behavior of zinc in the blast furnace was carried out. Economic losses were estimated in the blast furnaces of the increase coming of zinc with the feedstock materials. Conclusions were drawn about the inappropriate processing of zinc-containing waste in blast furnaces.

Keywords: zinc; zinc containing wastes; converter slag; pyrometallurgical processes.

В последние годы в связи с образованием и накоплением значительного количества промышленных техногенных отходов и необходимостью решения экологических проблем возрастает значение их комплексной утилизации. В России уже накоплено более 80 млрд. т промышленных отходов, ежегодно образуется до 2,7 млрд. т.

В настоящее время, в связи с истощением запасов, снижением их качества и экономических показателей, состояние сырьевых баз большинства важнейших горнодобывающих регионов и действующих предприятий России существенно ухудшилось. Из-за сложившейся экономической ситуации происходит резкое увеличение себестоимости добычи сырья, в том числе за счет роста тарифов на энергоносители и железнодорожные перевозки, меняются критерии экономической оценки месторождений и показатели эффективности их разработки.

Техногенные месторождения зачастую характеризуются содержанием полезных компонентов выше, чем в месторождениях природных ископаемых. Использование продуктов переработки отходов в качестве недорогого металлургического сырья даст существенное снижение затрат на приобретение и подготовку шихтовых материалов и, что главное, снизит себестоимость готовой продукции. Также разработка способов утилизации техногенных месторождений является хорошим решением для улучшения экологической обстановки.

Из-за нерешенности вопроса утилизации техногенных отходов возникла проблема дальнейшего их складирования, что повышает себестоимость основной продукции и требует отвода дополнительных территорий. Одной из нерешенных проблем являются цинкосодержащие отходы черной металлургии. Содержание цинка в пылих и шламах достигает 30 %.

Переработка цинкосодержащих шламов в агломерационном производстве приводит к увеличению содержания цинка в агломерате, которое превышает допустимый уровень цинка, поступающего с шихтой в доменную печь. Известно, что наличие цинка в шихте доменных печей служит причиной снижения прочности кокса и железорудного сырья, преждевременного разрушения огнеупорной кладки и разрывов кожухов печей, резкого ухудшения газодинамических показателей доменного процесса и увеличения расхода кокса. Сброс цинкосодержащих шламов в отвалы и шламонакопители приводят к существенным потерям цинка и ухудшению экологической ситуации регионов.

При развитой зоне циркуляции в доменной печи может циркулировать до 50 кг цинка на 1 т чугуна. Расход кокса при этом возрастает на 20 кг, производительность печей при этом снижается на 5 – 10 % [1].

В работе было проведено термодинамическое исследование поведения цинка в условиях доменной печи. Исходные термодинамические данные по соединениям цинка взяты из литературных источников [2]. При расчете констант равновесия реакций восстановления-окисления цинка использованы данные зондирования доменной печи ЧерМК [3]. Концентрация паров цинка в доменной печи на два – три порядка ниже концентрации основных компонентов доменного газа – CO, CO₂, H₂, H₂O, N₂. В расчете парциального давления паров цинка учитывались реальные концентрации этих компонентов, взятые с учетом давления доменного газа на соответствующих горизонтах доменной печи. На рисунке 1 представлены результаты расчетов по основным реакциям восстановления-окисления цинка в условиях доменной печи.

Горизонтальные линии (рисунок 1) соответствуют нормальному приходу цинка с шихтовыми материалами – 0,3 кг/т чугуна и максимально развитой зоне циркуляции – 50 кг/т чугуна. Из рисунка 1 видно, что при нормальном приходе основные реакции восстановления оксида и силиката цинка твердым углеродом кокса начинают протекать с температурного уровня 900 – 1000 °С. По мере накопления цинка в зоне циркуляции температуры начала восстановления поднимаются до 1000 – 1100 °С.

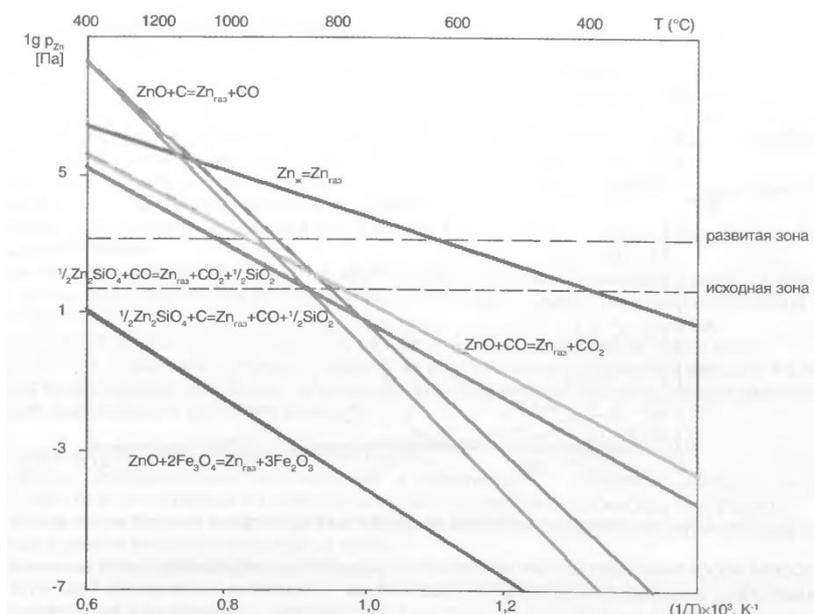


Рисунок 1 – Парциальное давление паров цинка в условиях доменной печи

Реакции взаимодействия высших оксидов железа (гематита и магнетита) с кислородом являются наиболее вероятными реакциями вторичного окисления газообразного цинка. При этом происходит осаждение цинка в виде оксида на шихтовых материалах и последующее его опускание в нижние горизонты с последующим восстановлением твердым углеродом. Этот механизм, по всей видимости, является определяющим в процессах развития зоны циркуляции цинка.

В работе были проведены термодинамические исследования поведения цинка в доменной печи на программном термодинамическом комплексе HSC Chemistry 6.1. В расчете были учтены данные по 15 основным элементам, характеризующим процессы, протекающие в доменной печи. Результаты расчетов перераспределения цинка между соединениями показаны на рисунках 2, 3.

Данные, представленные на рисунке 2, соответствуют исходному (0,3 кг/т чугуна) приходу цинка с шихтой. Данные на рисунке 3 относятся к условиям развитой зоны циркуляции (50 кг/т чугуна). Из приведенных данных можно предположить, что восстановление цинка в доменной печи активно протекает при температурах выше 1000 °С по реакции $ZnO + C = Zn_{газ} + CO$. Затраты тепла на реакцию – 5,67 МДж/ кг цинка. Расход углерода как химического агента – 0,183 кг на 1 кг цинка.

Поднимаясь с горизонта восстановления в шахту печи, цинк может окисляться по реакциям: $Zn_{газ} + Fe_3O_4 = ZnO + 3FeO$ либо $Zn_{газ} + CO_2 = ZnO + CO$. Реакции носят экзотермический характер, однако при окислении паров цинка на магнетите тепло непосредственно передается шихтовым материалам, а при окислении в потоке газа тепло передается газам. В первом случае выделение тепла составляет 2,75 МДж/кг цинка. Общий перерасход тепла: $5,67 - 2,75 = 2,92$ МДж/кг цинка.

При температурах выше 1000 °С основным источником тепла является горение углерода кокса до CO. При этом выделяется 9,83 МДж/кг углерода. Для компенсации 2,92 МДж необходимо дополнительно 0,297 кг углерода. Общий перерасход углерода, с учетом углерода на восстановление оксида цинка составит: $0,297 + 0,183 = 0,48$ кг углерода на 1 кг цинка. При пересчете на кокс перерасход составит 0,55 – 0,58 кг на 1 кг цинка.

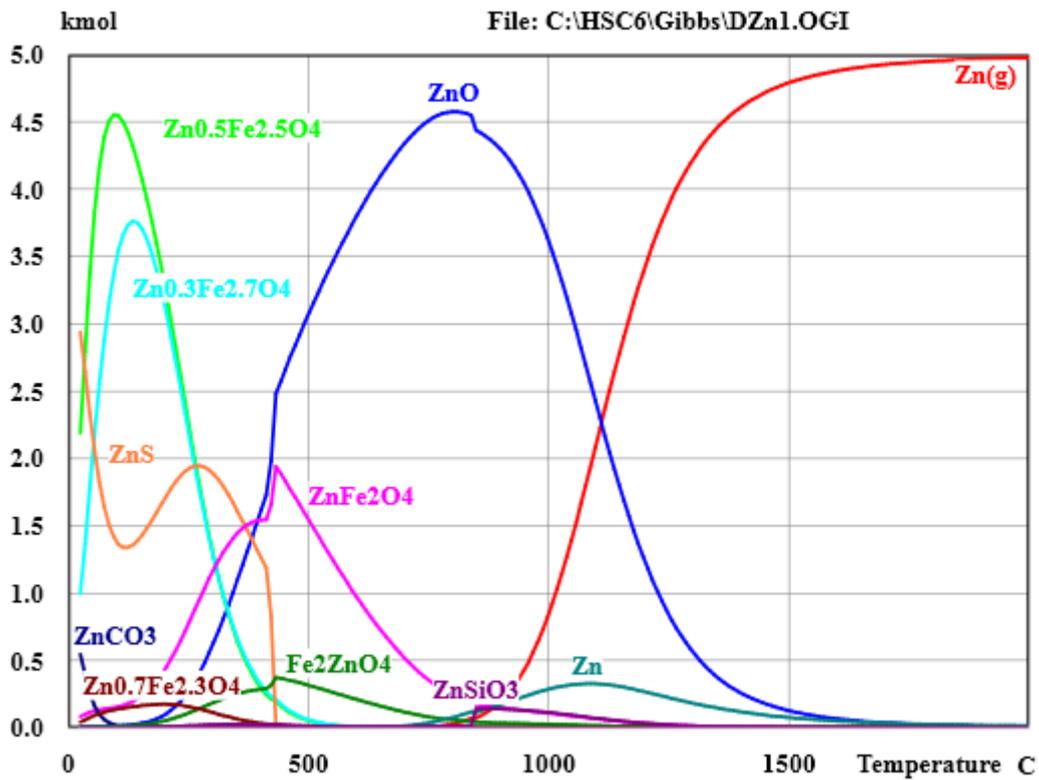


Рисунок 2 – Термодинамическое моделирование поведение цинка в доменной печи (приход 0,3 кг/т чугуна)

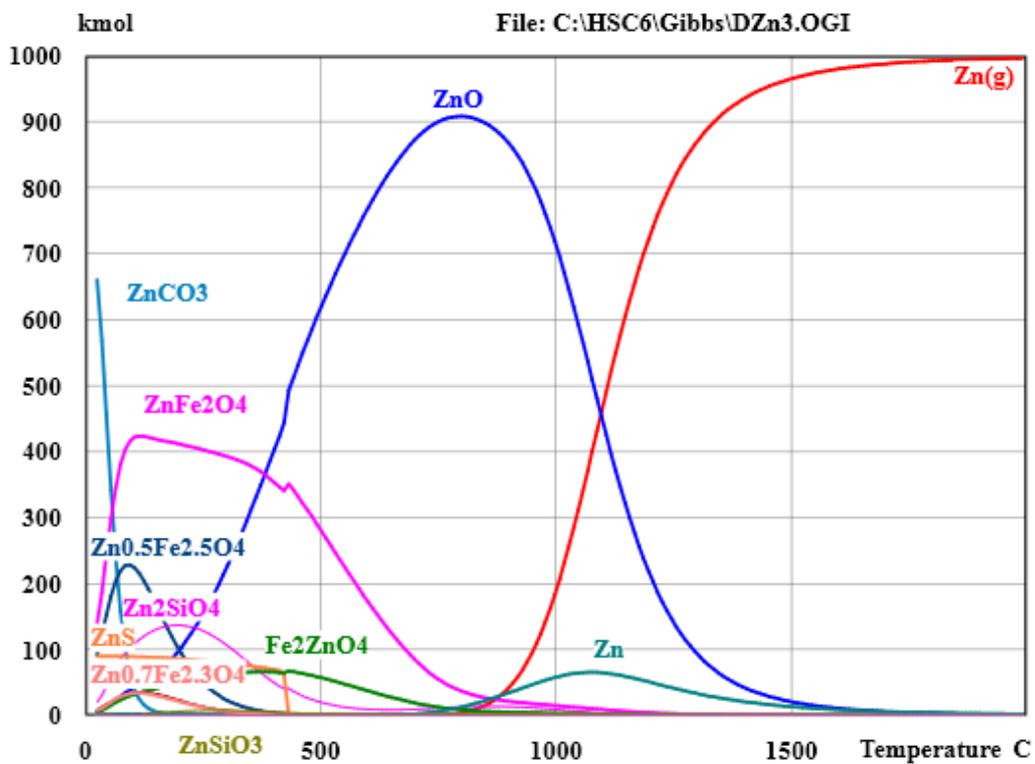


Рисунок 3 – Термодинамическое моделирование поведение цинка в доменной печи (приход 50 кг/т чугуна)

В работе сделана попытка оценить экономические потери в доменном производстве от увеличения прихода цинка с шихтовыми материалами. Исходные данные для моделирования представлены в таблицах 1, 2. Расчет проведен для доменной печи объемом 1033 м³.

Таблица 1 – Экономические входные параметры

Экономика	
Базовая себестоимость чугуна, руб./т	8000
Цена кокса, руб./т	10 000
Цена шламов, руб./т	300
Цена руды, руб./т	1800
Цена реализации чугуна, руб./т	13 500
Доля условнопостоянных расходов в себестоимости чугуна, доли ед.	0,1
Ставка дисконтирования, % годовых	20

Таблица 2 – Технологические входные параметры

Технология	
Число рабочих дней, сутки/год	365
Производительность печи, т чугуна/сутки	6000
Производительность печи, т. чугуна/год	2 190 000
Конвертерные шламы, т./сутки	821,9178082
Конвертерные шламы, т./год	300 000
Коэффициент замещения руды, шлам/руда	1
Расход кокса, кг/т чугуна	450
Падение производительности при росте расхода кокса, %/%	1
Содержание цинка в шламах, %	1,50
Коэффициент перехода цинка из шлама в агломерат, шлам/агломерат	1
Начальное содержание цинка в обороте, кг/т. чугуна*сутки	0,3
Максимальный цинк в обороте, кг/т. чугуна*сутки	50
Цинк, остающийся в печи в 1-е сутки, % от поступления	50
Цинк, остающийся в печи в последние сутки, % от поступления	0
Расход кокса на прямое восстановление цинка, кг/кг	0,143
Расход кокса на циркуляцию цинка, кг/кг	0,5

Результаты моделирования представлены на рисунках 4,5. Максимум эффекта достигается на 21-м дне. На 41-м дне накопленный дисконтированный экономический эффект достигает своего нулевого значения, после чего проект становится убыточным.

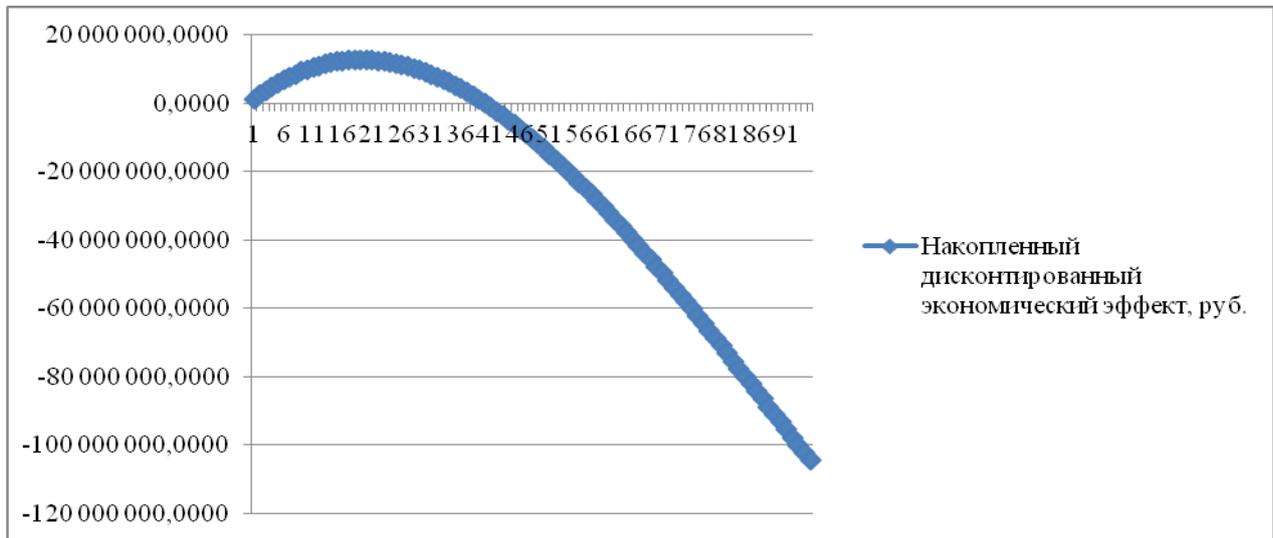


Рисунок 4 – Накопленный дисконтированный экономический эффект, руб.

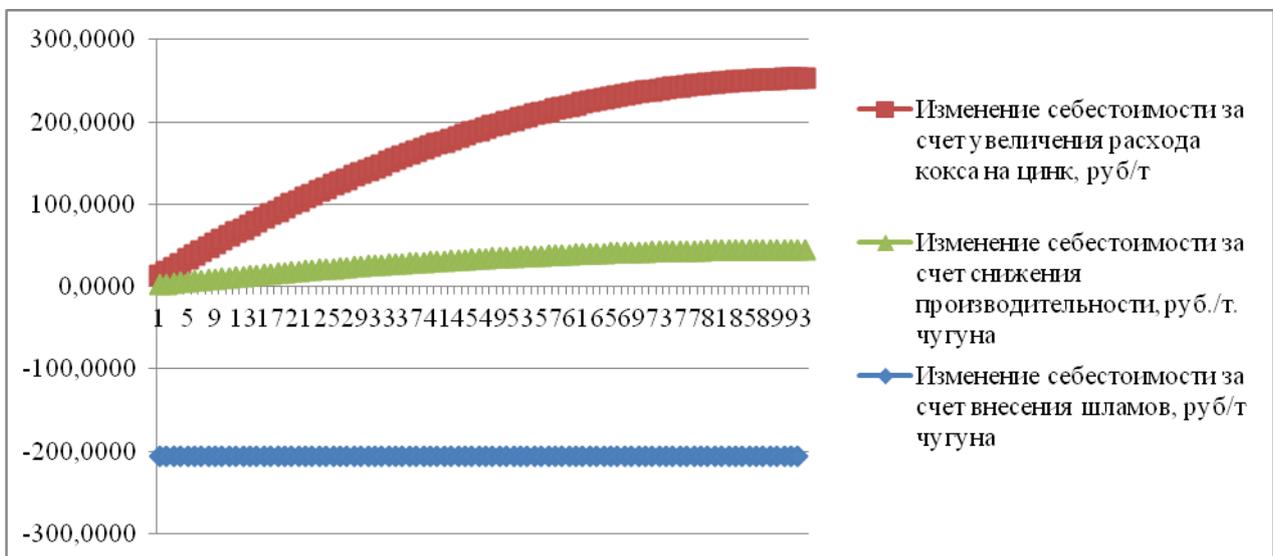


Рисунок 5 – Факторная декомпозиция изменение удельной себестоимости чугуна руб./т чугуна

Представленные результаты расчета позволяют сделать вывод о нецелесообразности переработки цинкосодержащих отходов в доменных печах. Краткосрочный положительный экономический эффект от применения более дешевых шихтовых материалов в агломерации приводит к существенным последующим убыткам из-за перерасхода кокса и снижения производительности печи.

Решение проблемы полной утилизации цинкосодержащих шламов возможно только при комплексном подходе к их переработке с одновременным повышением экологической безопасности в указанных отраслях промышленности. Возникает вопрос о необходимости дополнительных исследований, направленных на изучение физико-химических и минералогических свойств отходов с определением их металлургической ценности, а также поведения их в процессах извлечения ценных элементов.

Для решения проблемы утилизации цинкосодержащих материалов необходимо разработать ресурсо- и энергосберегающую технологию пировосстановительного процесса с возгонкой цветных металлов, учитывающую характерные особенности цинкосодержащих отходов и требования к продуктам их переработки. Новая технология должна быть либо

универсальной, либо легко видоизменяемой применительно к существующим требованиям конкретного источника отходов и потребителей продукции переработки.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ, соглашение № 14.278.21.0065 от 20.10.2014 г., уникальный идентификатор соглашения RFMEFI57814X0065

Список использованных источников:

- 1 Доменное производство – XXI век. Труды Международного конгресса доменщиков. – М.: Издательский дом «Кодекс», 2010. – 560 с.
- 2 Кубашевский О., Олкокк С.Б. Metallurgical thermochemistry. M.: Metallurgy, 1982. – 392 с.
- 3 Костров В.А., Солодков В.И., Котов А.П. и др. О поведении цинка в доменной печи // Сталь. 1980. № 8. С. 659 – 663.

МЕТОДЫ УСКОРЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА В ЖИДКОЙ ШЛАКОВОЙ ВАННЕ

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва, Научно-образовательный центр «Инновационные металлургические технологии»

Агапов Егор Александрович, Подгородецкий Геннадий Станиславович, Горбунов Владислав Борисович, Ерохов Тимофей Витальевич

agapovea91@yandex.ru, podgs@misis.ru, vbg1953@mail.ru, timofeyerokhov@gmail.com,

Ленинский проспект 4, 8 (915) 392 – 77 – 61

Аннотация: Наиболее перспективными новыми металлургическими агрегатами являются печи с барботажным слоем. Они являются универсальными и способны работать практически на всех видах шихтовых материалов. В жидкой шлаковой ванне происходит процесс восстановления оксидов железа. Ускорение процессов восстановления способствует значительному росту производительности печей с барботажным слоем.

Ключевые слова: восстановление; жидкофазные процессы, скорость восстановления, граница раздела фаз, углерод, брикеты

ANALYSIS OF THE REDUCTION PROCESSES OF IRON OXIDES IN A MOLTEN SLAG BATH

Agapov Egor Aleksandrovich, Podgorodetskiy Gennadiy Stanislavovich, Gorbunov Vladislav Borisovich, Erohov Timofey Vitalyevich

National University of Science and Technology «MISIS», Russia, Moscow

Leninskiy prospect 4, 8 (915) 392 – 77 – 61

Abstract: Furnace with bubbling layer are the most promising new metallurgical aggregates. In such furnaces can be recycle almost all types of charge materials. In a molten slag bath, the process of reduction of iron oxides do. The intensification of the processes of recovery promotes significant productivity growth furnace with bubbling layer.

Key words: reduction; bath smelting process, reduction rate, phase boundary, carbon, briquettes

В настоящее время в мировой металлургии чёрных металлов сложилась ситуация, когда широко распространённые технологии получения чугуна и стали практически

достигли своих предельных показателей эффективности работы (удельный расход энергоносителей, производительность, КПД и т.д.). Произошло это благодаря многолетней модернизации основных узлов агрегатов и совершенствованию технологических цепочек. В связи с этим, по всему миру ведутся разработки универсальной энергоэффективной технологии получения металла. Курс на такое приоритетное направление развития науки, технологий и техники, как рациональное природопользование, принят не только в Российской Федерации, но и во всем мире.

Вместе с развитием промышленности меняются тенденции и предпочтения к качеству первичного сырья. Благодаря освоению новых технологий, то, что вчера было отходом, сегодня является дополнительным источником сырья. В основном это железосодержащие техногенные отходы, такие как, замасленная окалина, шламы, пыль. В некоторых материалах общее содержание железа составляет до 57 %, что гораздо выше чем в добываемой железной руде (20 – 25 %). Этот факт открывает новые возможности и широкий спектр использования огромного числа отходов в качестве эквивалентного заменителя более качественных полезных ископаемых. Растущие возможности использования бедных низкокачественных руд, вторичного сырья и различного рода заменителей, предполагают практически полную неисчерпаемость большинства видов минеральных ресурсов на ближайшее столетие.

Неудивительно, что металлурги ведущих стран мира ведут интенсивные разработки технологий извлечения металла из низкокачественной шихты. На сегодняшний день в мире разработано более 30 таких технологий. Каждая страна ведёт свои разработки в этом направлении.

Наиболее перспективными являются жидкофазные технологии, они позволяют значительно интенсифицировать металлургические процессы, снизить расходы энергоносителей, повысить извлечение полезных компонентов. Одновременно, за счет минимизации размеров, существенно снижаются капитальные затраты на строительство металлургических агрегатов, понижается себестоимость конечных продуктов. В таких процессах происходит селективное извлечение полезных компонентов.

В Мире на стадию промышленных образцов прошли несколько технологий. Среди них: Corex, ITmk3, HIs melt, AusIron Romelt. Первые две работают исключительно на высококачественных шихтовых материалах (богатой руде, коксе, качественном угле и т.д.). В то время как остальные предоставляют возможность переработки низкокачественных руд и техногенных отходов. При этом, как считается, необходима лишь минимальная их подготовка. Эти процессы объединяет одно – использование в качестве основного металлургического агрегата реактора с жидкой шлаковой ванной интенсивно продуваемой кислородным дутьём.

Существует несколько способов интенсификации жидкофазных процессов. Наиболее целесообразно ускорить технологические процессы в барботажном слое за счёт интенсификации процесса её перемешивания [1]. Основным лимитирующим фактором, тем не менее, является скорость восстановления оксидов железа из шлака.

Жидкофазное восстановление железа – это сложный и многостадийный процесс. Он описывается несколькими реакциями, каждая из которых может включать несколько стадий.

Процесс восстановления Fe_2O_3 до Fe достаточно полно и хорошо изучен применительно к технологии получения железа в доменной печи. Принято считать, что в зоне умеренных температур (до 900 – 1000 °С) заканчивается восстановление Fe_2O_3 и Fe_3O_4 , а при более высоких температурах начинается восстановление образовавшегося FeO. Процессы жидкофазного восстановления протекают при высоких температурах (~ 1400 °С), поэтому более подробного анализа заслуживает именно процесс восстановления низшего оксида железа.

Восстановление железа может происходить за счёт углерода угля (1) или углерода, растворённого в металле (2).



где: (FeO) – содержание FeO в шлаке;
 С – содержание С в угле;
 [С] – содержание растворённого в металле С;
 CO₂ – образующийся в результате реакции газ.

Данные реакции служат лишь для составления материального баланса плавки и не отражают механизмы восстановления. Они идут с выделением газа и создают поверхность раздела газ-шлак, образуя пузырьки газа вокруг углеродсодержащего материала. Таким образом уравнения (1) и (2) можно разделить на две стадии: 1 – восстановление FeO газообразным восстановителем (3); 2 – реакция рекомбинации CO₂ (4, 5).



По реакции, обратной (5) происходит науглероживание железа. Образующийся при этом CO₂ вновь требует рекомбинации [2].

Общая скорость реакции определяется комбинацией циклических событий многоступенчатого механизма восстановления. Модель механизма жидкофазного восстановления в шлаковой ванне, на примере технологии Ромелт, была сформулирована в работе [3]. В уточнённом и детализованном виде механизм включает следующие стадии:

- 1 адсорбция CO на поверхности газ-шлак в активных газовых пузырьках с угольными частицами и в газовых кавернах под каплями первичного чугуна;
- 2 газовое восстановление растворённого в шлаке FeO оксидом углерода в адсорбционном слое на межфазной поверхности газ-шлак;
- 3 рекомбинация CO₂ на поверхности угля или капли первичного чугуна;
- 4 образование и науглероживание зародышей металлической фазы;
- 5 рост зародышей и образование дисперсных капель микронных размеров;
- 6 слияние дисперсных микрокапель и образование капель первичного чугуна с размерами в десятки и сотни микрон.

Все стадии включают транспортные процессы, например, для стадии 1 – диффузия CO к границе газ-шлак, для стадии 2 – диффузия CO₂ к поверхности угля или капли чугуна. Результаты расчёта констант скорости реакций, сравнение расчётных и экспериментальных значений показало, что массоперенос в шлаке (FeO к реакционной поверхности газ-шлак и, в случае восстановления углеродом первичного чугуна, С к границе газ-металл) является наиболее медленной стадией процесса восстановления.

Термодинамические расчёты возможной интегральной скорости процесса восстановления основывались на различных значениях доли поверхности частиц угля, приходящейся на непосредственный их контакт со шлаком, и при разной доле поверхностей пузырей, приходящейся на пузыри, содержащие угольные частицы. Значения показателей, близких к средним экспериментальным показателям производительности печи, получаются при условиях прямого контакта 60 – 70 % поверхности угольных частиц с жидким шлаком.

Согласно опыту работы печи Ромелт, наибольшее количество углеродных частиц и капель металла наблюдалось в поверхностном слое шлаковой ванны [4].

Авторы [4] делают следующие качественные выводы о вкладах основных восстанавливающих агентов на интегральную скорость восстановления железа в жидкофазных печах барботажного типа:

- 1 прямое восстановление угольными частицами 60 – 80 %;
- 2 восстановление угольными частицами через газовую фазу 10 – 25 %;
- 3 восстановление углеродом капель металла 10 – 15 %.

Из всего выше изложенного можно сделать вывод, что наибольшее влияние на скорость восстановления оксидов железа будет иметь прямой контакт оксидов с угольными частицами и подвод образовавшегося в результате реакции (3) CO_2 к этим частицам. Наиболее простым и эффективным методом интенсификации процессов жидкофазного восстановления является обеспечения наиболее плотного контакта между восстановителем и восстанавливаемым материалом.

Современные методы брикетирования способны обеспечить наилучший контакт железосодержащего материала и восстановителя [6,7]. Рудо-угольные брикеты являются наиболее предпочтительными шихтовыми материалами жидкофазных процессов восстановления. При плотном контакте оксидов железа с углеродсодержащим материалом, реакция газификации (4) значительно интенсифицируется, благодаря непосредственному вовлечению в образовавшийся газовый пузырь плотно прилегающих оксидов железа. В объёме брикета также получает развитие обратная (5) реакция науглероживания и образовавшегося металла. Интенсивный барботаж приводит к принудительному срыву пузырей с реакционной поверхности и увеличению прямых контактов частиц угля с оксидами железа.

Проведены лабораторные эксперименты, которые подтвердили ускорение реакции газификации (4) углерода в рудо-угольных брикетах. Возрастает также интегральная скорость восстановления оксидов железа и образования капель чугуна.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ, соглашение № 14.278.21.0065 от 20.10.2014 г., уникальный идентификатор соглашения RFMEFI57814X0065

Список использованных источников

- 1 Г.С. Сборщиков, А.Ю. Терехова. Оптимизация конструкции и режима работы печи с барботажным слоем // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов V Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых (ТИМ'2016) с международным участием (Екатеринбург, 12-13 мая 2016 г.). – Екатеринбург: УрФУ, – 2016.
- 2 Металлургия чугуна: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. / Под ред. Ю.С. Юсфина. – М.: ИКЦ «Академкнига», – 2004.
- 3 Механизм жидкофазного восстановления процесса Ромелт / А.К. Зайцев, В.А. Роменец, В.С. Валлавин и др. // Тез. докл. на 2-м международном симпозиуме «Проблемы комплексного использования руд». – Санкт-Петербург, – 1996.
- 4 Процесс Ромелт / В.А. Роменец, В.С. Валавин, А.Б. Усачёви др. – М: ИД «Руда и Металлы», – 2005.
- 5 Бижанов А.М., Подгородецкий Г.С. и др. Опыт применения брикетов экструзии (брэксов) для выплавки ферросиликомарганца // Metallurg. – 2013.
- 6 Курунов И.Ф., Бижанов А.М. Брэксы – новый этап в окусковании сырья для доменных печей.//Metallurg. – 2014.

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИИ И ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО РЕЖИМА РАБОТЫ ПЕЧИ С БАРБОТАЖНЫМ СЛОЕМ

ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет МИСиС», г. Москва, Россия
Кафедра Энергоэффективных и ресурсосберегающих промышленных технологий

Профессор, д.т.н., Сборщиков Глеб Семенович, магистр, Терехова Анастасия Юрьевна
g.sborshikov@mail.ru, terekhova.nastya@mail.ru

119049 г. Москва, Ленинский проспект 4

+7-(916)-154-38-98

Аннотация: Печи с барботажным слоем являются наиболее перспективными и универсальными плавильными агрегатами будущего. Для достижения высоких показателей работы печи рассматриваемого типа необходимо в максимальной степени интенсифицировать тепло- и массообменные процессы, скорость перемешивание ванны и обеспечить предельно возможную межфазную поверхность массообмена.

Ключевые слова: Барботажный слой, перемешивание, массообмен.

OPTIMIZATION OF THE DESIGN AND THE HYDRODYNAMIC MODE OF OPERATION OF THE FURNACE WITH BUBBLING LAYER.

National Research Technological University MISIS, Moscow, Russia

Department of energy Efficient and resource-saving industrial technologies

Professor, Ph.D., Sborshikov Gleb Semenovich, master of degree, Terekhova Anastasia Yuryevna

g.sborshikov@mail.ru, terekhova.nastya@mail.ru

119049 Moscow, Leninskiy prospect 4

+7-(916)-154-38-98

Abstract: Furnace with bubbling layer are the most promising and versatile melting furnaces of the future. To achieve high performance furnace of this type must make maximum intensification of heat and mass transfer processes, the speed of stirring of the bath and to ensure the maximum possible interfacial surface mass transfer.

Keywords: Bubbling layer, mixing, mass transfer.

В современной металлургии большинство из действующих плавильных агрегатов морально устарели. В связи с этим, во всем мире ведутся работы по разработке плавильных печей нового поколения. Одной из таких печей, разработанной у нас в университете, является печь с барботажным слоем. С точки зрения теплофизики эти печи обладают свойствами, которые делают их наиболее перспективными и универсальными плавильными агрегатами будущего.

Печи с барботажным слоем обладают следующими важными достоинствами:

1. Предельные значения объемной тепловой нагрузки и объемной концентрации целевого компонента в зоне технологического процесса – это главное достоинство печей с барботажным слоем. В сочетании с большой межфазной поверхностью это предопределяет высокую удельную производительность печей, и их небольшие размеры;

2. Небольшие размеры печи делают её малоинерционной и легкоуправляемой, что создает предпосылки для полной автоматизации и использования этой печи в автоматических поточных линиях;

3. Высокие тепловые нагрузки и интенсивное перемешивание ванны, заставляют заменить огнеупорную футеровку рабочего пространства печи на охлаждаемые металлические кессоны с огнеупорной набивкой, что приводит к увеличению межремонтной кампании печей и обеспечивают более полное полезное использование теплоты топлива, а также абсолютную герметичность печи, что способствует реализации мероприятий по охране окружающей среды [1].

Исследования показали, что действующие печи с барботажным слоем не используют полностью своих потенциальных возможностей.

Существует несколько способов для повышения агрегатной мощности печи: интенсификация тепло- и массообменных процессов, увеличение времени межремонтных кампаний или увеличение геометрии ванны печи.

Интенсифицировать тепло и массообменные процессы можно, если увеличить площадь взаимодействия фаз или увеличить уровень температур и концентраций или относительную скорость.

Следовательно, для того, чтобы увеличить производительность действующих печей с барботажным слоем необходимо увеличить интенсивность перемешивания ванны или равномерно распределить целевой компонент и температуру по всему объему ванны.

Из предыдущих исследований показано, что существует три гидродинамических режима продувки: струйный, переходной и пузырьковый. Определить режим продувки можно по значению критерия Gn .

$$Gn = \frac{\rho_{\text{г}} \cdot w_0^2}{\rho_{\text{ж}} \cdot h_{\text{ж}} \cdot g} \quad (1)$$

где Gn – критерий Глинкова;

$\rho_{\text{г}}$ - плотность газового потока, кг/м³;

w_0 – скорость расплава в заданной точке ванны, м/с;

$\rho_{\text{ж}}$ - плотность жидкой фазы, кг/м³;

$h_{\text{ж}}$ - высота слоя жидкости, м;

g - ускорение свободного падения, м/с².

Если критерий $Gn < 1$, то имеет место пузырьковый режим, если критерий $Gn > 3$, то струйный режим истечения. При промежуточных значениях имеет место переходной режим.

В настоящее время все существующие аппараты с боковой продувкой, за исключением печей Ванюкова и Ромелт, работают в пузырьковом режиме. Печи Ванюкова и Ромелт работают в переходном режиме. На всех действующих, рассматриваемого типа печах, фурмы располагаются соосно навстречу, друг другу, а ширина печей составляет 2-2,5 м.

Отличительной особенностью действующих печей с барботажным слоем является ещё и то обстоятельство, что на них при определенных условиях возникают мощные вибрации корпуса (рисунок 1) [2].

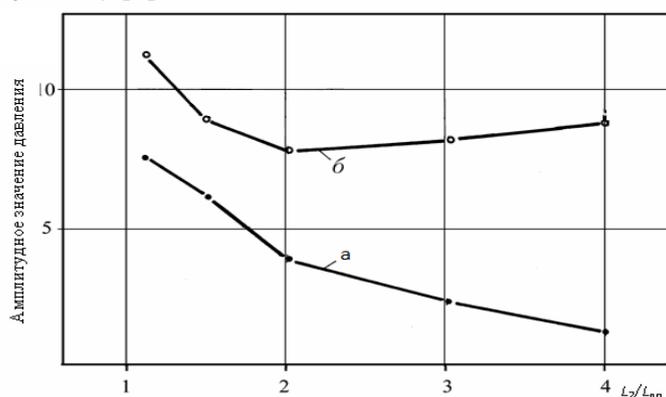


Рисунок 1 - Зависимость относительной динамической нагрузки от поперечного размера печи

а- шахматное расположение фурм;

б- соосное расположение фурм/

L_2 – поперечный размер печи;

$L_{\text{пр}}$ – длина зоны продувки.

Очевидно, в ваннах печей с барботажным слоем имеет место конвективная диффузия. При этом в условиях протекания технологических процессов при высоких температурах и наличии химических реакций на межфазной поверхности, массообмен осуществляется в диффузионной области и его можно качественно описать уравнением массоотдачи.

$$M_i = \beta \cdot F \cdot \Delta C_i \quad (2)$$

где M_i – поток массы, кг/с;

β - коэффициент массоотдачи, м/с;

$\beta = \beta(C_i, w_\infty, l_0, D_i, v, t, q, L \dots)$

F - суммарная площадь взаимодействия фаз, м²;

ΔC_i – разность концентраций между потоком жидкости и частицей, кг/м³.

Из (2) следует, что при заданном перепаде концентраций целевого компонента интенсифицировать межфазный массообмен можно либо за счет увеличения коэффициента массоотдачи, либо за счет увеличения межфазной поверхности. Согласно экспериментальным данным [2], увеличить межфазную поверхность в ванне печи с барботажным слоем невозможно, т.к. для этого необходимо осуществить продувку со значением критерия Глинкова $Gn > 13$, что практически невозможно (рисунок 2).

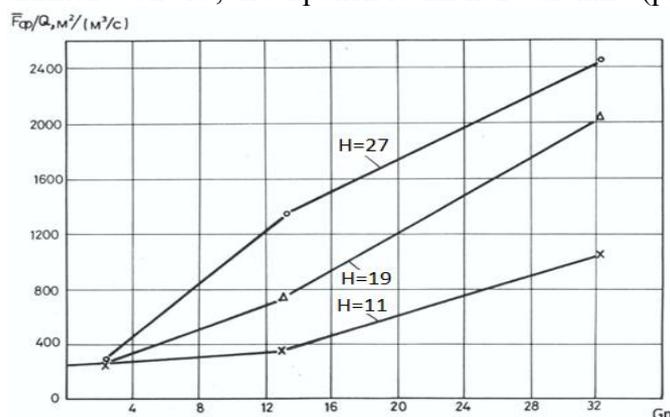


Рисунок 2 – Зависимость относительной поверхности раздела фаз в фурменной зоне от режима продувки и высоты слоя
 F_ϕ - суммарная межфазная поверхность м²;
 Q - расход воздуха м³/с.

Наиболее целесообразно ускорить технологические процессы в барботажном слое за счет интенсификации процесса её перемешивания. Перемешивание ванны в рассматриваемых печах происходит за счет трёх обстоятельств:

- за счет всплывающих газовых пузырей;
- за счет движущихся через расплав газожидкостных потоков;
- за счет свободной конвекции, возникающей в результате неравномерного распределения газа в объеме барботажного слоя, в особенности в фурменной зоне.

Первые два механизма перемешивания хорошо изучены и по ним имеется большой объем публикаций. Эти исследования обобщены в работе [3] и показано, что средняя по ванне скорость перемешивания за счет этих механизмов не может превышать 0,07 м/с. Вместе с тем, по данным прямого эксперимента В.Г. Здановской [4] установлено, что согласно получаемым среднего по ванне значения коэффициента массоотдачи для печи Ромелт скорость перемешивания ванны должна быть порядка 0,8 м/с.

В связи с эти принято предложение, что решающую роль в перемешивании ванны играет свободная конвекция. Создана математическая модель этого процесса [5], с помощью которой установлено, что наибольшее влияние на мощность свободноконвективного

перемешивания ванны оказывает распределение газа в фурменной зоне, которое зависит от конструктивных размеров печи и расположения фурм в этой зоне.

Целью работы являлось на основании обобщения данных, полученных ранее в физических и численных экспериментах, выяснить наиболее целесообразные геометрические размеры печи и схему расположения фурм на её боковых стенках при условии сведения к минимуму уровень вибраций корпуса печи.

Для решения поставленной задачи в фурменной зоне был выделен контрольный объем (рисунок 3). Контрольный объем представляет собой площадь, расположенную между продольными осями двух соседних фурм, если фурмы располагаются на противоположных стенках печи соосно.

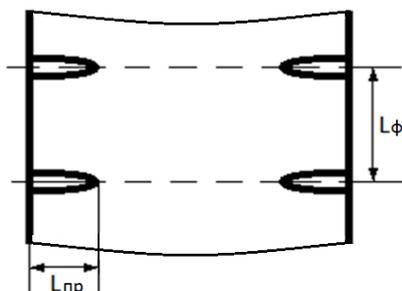


Рисунок 3 – Схема контрольного объема в фурменной зоне печи

$L_{пр}$ – длина зоны продувки;
 $L_{ф}$ – поперечный размер печи.

В качестве исходных данных приняли значения полей скоростей в точках контрольного объема, рассчитанные для пузырькового и струйного режимов при различном расположении фурм на противоположных стенках.

Осредненные результаты численных экспериментов представлены в виде графика (рисунок 4). В нем представлена зависимость безразмерного коэффициента массоотдачи от относительного поперечного размера печи для разных режимов продувки. Из графика видно, что при работе в пузырьковом режиме характер распределения фурм и ширина печи не оказывают никакого влияния на интенсивность массообмена. При переходе к струйному режиму отчетливо видна зависимость интенсивности массообмена от размера печи и от характера расположения фурм в фурменной зоне печи. Из графика следует, что максимальное значение коэффициента массоотдачи может быть достигнуто при струйном режиме продувки и ширине печи равной двум калибрам зоны продувки.

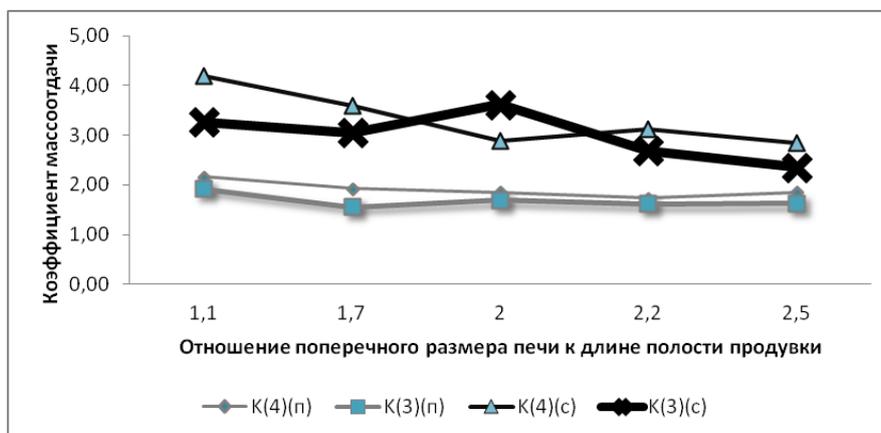


Рисунок 4 - Зависимость коэффициента массоотдачи от отношения поперечного размера печи к длине полости продувки, где К- коэффициент массоотдачи, (3)- шахматное расположение фурм, (4) - соосное расположение фурм, (п)-пузырьковый режим, (с)-струйный режим

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ, соглашение № 14.278.21.0065 от 20.10.2014 г., уникальный идентификатор соглашения RFMEFI57814X0065

Список использованных источников

1. Сборщиков Г.С., Крупенников С.А. Универсальный плавильный энерготехнологический агрегат. «Металлург» № 6, 2009, с. 38-41.
2. Стоименов Х.К. Усовершенствование конструкции и режима работы фьюминговых печей с газовым отоплением: Дисс...канд. техн. наук.– М.: 1983.– 168 с.
3. Варенцов А.А. Развитие энергетического метода анализа процессов перемешивания и его использование при современном производстве стали: Дис...канд. техн. наук.– Мариуполь, 1989.– 261 с.
4. Здановская В.Г. Оптимизация конструкции фурменной зоны и гидродинамического режима печей с барботажным слоем при боковом подводе дутья: Дис...канд. техн. наук.– М.: МИСиС, 1982.– 224 с.
5. Сборщиков Г.С., Вельтищев Н.Ф., Володин А.М., Крупенников С.А., «Новый подход к описанию механизма перемешивания ванны в аппаратах с барботажным слоем», Труды 4 международной научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности». – М.: 2012, с. 434-439.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО ВАНАДИЙ СОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В РОССИИ

*Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва,
Научно-образовательный центр «Инновационные металлургические технологии»*

Богатырев Азамат Валерьевич, Подгородецкий Геннадий Станиславович

*azik16@mail.ru, podgs@misis.ru,
Ленинский проспект 4, 8 (963) 694 – 20 – 61*

Аннотация: Рассмотрены ресурсный потенциал страны и технологические схемы получения пентаоксида ванадия из титаномагнетитовых руд. Переработка вторичных материалов техногенного происхождения в жидкофазных печах барботажного типа позволяет не только увеличить степень утилизации отходов, но и производить из отходов шлак, содержащий 1% пентаоксида ванадия.

Ключевые слова: ванадийсодержащий титаномагнетит; жидкофазные процессы; пентаоксид ванадия; ванадиевый шлак.

CURRENT STATUS AND DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY PERERABOTKI TITANOMAGNETITE VANADIUM-CONTAINING RAW MATERIALS IN RUSSIA

Bogatyrev Azamat Valeryevich, Podgorodetskiy Gennadiy Stanislavovich

*National University of Science and Technology «MISIS», Russia, Moscow
Leninskiy prospect 4, 8 (963) 694 – 20 – 61*

Abstract: It considers the resource potential of the country and the technological scheme of obtaining vanadium pentoxide from iron ores. Processing of secondary materials of anthropogenic origin in the liquid-phase furnaces type bubble allows not only to increase the level of disposal of waste and to produce waste slag, containing 1% pentoxide vanadium.

Key words: reduction; vanadium-bearing titanomagnetit; liquid-phase processes; vanadium pentoxide; vanadic slag.

Одними из широко используемых в промышленности химических элементов является ванадий. Основное потребление, около 90%, приходится на черную и цветную металлургию. Ванадий применяется в качестве основного легирующего компонента в конструкционных, инструментальных и других видах сталей и сплавов, а также широко используется в химической, авиакосмической и атомной промышленности.

Основными производителями ванадия являются (по данным WSA за 2015 г.): Китай – 52%, ЮАР – 16%, Россия – 15%, европейские страны – 8%, США – 6%, остальные страны – 3%. По последним прогнозным данным, мировое потребление ванадия может увеличиться к 2020 – 2025 гг. до 140 – 160 тыс. т в связи с увеличением выплавки стали и возможным расширением его использования в титановой промышленности. Современные инновационные предприятия используют ванадий для производства батарей для электромобилей. На рисунке 1 представлена зависимость мирового потребления ванадия от производства сталей в 2000 – 2014 гг. [1].

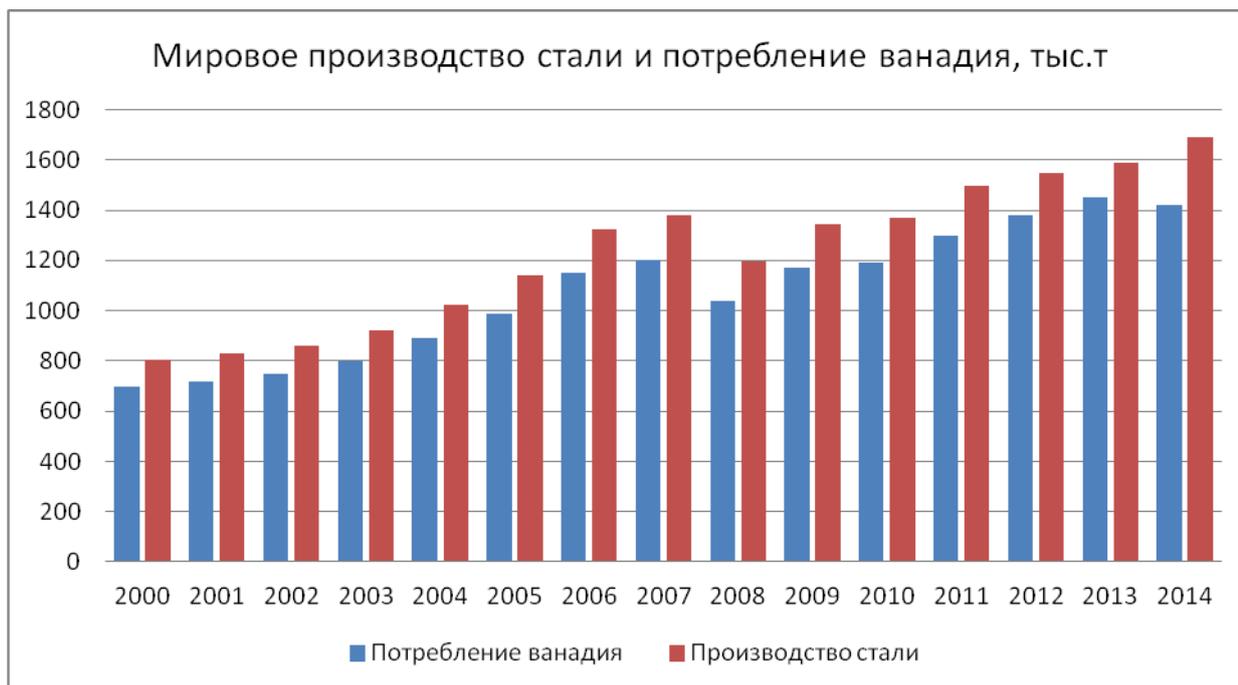


Рисунок 1 – Мировое производство и потребление стали в период 2000 – 2014 гг.

В связи с интенсивной эксплуатацией месторождений богатых ванадиевых руд с содержанием V_2O_5 от 3 до 20 % (патронитовых, роскоэлитовых, карнотитовых, ванадитовых и др.) их запасы начиная со второй половины XX в. постепенно истощаются. Основным источником для промышленности становятся относительно бедные по ванадию (1,5 % V_2O_5) титаномагнетитовые и ильменит-титаномагнетитовые руды.

Извлечение ванадия из титаномагнетитов осуществляется гидро- и пирометаллургическими способами. Гидрометаллургический способ считается эффективным при содержании ванадия более 1 % V_2O_5 в титаномагнетитовом концентрате и при использовании титаносодержащих железистых остатков в качестве железорудного сырья в черной металлургии. Извлечение ванадия из титаномагнетитов пирометаллургическими способами в промышленности осуществляется в основном по двум схемам: по коксодоменной и безкоксовой (электроплавка) [2]. Доменная плавка применяется для бедных по титану (3 – 4 % TiO_2) титаномагнетитов. При высоких содержаниях титана эффективной считается электроплавка предварительно восстановленного во вращающихся печах концентрата. Основным металлургическим агрегатом при этом выступает руднотермическая печь.

Обе схемы включают выплавку из титаномагнетитового концентрата ванадиевого чугуна, содержащего 0,3 – 1,0 % V и выше, продувку ванадиевого чугуна в конвертерах или специальных встряхивающихся ковшах кислородом или воздухом с получением ванадиевого шлака, содержащего 10 – 25 % и более V_2O_5 . Ванадиевый шлак направляется на гидрометаллургическое извлечение ванадия по схеме «окислительный обжиг – выщелачивание». В этих технологиях сквозное извлечение ванадия достаточно низкое и находится на уровне 50 – 65 % (в зависимости от содержания ванадия в концентрате и применяемого способа), что связано со значительными потерями его (от 10 до 25 %) на каждом этапе производственного цикла.

Общее извлечение ванадия, по классическим схемам, составляет всего 45 – 65 % и зависит от применяемой технологии и содержания ванадия в исходном концентрате. Также затруднена переработка титаномагнетитовых концентратов с содержанием TiO_2 более 4 %. Применение метода электроплавки, даже несмотря на предварительную металлизацию титаномагнетитового концентрата, связано с высокими энергетическими затратами из-за большого выхода титансодержащего шлака. Гидрометаллургический метод может быть эффективным в случае, если содержание ванадия в концентрате составляет более 1% и при относительно небольших объемах производства, а также при реализации железосодержащего остатка в качестве сырья для черной металлургии. Поэтому в последние десятилетия прошлого века, как в России, так и в зарубежных странах, проводились исследования по разработке новых эффективных методов переработки титаномагнетитов с получением железа и извлечением ванадия.

При этом, в течение длительного времени на отвалах и шламохранилищах металлургических комбинатов складывается огромное количество опасных отходов. В состав таких отходов зачастую входят токсичные компоненты, которые оказывают негативное воздействие на окружающую среду. Пентаоксид ванадия относится ко второму классу опасности и представляет собой высоко опасное вещество. В отходах оксида ванадия содержание достигает 24% [3]. Современные тенденции развития металлургических технологий говорят о том, что такие отходы могут служить сырьём для инновационных методов производства металла.

Наиболее перспективными металлургическими технологиями являются жидкофазные технологии, они позволяют значительно интенсифицировать металлургические процессы, снизить расходы энергоносителей, и создать условия, позволяющие извлекать ванадий из техногенных отходов. Преимущество таких технологий заключается в том, что практически отсутствует процесс восстановления титана и его перехода в чугун до заметных концентраций предотвращает образование карбидов и нитридов титана и их выделение в виде фазы в шлаке. Это препятствует образованию гетерогенных шлаков, обладающих высокой вязкостью и склонностью к вспениванию. Проведенные эксперименты показали возможность переработки отходов с высокой степенью извлечения ванадия в легированный чугун [4].

По данным исследований можно сделать вывод, что ванадийсодержащие отходы, требующие утилизации, подходят в качестве основного шихтового материала для жидкофазных пирометаллургических процессов. Применяя такой метод переработки, появляется возможность снизить негативное воздействие на окружающую среду, извлекать ванадий в легированный чугун и получить ванадиевый шлак, не содержащий токсичных веществ.

Первоочередными задачами по развитию ванадиевого комплекса России являются увеличение объемов производства, наиболее полное извлечение ванадия и титана, снижение себестоимости продукции и улучшение экологической обстановки. Методом достижения этих целей является дальнейшее развитие технологий жидкофазной переработки ванадийсодержащих материалов и ввод новых современных мощностей по переработке ванадиевого шлака.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ, соглашение № 14.278.21.0065 от 20.10.2014 г., уникальный идентификатор соглашения RFMEFI57814X0065

Список использованных источников

- 1 Смирнов, Л. А. Кушнарв, А. В. Современное состояние и перспективы титаномагнетитового ванадийсодержащего сырья в России / Л. А. Смирнов, А. В. Кушнарв // Черная металлургия. – 2013. – №5. С. 3-21.
- 2 Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Л. И. Леонтьев, Н. А. Ватолин, С. В. Шаврин и др. М.: Металлургия, 1997 – 431 с.
- 3 Смирнов Л.А., Кобелев В.А., Потанин В.Н. Разработка комплексной схемы утилизации железосодержащих отходов // Сталь. 2001. №1. С.89-90.
- 4 Процесс Ромелт / В.А. Роменец, В.С. Валавин, А.Б. Усачёви др. – М: ИД «Руда и Металлы», – 2005.

СЕКЦИЯ: ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ

УДК 621.01

ВЛИЯНИЕ СПОСОБА ЗАДАНИЯ ЗАКРЕПЛЕНИЙ В РАСЧЕТНОЙ МОДЕЛИ НА РАСЧЕТНЫЕ ДИНАМИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ.

Авдеев В.И., Подгорный И.Е., Ермаков В.В.

*Старооскольский технологический институт им А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО "Национальный
исследовательский технологический университет "МИСиС", Старый Оскол, Россия*

Kafedra-pm-sti@mail.ru

***Аннотация.** В статье рассмотрены различные варианты закреплений рамы, установленной на жестком основании. Показаны сравнительные результаты расчетных динамических характеристик.*

***Ключевые слова:** расчетная модель, частота колебаний, узел, опора.*

THE INFLUENCE OF THE METHOD OF THE TASK OF FIXING THE COMPUTATIONAL MODEL ON THE CALCULATED DYNAMIC CHARACTERISTICS.

Avdeev V. I., Podgorny I. E., Ermakov V.V.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST "MISiS", Stary Oskol, Russia

***Abstract.** The article discusses various options for setting of frame feet mounted on a rigid base. Shows the comparative results of estimated dynamic characteristics.*

***Keywords:** the estimated model, frequency, node, backbone.*

При решении инженерных задач реальные объекты заменяют расчетными схемами, моделируют математическими моделями и (или) расчетными моделями. Достаточно точные решения при рассмотрении сложных динамических и иных задач можно получить при использовании универсального комплекса ЗЕНИТ-95 [1], реализующего метод конечных элементов. Однако в зависимости от выбора расчетной схемы и последующей реализации этой схемы в расчетной модели можно получить адекватную или не адекватную реальной конструкции расчетную модель, и как результат - различные расчетные значения динамических характеристик, например расчетных частот собственных колебаний системы [2].

Покажем это на примере установки охлаждения воздуха, состоящей из стальной рамы (позиция 1 на рис.1), выполненной из гнутого профиля толщиной 3 мм. На раме закреплен теплообменник (позиция 2 на рис.1) массой 320 кг. Соединение теплообменника и рамы смоделировано связями конечной жесткости (позиция 3 на рис.1), которые во всех рассматриваемых ниже случаях были неизменными. Рама прижата к неподвижному бетонному основанию собственным весом, весом теплообменника и зафиксирована 4-я анкерными болтами М12х150. Общая масса конструкции составляет 339 кг.

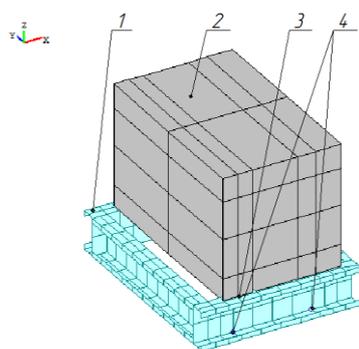


Рис.1 Расчетная модель

Опоры рамы (позиции 4 на рис.1) последовательно смоделированы:

Вариант 1 - шарнирным закреплением в месте установки болта (рис. 2а);

Вариант 2 – шарнирным закреплением узлов отверстий в раме под анкерный болт (рис. б);

Вариант 3 – шарнирным закреплением под вертикальной полкой (рис. 2в);

Вариант 4 – дополнительной к варианту 1 фиксацией рамы от вертикальных перемещений (рис. 2г).

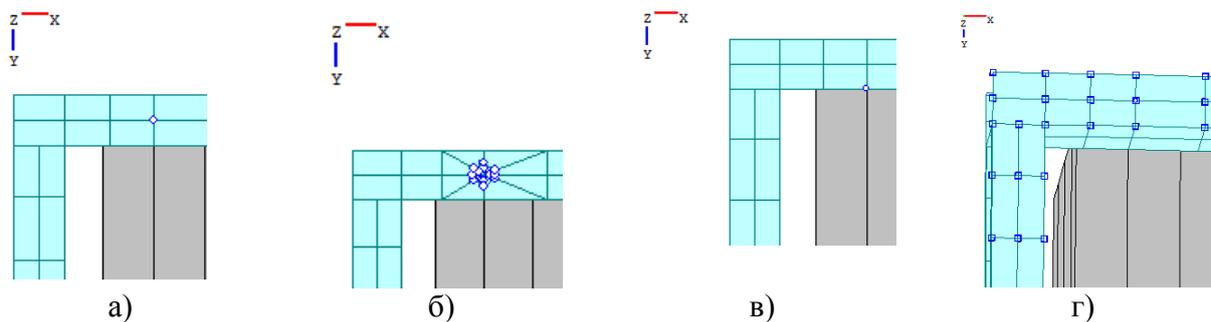


Рис.2. Варианты задания и расположения опор в модели

Расчет выполнен в универсальном комплексе ЗЕНИТ-95. Результаты расчета, полученные по вариантам 1-4, представлены на рисунках: вариант 1 - рис.3а, 3б; вариант 2 - рис 4а, 4б; вариант 3 – рис. 5а, 5б; вариант 4 – рис. 6а, 6б.

Результаты расчета частот собственных колебаний

1 -я форма колебаний с частотой $f=10.622$ Гц

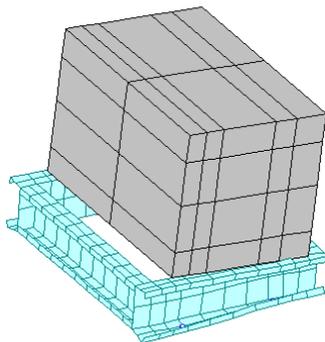


Рис. 3а

2 -я форма колебаний с частотой $f=18.9434$ Гц

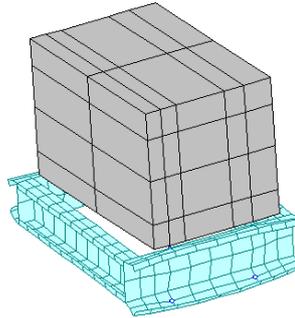


Рис. 3б

1 -я форма колебаний с частотой $f=13.84$ Гц

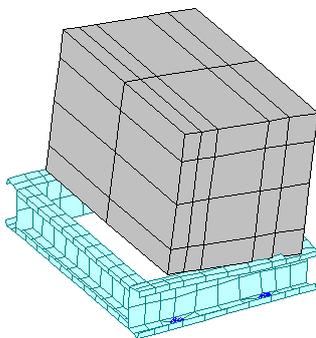


Рис. 4а

2 -я форма колебаний с частотой $f=26.6897$ Гц

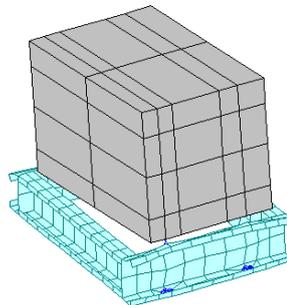


Рис. 4б

1 -я форма колебаний с частотой $f=15.3961$ Гц

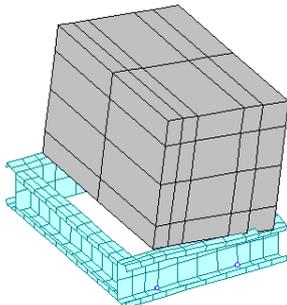


Рис. 5а

2 -я форма колебаний с частотой $f=29.4192$ Гц

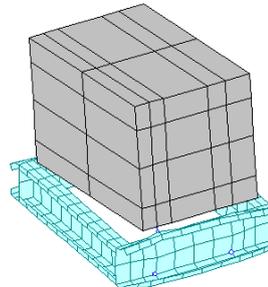


Рис. 5б

1 -я форма колебаний с частотой $f=15.5259$ Гц

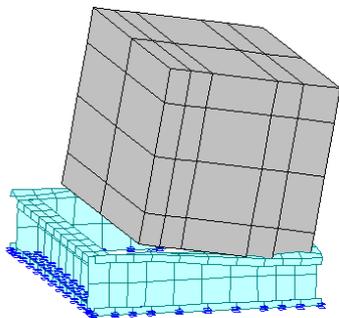


Рис. 6а

2 -я форма колебаний с частотой $f=29.889$ Гц

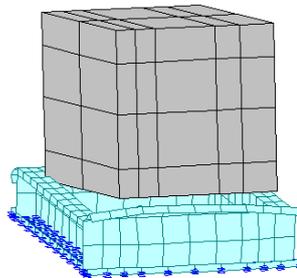


Рис. 6б

В результате анализа результатов выявлено, что при закреплении рамы по вариантам 236

1 и 2 низшие собственные частоты колебаний значительно различаются. Также выявлено несоответствие форм колебаний реальной физической картине – элементы рамы «входят» в бетонное основание (перемещение вниз, рис 3, рис 4), быть не может. Наиболее близкими по физической сущности к рассматриваемому в работе объекту являются модели со способами задания опор по 3-му и 4-му вариантам. Расхождение в результатах расчета первой и второй собственных частот составляет менее 1%. Однако по нашему мнению предпочтение следует отдавать варианту закрепления 3 (рис. 5), так как именно в этом случае возможно определение нагрузок на анкерные болты в случае отрывающей (раскрывающей стык рамы и основания) внешней нагрузки.

Список литературы

1. Программа ЗЕНИТ-95. Регистрационный номер паспорта 148 ГАН РФ от 20.02.2003.
2. Авдеев В.И., Кравченко О.Ф., Кравченко Н.В., Подгорный И.Е. О влиянии некоторых конструктивных особенностей опорных устройств на динамические характеристики механических систем. //Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, Том II, 25-27 ноября 2015 г. – Старый Оскол. – 2015. - С.3-6.

УДК 621.01

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТРЕБОВАНИЙ АМЕРИКАНСКОГО СТАНДАРТА ASCE 7-10, ЭКВАДОРСКОГО СТРОИТЕЛЬНОГО СТАНДАРТА NEC-11 И РОССИЙСКИХ СТАНДАРТОВ И НОРМ К ПАРАМЕТРАМ ВЕТРОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОМЫШЛЕННЫЕ ОБЪЕКТЫ

Авдеев В.И., Ермаков В.В., Подгорный И.Е.

Старооскольский технологический институт им А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВО "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", Старый Оскол, Россия

Kafedra-pm-sti@mail.ru

***Аннотация.** В данной работе проводится сравнительный анализ требований к параметрам ветрового воздействия на технологическое и электротехническое оборудование промышленных объектов эквадорского строительного стандарта NEC-11 [1], американского стандарта ASCE 7-10 [2] и российского СП 20.13330.2011 «Нагрузки и воздействия» [3].*

***Ключевые слова:** ветровое воздействие; ветровое давление.*

COMPARATIVE ANALYSIS REQUIREMENTS OF AMERICAN STANDARD ASCE 7-10, ECUADORIAN CONSTRUCTION STANDARDS NEC-11 RUSSIAN STANDARDS AND NORMS TO THE WIND ACTION PARAMETERS FOR INDUSTRIAL BUILDINGS

Avdeev V.I., Ermakov V.V., Podgornyi I.E.

Stary Oskol Technological Institute named after A.A. Ugarov (branch) NUST «MISIS», Russia, Stary Oskol

***Abstract.** In this study, a comparative analysis of the requirements to the parameters of the wind effects for technological and electrical equipment of industrial facilities the Ecuadorian construction standard NEC-11 [1], the American standard ASCE 7-10 [2] and the Russian SP20.13330.2011 "Loads and impacts" [3].*

***Keyword:** Windeffects; windstress.*

В данной работе проводится сравнительный анализ требований к параметрам ветрового воздействия на технологическое и электротехническое оборудование промышленных объектов эквадорского строительного стандарта NEC-11 [1], американского стандарта ASCE 7-10 [2] и российского СП 20.13330.2011 «Нагрузки и воздействия» [3].

Ветровое воздействие задается как равномерно-распределенная нагрузка.

Расчет давления ветра по требованиям NEC-11 произведем по формуле 1.

$$P = \frac{1}{2} \cdot \rho \cdot v_b^2 \cdot c_e \cdot c_f; \quad (1)$$

где P – давление (Н/м²);

ρ – плотность воздуха, 1.25 кг/м³; (п. 1.1.5.1 [1])

v_b – основная скорость ветра, 25 м/с (90 км/ч);

c_e – коэффициент окружающей среды, 0.91, (таблица 1.4 [1]);

c_f – коэффициент формы, «Формфактор» $c_f=2$.

Итоговая ветровая нагрузка:

$$P = \frac{1}{2} \cdot 1.25 \cdot 25^2 \cdot 0.91 \cdot 2 = 710.9 \text{ Н/м}^2$$

Определим ветровое воздействие по требованиям ASCE 7-10 по формуле 2.

$$q_z = 0.613 \cdot K_z \cdot K_{zt} \cdot K_d \cdot V^2 \quad (2)$$

Основная скорость ветра $V=90 \text{ км/ч}=25 \text{ м/с}$ (п. 26.5 [2]).

Коэффициент направления ветра $K_d=0.9$ (п. 26.6 [2]).

Топографический коэффициент неприменим $K_{zt}=1$.

Наличие ограждающих конструкций – открытое сооружение (п. 26.10[2]).

Коэффициент давления скорости (K_h или K_z) $K_h=1.03$, $K_z=1.03$ (п. 29.3.1[2]).

Получим давление ветра:

$$q_z = 0.613 \cdot 1.03 \cdot 1 \cdot 0.9 \cdot 25^2 = 355.16 \text{ Па};$$

$$q_z = q_h, \text{ так как высота конструкции } h=1.6 \text{ м.}$$

Ветровую нагрузку определим по формуле 3:

$$F = q_z \cdot G \cdot G_f \quad (3)$$

$F = q_z \cdot G \cdot G_f \cdot A_f q_z$ – давление скорости, рассчитанное на высоте z ;

G – коэффициент эффекта порыва ветра $G = 0.85$, (п. 26.9 [2]);

G_f – силовой коэффициент, $G_f = 1.3$, при соотношении $D/h=1.6/1.25=1.28$, (п. 29.5, [2]).

$$F = 355.16 \cdot 0.85 \cdot 1.3 \cdot 0.13 = 51 \quad F = 355.16 \cdot 0.85 \cdot 1.3 = 392.5 \text{ Н/м}^2.$$

Определим ветровую нагрузку по требованиям СП 20.13330.2011.

Нормативное среднее составляющее ветровой нагрузки определим по формуле 4:

$$w_m = w_0 \cdot k(z_e) \cdot c \quad (4)$$

где, w_0 – нормативное значение ветрового давления, для районов со средней скоростью ветра равно 25 м/с, приближенно равно $w_0 = 0.23 \text{ кПа}$, что соответствует первому ветровому району.

$k(z_e)$ – коэффициент, учитывающий изменение ветрового давления для высоты z_e ,

$$k(z_e) = 0,5 [3],$$

c - аэродинамический коэффициент, $c = 1,2 [3]$.

$$w_m = 230 \cdot 0,5 \cdot 1,2 = 138 \text{Па}$$

В соответствии с вышеприведенным анализом, давление ветра, полученное с применением нормы NEC-11, является выше значений, которые получается с применением нормы ASCE 7-10 и СП 20.13330.2011. А значит, для структурного анализа необходимо применять значение нормы NEC-11.

Проведенный в работе анализ требований к параметрам ветрового воздействия на промышленные объекты отечественных и зарубежных стандартов показывает, что оборудование отечественных предприятий, поставляемое в другие страны, прошедшее экспертизу на ветровые воздействия по российским стандартам, требует дополнительных проверочных расчетов по нормам таких стандартов как ASCE 7-10 и NEC-11.

Результаты данной статьи дополняют сведения о требованиях к параметрам различных воздействий на промышленные объекты, предъявляемые стандартами разных стран, такие как ASCE 7-10, NEC-11 и российские нормы, опубликованным в статье [4].

Список литературы

1. Строительные нормы Эквадора. NEC-11.
2. ASCE Standart 7-10. Minimum Design Loads for Buildings and Other Structures.
3. СП 20.13330.2011. «Нагрузки и воздействия».
4. Авдеев В.И., Ермаков В.В., Кравченко О.Ф., Сравнительный анализ требований американского стандарта ASCE 7-10, эквадорского строительного стандарта NEC-11 и российских стандартов и норм к параметрам сейсмического воздействия на промышленные объекты// XIII Всероссийская научно-практическая конференция, с международным участием. «Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство». Том II. – Старый Оскол: СТИ НИТУ «МИСиС», 2015. - С. 11-15.

ПЕРСПЕКТИВЫ ЭЛЕКТРОИСКРИСТЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В РЕМОНТНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Авдеева Н.Е.

Оскольский политехнический колледж СТИ НИТУ «МИСиС», г. Старый Оскол, Россия

Аннотация. Рассмотрены преимущества восстановления деталей машин электроискровой наплавкой. На конкретных примерах показано, что применение электроискровой наплавки позволяет существенно снизить затраты на восстановление дорогостоящих деталей и значительно повысить продолжительность срока их эксплуатации.

Ключевые слова: электроискровая наплавка, искровое легирование, ЭИЛ.

PROSPECTS ELECTROSTATIC TECHNOLOGIES IN REPAIR

Avdeeva N.E.

Oskol Polytechnic College STI NUST «MISiS», Stary Oskol, Russia

Abstract. Discusses the benefits of restoration of machine parts electrical discharge welding. Specific examples have shown that application of electric arc welding can significantly reduce the costs for repairing the costly parts and significantly increase the duration of their lifetime.

Keywords: spark welding, spark alloying, ESA.

Одной из важнейших государственных задач является устранение научно-технического отставания и технологической зависимости от передовых в техническом отношении зарубежных стран, обеспечение промышленного производства и агропромышленного комплекса современными эффективными и экономичными технологиями и оборудованием, а населения – высококачественными продуктами питания в достаточном количестве. Выполнение этого реализуется на основе современных научных разработок производственно-техническим комплексом и его управляющей структурой – инженерно-технической системой. Направленность её деятельности связана с освоением и использованием достижений научно-технического прогресса, поддержанием высокой работоспособности обслуживаемой техники. Указанное осуществляется как путём улучшения технико-экономических показателей новой техники при её создании и производстве, так и применением при её ремонте ресурсосберегающих процессов, обеспечивающих достижение 80–100%-го послеремонтного ресурса на основе использования прогрессивных упрочняющих и восстанавливающих технологий.

Актуальность проблемы связана с тем, что в настоящее время в России на многих предприятиях техническое состояние различного оборудования – энергетического, технологического, транспортного – находится на низком уровне. Это является следствием расходования оборудованием до 70–80% его ресурса. На примере металлургического комплекса России отметим, что в 2012–2014 г.г. 45–90% металлургической техники было укомплектовано агрегатами после капитального ремонта. Не менее 30 млрд. руб. расходовались на приобретение запасных частей, в том числе 10–12 млрд. руб. – на закупку новых агрегатов. Стоимость отремонтированных агрегатов составляла 40–120 % по отношению к новому изделию, а их ресурс – в 1,5–6 раз ниже ресурса агрегатов заводского изготовления. Анализ показывает, что повышение межремонтного ресурса агрегатов до уровня нового изделия составит экономию не менее 5–7 млрд. руб. в год.

Работы учёных и специалистов-практиков показывают, что более 75 % изношенных деталей целесообразно повторно использовать после восстановления; это существенно снижает нагрузку на машиностроительное производство, а, кроме того, экономически оправдано как для ремонтного производства, так и для потребителя. Реальные затраты на восстановление детали обычно не превышают 25–30% её стоимости, а при грамотном назначении технологии восстановления достигается 100%-ый ресурс [1].

Этот метод широко применяется в мировой практике для размерной обработки деталей в диэлектрической жидкости. Но, кроме того, он широко востребован и развивается как в России, так и за рубежом для нанесения покрытий на детали в газовой среде с целью улучшения эксплуатационных свойств деталей машин, инструментов для механической обработки (резание, давление), литейной оснастки и др., а также для восстановления утраченных в процессе эксплуатации их размеров, устранения дефектов поверхности [3].

При ЭИО осуществляется воздействие на металлические поверхности в газовой среде короткими (обычно до 1000 мкс) электрическими разрядами с энергией от сотых долей до десятка и более джоулей и частотой до 1000 Гц. При периодическом, с определённой частотой, контакте электрода (анода) с обрабатываемым изделием (катодом) и его разрыве возникают электрические разряды, создаваемые генератором импульсов. Под действием этих разрядов происходит следующее: идут процессы преимущественного разрушения материала электрода (анода) и образования вторичных структур в рабочей его части; осуществляется перенос продуктов эрозии электрода на деталь (катод); на поверхности обрабатываемого изделия протекают микрометаллургические процессы; элементы материала электрода диффундируют в поверхностный слой изделия; поверхность изделия приобретает новый специфичный рельеф (рис. 1, а); образуется на поверхности изделия измененный слой (рис. 1, б), включающий белый слой, диффузионную зону и зону термического влияния, при этом изменяются свойства поверхностного слоя; формируется поверхностный слой мелкодисперсного состава, вплоть до наноуровня (рис. 1, в); происходит изменение размера изделия. В результате обработки на поверхности детали образуется новый слой, которому в зависимости от параметров искрового разряда, состава электродного материала, материала обрабатываемой детали и других факторов придаются отличные от исходного состояния свойства, управляемые в широких пределах и обеспечивающие требуемые качества: повышенные микротвердость, износостойкость, жаростойкость и другие.



Рис. 1. Изменение рельефа поверхности (а) и структуры поверхностного слоя (б, в)

Широкое эффективное применение ЭИО базируется на основных двух его качествах:

1. Способности формировать на обрабатываемых изделиях покрытия (поверхностные слои) с заданными эксплуатационными свойствами путём применения большинства токопроводящих материалов с присущими им свойствами. Этим достигается увеличение износо-, жаро-, эрозионной, коррозионной стойкости и улучшение других свойств обработанных поверхностей;
2. Возможности управления толщиной этих покрытий – от нескольких микрометров до 0,5 мм (а при использовании определённых технологий – до 5–10 мм и более) путём изменения электрических режимов обработки и её длительности.

Наряду с возможностью формирования покрытий с характеристиками широкого диапазона значений, метод ЭИО обладает также рядом достоинств, определяющих его успешное использование для решения производственных проблем:

- возможность локального формирования покрытий в строго указанных местах радиусом от долей миллиметра и более, не защищая при этом остальную поверхность;

- высокая адгезия электроискрового покрытия с основным материалом;
- отсутствие нагрева и деформаций изделия в процессе обработки;
- сравнительная простота технологии, не требуется специальной предварительной обработки поверхности;
- высокая надёжность оборудования и простота его обслуживания, оно малогабаритное и ремонтпригодное;
- низкая энергоёмкость ручных и механизированных процессов ЭИО;
- высокий коэффициент переноса электродного материала (60–80%).

Технологии и области применения ЭИО. Широкие пределы управляемых технологических параметров процесса ЭИО и характеристик формируемых покрытий являются основой высокой универсальности этого метода обработки, применяемого в прокатном производстве, в машиностроении при изготовлении новых деталей (упрочняющие покрытия и покрытия со специальными свойствами рабочих поверхностей прокатного инструмента, деталей машин, режущих инструментов, штамповой оснастки), а также в ремонтном производстве энергетических, добывающих и перерабатывающих, машиностроительных предприятий при восстановлении изношенных деталей, утративших свои размеры в процессе эксплуатации. Отметим, что в зарубежных странах этот метод используется в большей мере для нанесения покрытий с эффектом упрочнения и со специальными свойствами, причём, в первую очередь, в оборонных отраслях, в т.ч. при производстве космической и авиационной техники.

Для придания обрабатываемым поверхностям специальных свойств (жаро-, эрозионно-, коррозионная стойкость и др.) используют для ЭИО в качестве электродов токопроводящие материалы, обладающие соответствующими эксплуатационными свойствами. В частности, защищая поверхности деталей от атмосферной коррозии, используют электроды из алюминия, никеля, хрома и их сплавов, нержавеющей сталей; для снижения переходного электрического сопротивления наносят покрытия золотом, серебром, платиной и т.д.

Результатом практического использования ЭИО являются определённые показатели:

1. Увеличение срока службы упрочнённых деталей и инструментов на 250–400 % и более.
2. Уменьшение себестоимости и сокращение сроков ремонта агрегатов машин путём восстановления изношенных деталей взамен приобретения новых и обеспечение их ресурса на уровне нового изделия.
3. Окупаемость за три - девять месяцев капитальных затрат, связанных с приобретением новой техники (технологии и оборудование) и её освоением.
4. Экономия природных ресурсов в связи с повторным использованием восстановленных деталей.

Создание новых электродных материалов со специальными свойствами.

В России и за рубежом создают новые электродные материалы для ЭИО и исследуют свойства покрытий, полученных с помощью этих материалов. Это касается, например, твёрдых сплавов типа «СТИМ», в том числе с добавками наночастиц (разработки НПО «Металл» при НИТУ «МИСиС»), сплавов на основе карбидов титана, вольфрама, боридов и оксида циркония (Хабаровский научный центр ДВО РАН), силицидных материалов (Институт физики твёрдого тела РАН и ФГБНУ ГОСНИТИ), твёрдых сплавов с тугоплавкими и высокотвёрдыми добавками (Институт проблем материаловедения НАНУ – Украина) и др. Использование для ЭИО новых электродных материалов способствует большему переносу легирующих элементов на обрабатываемую поверхность, улучшению качественных характеристик покрытия и увеличению ресурса упрочняемого или восстанавливаемого изделия, создавая этим новые перспективы для эффективного применения ЭИО.

Создание комбинированных покрытий совмещением ЭИО с другими методами обработки. Резервы эффективности ЭИ технологий связаны также с совместным использованием ЭИО и других методов обработки. Так, ЭИО с поверхностно-пластическим

деформированием улучшает качество поверхности и преобразовывает растягивающие напряжения в поверхностном слое на сжимающие. Совмещение ЭИО с детонационным напылением, лазерной, ультразвуковой, плазменной и другими видами обработки улучшает качественные параметры покрытий, позволяет решать технические проблемы более эффективно.

Закключение. Электроискровой метод нанесения металлопокрытий обладает высокой эффективностью, экономичностью и универсальностью; он перспективен для широкого использования на предприятиях разных отраслей экономики, включая оборонную промышленность, для увеличения ресурса и восстановления работоспособности деталей и инструментов.

Список литературы

1. Лялякин В.П. Состояние и перспективы ремонта машин в АПК // Труды ГОСНИТИ. 2008. – Т. 101. – С. 33–37.
2. Черноиванов В.И., Лялякин В.П., Литовченко Н.Н. Ресурсосберегающие восстановительно-упрочняющие технологии – основа вторичного производства деталей. // Вестник Орловского государственного аграрного университета. – 2009. – Т. 16, – № 1. – С. 2–5.
3. Черноиванов В.И., Лялякин В.П., Голубев И.Г. Инновационные проекты и разработки в области технического сервиса. – М.: Росинформагротех, 2010. – 95 с.
4. Бурумкулов Ф.Х., Лезин П.П., Сенин П.В., Иванов В.И., Величко С.А., Ионов П.А. Электроискровые технологии восстановления и упрочнения деталей машин и инструментов (теория и практика) // МГУ им. Н.П.Огарева. – Саранск: Красный Октябрь, 2013.

УДК: 621.791; 658.58

СПОСОБЫ, МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОТВЕРСТИЙ В ДЕТАЛЯХ ГОРНЫХ МАШИН

Бойко П.Ф.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», г. Старый Оскол, Россия

Аннотация. Приведены условия эксплуатации и проблемы износа отверстий деталей горных машин. Предложены современные новые машиностроительные технологии и оборудование для восстановления отверстий деталей (включая крупногабаритные с большой массой) горно-обогатительного оборудования, представлен опыт их использования.

Ключевые слова: горные машины; оборудование; износ; восстановление; способы; технологии.

METHODS, ENGINEERING TECHNOLOGIES AND EQUIPMENT FOR REPAIR OF HOLES IN THE PARTS OF MINING MACHINES

Boyko P.F.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Stary Oskol, Russia

Abstract. Description of operation conditions and problems of wear of the holes of parts of mining machines. Suggestions for new modern engineering technologies and equipment for repair of the holes of parts (including large-size parts with big weight) of mining equipment, and the experience of using them

Keywords: mining machines; equipment; wear; restore; methods; technologies

Детали горно-обогательного оборудования характеризуются большими габаритами (до 10 м) и массой до 100 т. Изнашивание отверстий в деталях приводит к нарушению посадок в узлах механизмов и их полумкам. В деталях могут иметь место цилиндрические гладкие отверстия, открытые с двух сторон или с одной стороны (глухие).

Из всех восстанавливаемых поверхностей отверстия составляют более 60%. Стоимость восстановления обычно составляет от 15 до 40% стоимости новых деталей.

Изношенные поверхности отверстий можно восстанавливать под нормальный размер несколькими способами. Из них выбирают тот, который наиболее выгоден в условиях данного предприятия для данных деталей, и при этом исходят из особенностей производства горно-обогательного цеха, возможностей демонтажа и доставки детали в ремонтный цех или необходимости восстановления её на месте эксплуатации оборудования, её технологических и конструктивных особенностей, величины и характера износа, материала детали, наличия ремонтного оборудования и материалов для восстановления [1].

Деталь с восстановленным отверстием должна быть прочной, достаточно долговечной и надежной в эксплуатации. Она должна обладать качествами, которые имеются у новой детали. А применяя современные технологии, возможно совместно с восстановлением упрочнять поверхности отверстия. Чтобы выбрать способ восстановления детали, необходимо знать её служебное назначение, условия работы и действующие на неё усилия, а также срок службы.

Целесообразность применения выбранного способа восстановления и необходимость одновременного упрочнения поверхности отверстия в каждом случае зависит от следующих факторов: условий работы поверхности отверстия детали; - характера сопряжения (подвижная, неподвижная посадка), величины и характера действующих нагрузок, скорости взаимного перемещения деталей сопряжения, видов и способов смазки поверхностей с подвижной посадкой; величины и характера износа поверхности отверстия; прочности детали на момент восстановления; конструкции детали, марки материала её и наличие термической обработки; требований технических условий на восстановление; - наличие ремонтного оборудования и материалов; количество однотипных деталей с аналогичным износом.

Определяющими факторами, для выбора оптимального варианта могут быть: предполагаемое качество поверхности и прочность детали после восстановления; продолжительность ремонта; наличие ремонтных средств и материалов; экономическая эффективность с учетом особенностей действующего цеха.

Для восстановления отверстий деталей горных машин наиболее подходят способы: пластического деформирования; механической обработки под ремонтный размер; наращивания поверхностных слоёв (напылением и наплавкой).

Восстановление малых отверстий способом пластического деформирования можно осуществить обжатием по наружной поверхности или вдавливанием по торцевым поверхностям, а больших отверстий - деформирующим резанием (подрезанием с отгибом) или накаткой треугольного профиля на восстанавливаемой поверхности.

Восстановление отверстий механической обработкой под ремонтный размер является самым эффективным. Сущность его обуславливается восстановлением с помощью механической обработки изношенной поверхности отверстия ремонтируемой, более сложной, металлоемкой и дорогой детали снятием минимального слоя металла до удаления следов износа без сохранения первоначального размера, то есть до ремонтного размера. Сопрягаемую деталь можно восстановить введением деталей-компенсаторов или изготовить новую, обеспечив первоначальную посадку. Основными данными при расчете ремонтного размера служит величина износа отверстия припуск на обработку, определяемый с учетом характера обработки, типа оборудования, размера и материала детали. Конечный ремонтный размер необходимо устанавливать из условий прочности, и конструктивных особенностей сопрягаемых деталей.

При определении ремонтного размера необходимо брать величину износа по радиусу отверстия. С учетом этого определить ближайший ремонтный размер отверстия. Значение, на которое необходимо увеличить нормальный диаметр отверстия при обработке, называется ремонтным интервалом, который на практике для отверстий разных деталей горного оборудования принимают в пределах 0,1 - 1,5 мм [2].

Изношенные поверхности отверстий различных цилиндров можно восстанавливать механической обработкой под больший ремонтный размер. Перед ремонтом отверстий цилиндров гидросистем необходимо осмотреть внутренние полости и проверить диаметр. Отклонение профиля продольного сечения не должна превышать 0,03 мм на длине 1 000 мм; предельно допустимая выпуклость и вогнутость до 0,03 мм. Если отклонения превышают допустимые, а на внутренней поверхности цилиндра имеются продольные риски и задиры, цилиндр необходимо расточить, затем выполнить отделку поверхности круглым притиром с абразивной пастой. Рационально исправить полость цилиндра на внутришлифовальном или токарном станке, применив шлифовальную головку. Чистовую отделку небольших цилиндров рекомендуется выполнить разверткой, укрепленной на борштанге. Производительно и качественно можно обработать отверстие цилиндров на горизонтально-расточных станках специальной хонинговальной головкой. Ремонтные размеры отверстий цилиндров определяют исходя из принимаемого межремонтного интервала в пределах 0,5 - 1,0 мм. Последний ремонтный размер должен быть таким, чтобы цилиндр был достаточно прочен.

Восстановление отверстий цилиндров компрессоров способом ремонтных размеров предусматривает механическую обработку отверстия под ремонтный размер, который больше нормального, но соответствует ремонтному размеру поршня. Если износ цилиндров данного компрессора больше, чем допускается ремонтными размерами, их необходимо расточить под гильзы, которые затем запрессовывают и обрабатывают под нормальный размер. В случае, когда цилиндрами компрессора являются сменные гильзы, то их также необходимо обработать под ремонтные размеры, а при достижении предельного размера следует заменять на новые.

Отверстия с плоскостью разъема под подшипники с незначительным износом в виде овальности и конусности, значения которых превышает допустимую величину целесообразно восстанавливать путем снятия слоя металла с плоскости разъема и доведения до нормального размера.

Посредством ремонтных (дополнительных) деталей можно восстанавливать многие отверстия, в которых располагаются шариковые или роликовые подшипники.

Отверстия в корпусных деталях из чугуна восстанавливают растачиванием на расточных станках.

Одним из способов восстановления изношенных поверхностей отверстий является микронаплавка, которая выполняется с комбинированным плавлением одновременно в двух местах. В результате происходит перенос металла электрода на деталь, после чего выполняется последующая обработка отверстия до получения нормального размера [2]. Основными преимуществами этого способа являются получение оптимальной толщины наплавленного слоя до 0,3...0,4 мм на сторону. Это позволяет компенсировать износ и обеспечивает необходимую величину припуска на последующую механическую обработку. При этом имеет место незначительном нагреве поверхности и достижение высокой поверхностной твердости покрытия, которая превышает твердость основы. Для отделки отверстий может быть использована хонинговальная головка.

Для восстановления отверстий крупногабаритных деталей горно-обогательного оборудования на местах эксплуатации можно использовать газо-термическое напыление или наплавку мобильными сварочно-расточными комплексами.

Газо-термическое напыление можно использовать для восстановления отверстий любых размеров в деталях из разных материалов. Невысокая температура нагрева (до 150°C) не приводит к изменению структуры, короблению и удлинению деталей. Широкий выбор

материалов покрытий для разных условий эксплуатации. Это дает возможность (при необходимости и за счет специально подобранного материала) улучшить поверхностный слой отверстия. Толщина покрытия регулируемая и может составлять от 0,01 до 15 мм в зависимости от величины и равномерности износа, возможно нанесение покрытия на локальные поверхности. Так можно восстанавливать отверстия под подшипники в редукторах и в ряде других деталей. Простота конструкции оборудования, и технологического процесса восстановления отверстий и других поверхностей в труднодоступных местах горно-обогатительных машин являются основанием для использования мобильного газо-термического комплекса на любом предприятии.

При необходимости механической обработки после восстановления больших отверстий крупногабаритных деталей горно-обогатительных машин на местах эксплуатации рационально применять мобильные сварочно-расточные комплексы компании Sir Meccanica S.p.a. моделей WS1÷WS7 и др. (диаметр восстанавливаемых отверстий от 37 до 11 700 мм), фирмы Climax BV 3000÷BV-8000 (диаметр восстанавливаемых отверстий от 38 до 4 030 мм), которые могут устанавливаться как в горизонтальном, так и вертикальном положении. Автоматические наплавочные установки Bortech brand BoreWelder, входящие в комплект мобильных сварочно-расточных комплексов, позволяют выполнение прецизионных сварочных швов пошаговым методом наплавки, при котором оператор регулирует наплавку, нанесенную за один проход, скорость перемещения, напряжение и скорость подачи проволоки. Наплавочные установки портативны, весят до 10 кг, их легко можно доставить к выполнению работы как в полевые условия, так и цех горно-обогатительного производства, они очень просто подготавливаются к работе.

Хорошо себя зарекомендовали мобильные сварочно-расточные комплексы ПРП 100-600, WS 7, BV 5000 при восстановлении отверстий крупногабаритных деталей массой до 80 т горнотранспортного и дробильно-размольного оборудования на местах его эксплуатации: нижних рам, поворотных платформ, корпусов бортовых редукторов, стрел, рукоятей, ковшей и кузовов карьерных экскаваторов и автосамосвалов; траверс, нижних и верхних чаш дробилок крупного (ККД 1500/180), среднего и мелкого (КСД-3000, КМД-3000, Н-8000) дробления, патрубков, цапф и зубчатых венцов мельниц МШЦУ 55× 65 [3, 4, 5].

Предложенные способы, машиностроительные технологии и оборудование показали их высокую эффективность при восстановлении деталей горных машин.

Список литературы

1. Гельберг Б.Т., Пекелис Г.Д. Ремонт промышленного оборудования: Учебник. 7-е изд. М.: Высшая школа, 1977. – С. 78-80.
2. Цеков В. И. Ремонт деталей металлургических машин: 2-е изд. М.: Металлургия, 1987. – С. 227-238.
3. Мнацаканян В.У., Бойко П.Ф. Технология восстановления работоспособности эксцентриковых стаканов дробильных агрегатов // Технология машиностроения. – 2011. – №2. – С. 38-39.
4. Тимирязев В.А., Схиртладзе А.Г., Бойко П.Ф. Восстановление точности отверстий крупногабаритной венцовой шестерни // Ремонт, восстановление, модернизация. – 2011. – №8. – С. 13-14.
5. Схиртладзе А.Г., Бойко П.Ф., Новиков О.А. Восстановление изношенных поверхностей отверстий в деталях машин // Сборник научных трудов 17 научной конференции «Математическое моделирование и информатика» 18-22 мая 2015 г. в МГТУ «СТАНКИН». М.: МГТУ «СТАНКИН», 2016. – С. 147-152.

ОСОБЕННОСТИ ПЛАНИРОВАНИЯ РАБОТ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕРСОНАЛА ПРИ РЕМОНТАХ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ

Бойко П.Ф.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», г. Старый Оскол, Россия

Аннотация. Приведены определения характеристик горно-металлургических производств, применяемых машин и оборудования, видов плановых ремонтов и выполняемых работ, особенности их планирования и определения квалификации ремонтного персонала.

Ключевые слова: *Металлургия; производство; машины; оборудование; ремонты; ремонтники; квалификация.*

SPECIFICITY OF PLANNING OF WORK AND DETERMINATION OF QUALIFICATION OF THE PERSONNEL IN THE REPAIR OF MINING AND METALLURGICAL MACHINERY AND EQUIPMENT

Boyko P.F.

Stary Oskol Technological Institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Stary Oskol, Russia

Abstract. *Determination of characteristics of mining and metallurgical industries, machinery and equipment used, types of scheduled repairs and works to be performed, specificity of their scheduling, and determination of qualification of repair personnel.*

Keywords: *Metallurgy; production; machinery; equipment; repairs; repairmen; qualification.*

Современное горно-металлургическое производство характеризуется: массовостью – комбинат в сутки перерабатывает несколько тысяч вагонов материалов и выдает десятки тысяч тонн продукции; непрерывностью работы металлургических агрегатов; тесной связью между смежными цехами – продукция и отходы одного производства служит сырьем или топливом для другого; высокой степенью механизации и автоматизации технологических процессов; большим многообразием технологических процессов и операций; процессы протекают в различных средах (при меняющихся высоких температурах, скоростях, динамических нагрузках, запыленности); высокими требованиями к качеству производимой продукции и ее объему.

Класс горно-металлургических машин имеет отличия в конструкции, процессах эксплуатации, технического обслуживания и ремонта:

- конструктивные особенности: горно-металлургические машин: изготавливаются индивидуально; имеют уникальность видов; значительная мощность приводов (до 10 000 кВт); большие габариты, отсутствие габаритных ограничений; значительные массы вращающихся и корпусных деталей; реализация в основном вращательного движения рабочего органа в широком диапазоне скоростей; преобладание низкоскоростных машин;
- эксплуатационные особенности: уникальность технологического процесса, зависящего от одновременной безотказной работы комплекса горно-металлургических машин и оборудования и наличия разветвленных систем их жизнеобеспечения (систем смазки, охлаждения и т.д.); необходимость автоматического управления машинами и агрегатами в связи со специфическими условиями их работы; работа в условиях запыленности и высоких температур; работа в режиме холостого хода и под нагрузкой; наличие значительных динамических нагрузок, близких к ударным; нестабильность рабочих нагрузок;
- особенности технического обслуживания: необходимость постоянного контроля технического состояния и поддержания работоспособного состояния; значительные потери при аварийных остановках оборудования; быстрый износ, требующий своевременной

замены деталей рабочих органов; технологические особенности ремонта крупногабаритного оборудования, входящего в технологические комплексы; значительное влияние качества технического обслуживания и ремонта на техническое состояние машин.

Структурная схема горно-металлургических машин приведена на рис. 1.

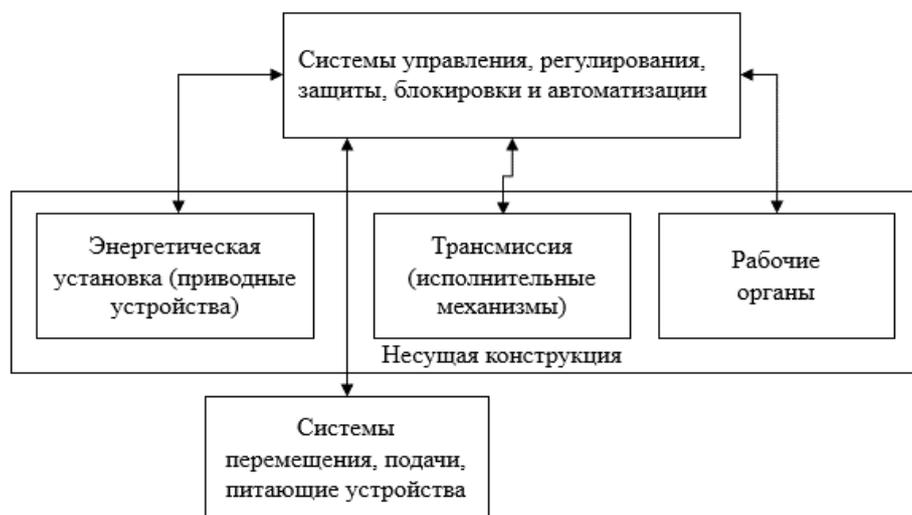


Рис. 1. Структура горно-металлургических машин

Основное требование к горно-металлургическим машинам - обеспечение проектной производительности при заданном уровне безотказности.

Механическое оборудование во многом определяет эффективность работы горно-металлургических агрегатов. Обеспечение работоспособного состояния машин и механизмов — основная задача ремонтной службы металлургического предприятия, которая достигается за счет своевременного и качественного проведения ремонтов и технического обслуживания. Качество ремонта оборудования определяет затраты на содержание оборудования, стоимость выпускаемой продукции, затраты на ликвидацию внеплановых остановок и аварийных ситуаций.

Согласно действующим стандартам ремонт - это комплекс операций по восстановлению работоспособности либо исправности изделий или их составных частей.

Работоспособность – это состояние объекта, при котором значения всех параметров, характеризующих способность выполнять заданные функции, соответствуют требованиям нормативно-технической и (или) конструкторской (проектной) документации, а неработоспособность – это состояние объекта, при котором значение хотя бы одного параметра, характеризующего способность выполнять заданные функции, не соответствует требованиям нормативно-технической и (или) конструкторской (проектной) документации. Способность выполнять горно-металлургической машиной заданные функции определяется техническим состоянием рабочих органов, соответствием всех параметров требованиям нормативно-технической документации.

Исправность – это состояние объекта, при котором он соответствует всем требованиям нормативно-технической и (или) конструкторской (проектной) документации, а неисправность – это состояние объекта, при котором он не соответствует хотя бы одному из требований нормативно-технической и (или) конструкторской (проектной) документации. Исправность горно-металлургической машины определяется техническим состоянием исполнительных механизмов, приводных и питающих устройств, систем перемещения и подачи, соответствием всех параметров требованиям нормативно-технической документации.

В соответствии с стандартом плановые ремонты бывают трех видов: текущий ремонт

(выполняемый для обеспечения или восстановления работоспособности изделия и состоящий в замене и (или) восстановлении отдельных частей); средний ремонт (выполняемый для восстановления исправности и частичного восстановления ресурса изделий с заменой или восстановлением составных частей ограниченной номенклатуры и контролем технического состояния составных частей, выполняемом в объеме, установленном в нормативно-технической документации); капитальный ремонт (выполняемый для восстановления исправности и полного или близкого к полному восстановлению ресурса изделия с заменой или восстановлением любых его частей, включая базовые) [1].

На предприятиях черной металлургии системой ТОиР предусмотрены плановые ремонты двух видов: текущие ремонты (в зависимости от характера и объема работ подразделяются на первый текущий ремонт (Т1), второй текущий ремонт (Т2), третий текущий ремонт (Т3) и четвертый ремонт (Т4)) и капитальный ремонт (выполняемый для восстановления исправности и полного или близкого к полному восстановлению ресурса оборудования с заменой или восстановлением любых его частей, включая базовые и считается ремонт оборудования с установленной периодичностью не менее одного года, при котором, как правило, производится полная разборка агрегата, замена или восстановление всех изношенных деталей, узлов и других конструктивных элементов, в том числе огнеупорной футеровки, ремонт базовых деталей и фундаментов, сборка, выверка, регулировка и опробование оборудования вхолостую и под нагрузкой).

Положением о техническом обслуживании и ремонтах оборудования предприятий черной металлургии определено содержание типовых и специфических работ, выполняемых при плановых ремонтах оборудования металлургических производств:

- первом текущем ремонте (Т1) - вскрытие окон, люков и лазов для осмотра и проверки состояния механизмов, узлов и деталей; проверка степени износа защитных броней, футеровочных плит, течек и других подобных элементов; замена поврежденных и предельно изношенных деталей или комплектных узлов (рабочих органов); регулировка зазоров в узлах оборудования и плавности хода подвижных сопряжений машин; мелкий ремонт трубопроводов системы охлаждения, смазки, гидравлики, пневматики и др. с заменой изношенных узлов; регулировка и наладка механизмов и машин; различные виды испытаний и другие работы;

- втором текущем ремонте (Т2) – работы первого текущего ремонта (Т1); частичная разборка агрегата или машины (за исключением базовых деталей), замена поврежденных и предельно изношенных узлов (рабочих органов) оборудования; центровка и балансировка заменяемых роторов и других быстровращающихся узлов; ревизия подшипников качения и скольжения, проверка зазоров и состояния вкладышей в подшипниках, перезаливка баббитом, замена и подгонка (включая шабрение) изношенных вкладышей и втулок; ремонт или замена аппаратуры систем централизованной смазки, гидравлики и пневматики и другие работы; регулировка и наладка механизмов и машин; различные виды испытаний и другие работы;

- третьем текущем ремонте (Т3) – Работы второго текущего ремонта (Т2); ремонт и гидравлическое испытание водоохлаждаемых элементов, деталей и сосудов, находящихся под давлением; замена опорно-направляющих бандажей смесительных и сушильных барабанов, барабанов охлаждения, вращающихся печей и других деталей исполнительных и питающих механизмов; регулировка и наладка механизмов и машин; различные виды испытаний и другие работы;

- четвертом текущем ремонте (Т4) – работы третьего текущего ремонта (Т3); восстановление или замена деталей приводных устройств и систем перемещения и подачи; регулировка и наладка механизмов и машин; различные виды испытаний и другие работы.

При наличии в оборудовании узлов и деталей с большой разницей в износостойкости предусматриваются различные по объему текущие ремонты.

В процессе ремонта устраняются дефекты и отклонения, которые препятствуют нормальной работе оборудования.

Поэтому в горно-металлургическом производстве целесообразно различать следующие виды ремонтов горно-металлургических машин и оборудования (рис. 2):

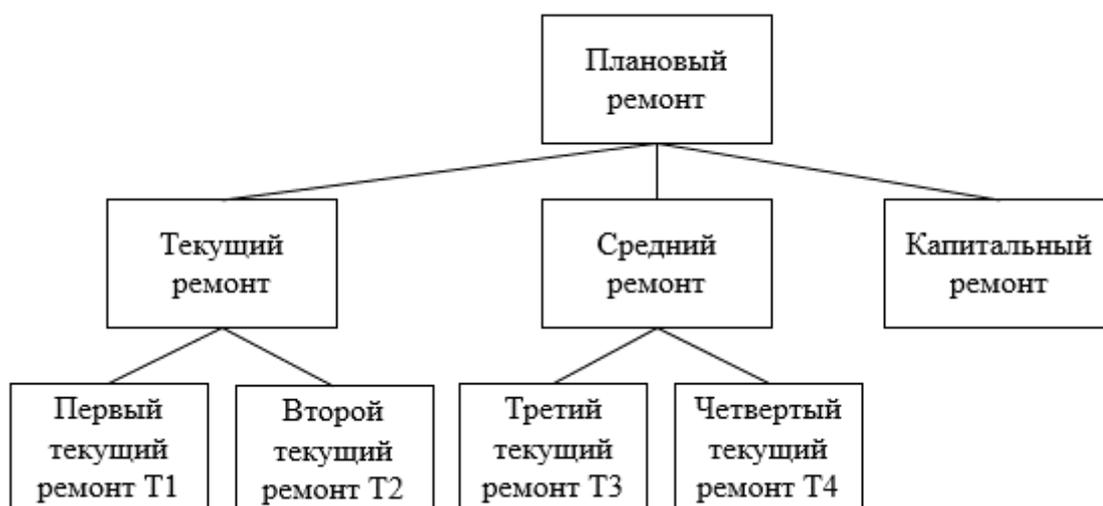


Рис. 2. Виды ремонтов горно-металлургических машин

- Текущие ремонты (Т1 и Т2), которые осуществляется для гарантированного обеспечения нормального функционирования агрегатов, систем и других средств работы. Это есть минимальный по объему работ ремонт, в ходе которого заменяют быстро изнашиваемые детали и узлы (преимущественно исполнительных органов), проводят техническое обслуживание и регулирование механизмов.

- Средние ремонты (текущие ремонты Т1 и Т2) состоят в выполнении работ текущего ремонта (Т1 и Т2), частичной разборке исполнительных механизмов, приводных и питающих устройств и систем перемещения и подачи, замене изношенных деталей, узлов, сборке, регулировании и испытании под нагрузкой.

- Капитальный ремонт - это наиболее сложный по объемам ремонт. Он предусматривает полную замену всех изношенных частей и деталей, узловую сборку механизмов, их регулирование и испытание в отдельности и в целом в единице оборудования. Капитальный ремонт имеет цель восстановить все первоначальные показатели оборудования в максимально возможной степени.

Главным фактором при поддержании работоспособного состояния является квалификация ремонтного персонала.

Под квалификацией рабочего понимается уровень знаний и трудовых навыков работника определенной профессии (специальности). Чем выше технический уровень производства, совершеннее система машин и технологических процессов, тем выше требования к квалификации.

Уровень квалификации рабочего оценивается его тарифным разрядом по ЕТКС (Единый тарифно-квалификационный справочник работ и профессий рабочих отраслей экономики Российской Федерации), который действует до разработки, в соответствие с выходом ФЗ N 122 от 02.05.2015 о внесении изменений в ТК РФ, и внедрения профессиональных стандартов (рис. 3).

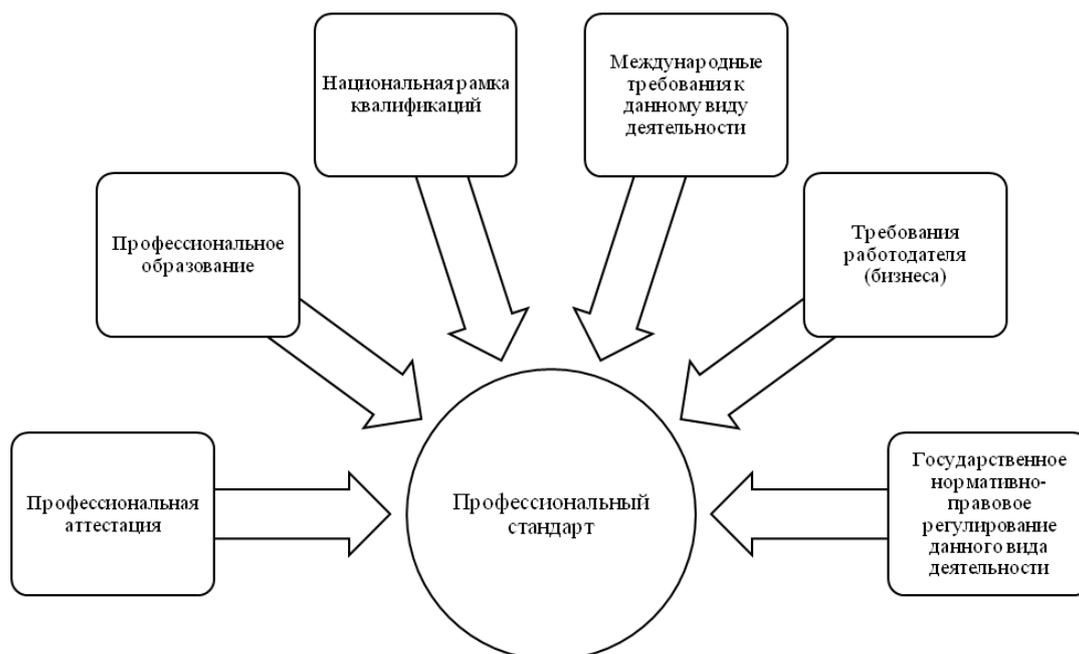


Рис. 3. Основа профессионального стандарта

Профессиональный стандарт также как ЕТКС - уровень квалификации, который нужен работнику для работы в конкретной профессиональной сфере. Квалификация - требование к навыкам, знаниям, умениям и опыту. В профстандартах более подробно и чётко описывая функции работников. Стандарты вводятся поддержания информации о профессиях и необходимом уровне квалификации в актуальном состоянии. Это поможет работодателям снижать издержки при приёме граждан на работу - претендовать на вакансию смогут только люди, заведомо соответствующие требованиям. Что повысит эффективность труда и повлияет на конкуренцию среди сотрудников. В дальнейшем требования к конкретным профессиям будут учитываться уже во время обучения, на стадии подготовки кадров - государство займётся созданием подходящих образовательных программ.

Основной профессией ремонтного персонала на горно-металлургических производствах (до ввода профстандарта) является слесарь-ремонтник.

При определении требуемой квалификации слесарей-ремонтников необходимо исходить из характеристики рассматриваемого производства, ремонтируемого оборудования, ремонтов, ремонтных работ. Более высокие требования по квалификации персонала ремонта для оборудования, входящего в состав линий, от работы которых зависит работа комбината, чем для оборудования, входящего в состав одной из секций. Чем выше уникальность и сложность оборудования, например, прокатного оборудования импортного производства, - тем требуемая квалификация должна быть самой высокой. Чем сложнее ремонт (сложность среднего против текущего ремонта выше, капитального - против среднего ремонта выше), тем выше требуемая квалификация (разряд) слесаря ремонтника. Все эти характеристики можно отображать в стандарте предприятия, в регламентах ремонтов, в ремонтных ведомостях.

Очень важно указывать правильно и достаточно подробно в номенклатурных ремонтных ведомостях характер выполняемых работ: ремонтных, разборочных или демонтажных, сборочных или монтажных, прессовых или поперечно прессовых, соединений, требующих пригонку деталей или нет, требующих регулировки, наладки, испытаний при прокрутке вхолостую и под нагрузкой.

Перечисленные характеристики помогут правильно определить требуемую квалификацию ремонтного персонала – знания, а после ввода профессионального стандарта – требуемое профессиональное образование рабочих.

От правильного определения видов ремонтов и характеристики работ зависит требуемая квалификация ремонтного персонала и, априори, качество ремонтов и техническое состояние горно-металлургических машин и оборудования.

Список литературы

1. ГОСТ 18322-78 Система технического обслуживания и ремонта техники. Термины и определения. С.37-39.

УДК: 621.23.05

ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ РАБОТЫ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

Бойко П.Ф.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», г. Старый Оскол, Россия

Аннотация. Рассмотрены проблемы эксплуатации дробильного оборудования, используемого при дроблении полезных ископаемых. Предложены рекомендации по обеспечению эффективной работы конусных дробилок на горно-обогатительных комбинатах.

Ключевые слова: горно-обогатительный комбинат; дробильное оборудование; конусные дробилки; железные руды; кварциты; эксплуатация; ремонт.

MAINTENANCE OF EFFICIENT WORKING OF CONE CRUSHERS

Boyko P.F.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Stary Oskol, Russia

Abstract. Consideration of problems of operation of crushing equipment used for crushing minerals. Recommendations for ensuring effective operation of cone crushers in mineral processing plants.

Keywords: mining plant; crushing equipment; cone crusher; iron ore; quartzite; operation; repair.

Источником получения металлов являются железные руды и кварциты. С целью использования в металлургическом производстве кварциты подвергаются обогащению, состоящему из ряда последовательных технологических операций, направленных на измельчение монолитных кусков, полного раскрытия рудных зерен до крупности 44-74 мкм и получению железорудных концентратов.

Измельчение руды, поступающей с карьера, начинается с конусных дробилок. Куски руды размером до 1200 мм разрушается между двумя конусами дробилок крупного дробления до размеров менее 380 мм, среднего дробления до размеров менее 100мм и мелкого дробления до размеров менее 20 мм.

Процесс разрушения материала в дробилках протекает непрерывно и отличается большой сложностью, так как зависит от целого ряда факторов, многие из которых плохо поддаются учету, и в то же время влияют на работу дробильного оборудования: это крепость, твердость, прочность, вязкость, абразивность руды, форма, размер, влажность, взаимное расположение дробимых кусков, их плотность, однородность и характер движения и внешние условия-состояние погоды (смерзание руды) [1]. Кроме этого, существенное влияние на работу дробильных агрегатов оказывают различные отклонения от паспортных режимов эксплуатации, вызванных подачей в дробилки негабаритных кусков руды, неравномерной загрузкой, увеличением рабочего и предохранительного давления в системах

регулирования разгрузочных щелей свыше допустимого, содержание в руде глинистых включений, мелочи, влаги и металла.

Дробленный материал, достигший размеров менее величины разгрузочной щели на открытой стороне, проваливается под дробилку и удаляется транспортирующими устройствами. По достижении крупности менее 20 мм дробленный материал направляется для дальнейшего измельчения в рудо размольных мельницах и обогащения.

Таким образом, дробилки находятся между двумя производствами горно-обогажительного комбината: горнотранспортным производством карьера и обогачительно-окомковательным – обогажительной и окомковательной фабриками. Как показывают результаты исследований, работа этих больших производств, состоящих из сотни горных машин и механизмов и нескольких тысяч работающих в каждом из комплексов, зависит от надежности дробильных агрегатов. Априори, система эксплуатации (использования по назначению, технического обслуживания и ремонтов) дробилок должна учитывать эти очень важные обстоятельства.

В горнорудной промышленности широко используются высоко производительные конусные дробилки крупного (ККД 1500/180), среднего (КСД-3000, СН 880 ЕС) и мелкого дробления (КМД-3000, СН 880 ЕФ) и другие.

Исключительно тяжёлые условия эксплуатации оказывают существенное влияние на эксплуатацию дробильного оборудования и сроки службы деталей и узлов, межремонтный период, частоту ремонтов и коэффициент использования, который исходя из данных практических исследований [4] на фабриках составляет от 0,45 до 0,92 [1], а нарушение работоспособности может происходить из-за выхода из строя составных частей по причинам отклонения режимов эксплуатации от рекомендуемых инструкциями, непредвиденным износом из-за низкого качества изготовления деталей, а также из-за нарушения технологических режимов, вызванных подачей в дробилку негабаритных кусков руды и содержанием в руде глинистых включений, мелочи, влаги и металла. Эти причины приводят к заклиниванию и подпрессовке дробилок, потере производительности, а иногда и к остановкам. Эффективную работу конусных дробилок можно обеспечить непрерывной и равномерной подачей в дробилку кварцитов. Разгрузка думпкаров или автосамосвалов должна производиться на рудную «подушку», загрузка непосредственно в дробилку сокращает срок службы её составных частей-броней конуса и чаши, верхнего подшипника, эксцентрика и др.

Допустимый размер наибольших кусков, загружаемых в дробилку, не должен превышать паспортных значений.

С целью улучшения условий эксплуатации дробилок крупного дробления можно организовать разрушение негабаритов при помощи молота, установленного на гидравлический экскаватор (например, ЛИБХЕР-954), непосредственно в карьере, на участках добычи, а на приемном бункере дробильной фабрики применять исключительно в аварийных случаях стационарные манипуляторы с установленными на стрелу молотами. Следует помнить, что дробление негабаритов в дробилках приводит к значительным простоям, нарушению ритмичности всего горнотранспортного комплекса и снижению сроков службы деталей дробилок, поэтому за крупностью подаваемой руды необходимо следить постоянно, а для большей эффективности, целесообразно, чтобы у водителей карьерных автосамосвалов, машинистов экскаваторов, дробилок и операторов-приемщиков руды была мотивация

В конусных дробилках среднего дробления отрицательное влияние неравномерности загружаемой дробильной массы можно устранить за счет предварительного грохочения материала, поступающего в дробилку, на грохоте, отправив мимо дробилки материал с крупностью куска менее 80 мм на грохот, а для обеспечения равномерного износа неподвижных броней верхние чаши рекомендуется переворачивать на 180° после выработки ею 50% ресурса. Для предупреждения попадания металла в дробилки мелкого дробления в загрузочных течках можно установить шиберы с электроприводом, получающие от

металлоискателей (при выявлении металла) сигнал на переключение шибера для подачи руды с металлом на грохот минуя дробилку.

От условий эксплуатации дробилок, их технического состояния зависит регламент технического обслуживания и ремонта (далее ТОиР), виды технических обслуживаний и ремонтов, их периодичность и перечень выполняемых при этом работ и продолжительность. При определении межремонтных периодов и ремонтных циклов в основу расчетов принимаются: сроки службы быстро изнашиваемых деталей и узлов (сменных частей), работающих в непосредственном контакте с дробимой породой, износ которых происходит в результате воздействия дробимого материала и зависит от его физико-механических свойств; деталей муфт, клиноременных и зубчатых передач подшипников, амортизаторов и виброгасителей, износ которых происходит в результате действия сил трения и динамических нагрузок; базовых деталей, разрушения которых происходит в результате действия сил, превышающих расчетные из-за наличия в них дефектных мест, допущенных при изготовлении, периодической эксплуатации с перегрузками или конструктивными недоработками. Для установления эффективных регламентов ТОиР необходимо выяснить закономерности изнашивания составных частей до достижения ими предельных состояний.

Для конусных дробилок расходы, связанные с заменой броней в рабочих полостях дробилок и с выполнением сопутствующих работ, являются определяющими как по времени, так и по денежным затратам на ремонт и по расходам на материалы. В качестве материалов для их изготовления применяют высокомарганцовистую сталь 110Г13Л. Эта сталь рекомендуют применять для деталей, работающих в условиях абразивного трения, высоких давлений и ударов. При небольших ударных нагрузках в сочетании с абразивным изнашиванием (дробилки крупного дробления) или при чисто абразивном изнашивании (дробилки среднего и мелкого дробления) упрочненный слой имеет малую толщину (до 1,7 мм), и быстро истирается, а износостойкость стали 110Г13Л становится не высокой [1, 3].

Как показывают результаты исследований, износостойкость стали 110Г13Л можно значительно повысить за счет улучшения физико-механических свойств стали путем понижения содержания фосфора до 0,035% (против 0,120%), серы до 0,03%, легирования титаном (0,07-0,15%), вольфрамом (0,2-0,3%), ванадием (0,2-0,6%), молибденом (0,2-0,5%), хромом (1,4-2,0%), никелем (0,3-0,5%), азотом и увеличения содержания марганца до 18,0-24,0%,

Для получения качественных отливок и стабильных эксплуатационных свойств деталей из марганцовистых сталей большое значение имеет термообработка, правильно выбранные режимы которой не только повышают механические свойства, но и снимают внутренние напряжения [3, 4].

Одними из важнейших средств повышения долговечности и надежности броней дробилок может быть их изготовление методом вакуумно-пленочная формовка (ВПФ) (производитель дробилок завод Sandvik (Швеция) изготавливает марганцовистые отливки на базе трех линий ВПФ [7], которые поочередно внедрялись на смену ранее используемого оборудования по ПГС и ХТС), сертификация отливок броней и отнесение их согласно ГОСТ 977-88 к 3-й группе отливок особо ответственного назначения, работающих при циклических и динамических нагрузках. В число контролируемых параметров можно включить, кроме внешнего вида, размеров и химического состава, механические свойства: предел текучести, временное сопротивление, относительное удлинение и ударная вязкость. На каждую партию отливок должен составляться и выдаваться покупателю документ о качестве (сертификат), содержащий перечисленные выше показатели.

Техническое обслуживание и плановые ремонты дробильного оборудования обычно выполняются в соответствии с принятым Стандартом предприятия «Организация производственной эксплуатации, технического обслуживания и ремонтов оборудования» и ежегодно (после выполнения мероприятий по повышению стойкости деталей и узлов и сокращению продолжительности ремонтных операций) утверждаемым регламентом ТОиР в сроки, согласно графиков плановых ремонтов на год и месяц. Все работы проводятся в

соответствие с оперативными графиками и технологическими картами. На каждые виды планируемых технических обслуживаний и ремонтов составляются типовые ремонтные ведомости, которые уточняются для каждой дробилки перед началом планирования графиков ТОиР на год, месяц, за трое суток до ремонта и в момент начала работ. Завершение работ исполнители подтверждают своей росписью в ведомости и техническом паспорте, а приемщики своей росписью подтверждают правильность технических параметров и качество работ с проставлением оценки. Вывод дробилки из ремонта оформляется актом, который утверждает, как и ремонтную ведомость, главный механик комбината.

С целью снижения риска прерывания ремонтных работ и длительных простоев дробильных агрегатов в случае непредвиденных обстоятельств (аварийной поломкой, возможными перебоями в поставке деталей и узлов, необходимостью ожидания, неравномерностью потребления и т.д.) на комбинатах создаются страховые запасы деталей и узлов, в том числе базовых.

Полученные практические результаты исследований подтвердили возможность повышения коэффициента технической готовности дробильных агрегатов выше значения (0,8), установленного ГОСТ 13216-74 [2].

Список литературы

1. Титиевский Е. М., Стрекалов В. М., Червяков С. А. Эксплуатационная надежность конусных дробилок на горно-обогатительных комбинатах. Екатеринбург: Изд. ООО «Копимаркет», 2012. – С. 85-91, 104-121, 147, 150-160.
2. Бойко П.Ф. Оптимизация технического обслуживания и ремонта механического оборудования // Горный журнал. – 2011. – №6. – С. 52-54.
3. Бойко П.Ф., Мнацакян В.У., Схиртладзе А.Г., Зиновьева И.П. Повышение долговечности броней дробилок // Ремонт, восстановление, модернизация. – 2015. – №3. – С. 37-40.
4. Бойко П.Ф. Инновационные технологии ремонта дробильно-измельчительного оборудования: Монография. – Старый Оскол: Изд-во РОСА, 2016. – С. 36-73, 75-104.

УДК 62-231.322.2

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАЩИТЫ ПРИВОДОВ ТЯЖЕЛО НАГРУЖЕННЫХ МАШИН ОТ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК ГИДРОМЕХАНИЧЕСКОЙ МУФТОЙ НОВОГО ТИПА

Бородина М.Б., Фошин А.Д.

Старооскольский технологический институт им. А.А.Угарова (филиал) Национального исследовательского технологического университета «МИСиС», Россия, Старый Оскол, borodina_marina@mail.ru

***Аннотация.** Рассмотрены способы повышения надёжности силовых приводов. Представлена конструктивная схема и принцип функционирования исполнительного механизма гидромеханической муфты с дифференциальным зубчатым передаточным механизмом. Результаты исследований динамики муфты при импульсном нагружении показали, что использование представленной муфты позволяет снизить коэффициент динамичности привода.*

***Ключевые слова:** гидромеханическая муфта, динамические нагрузки, защита привода, коэффициент демпфирования.*

IMPROVE THE PROTECTION OF DRIVE HEAVILY LOADED MACHINES FROM DYNAMIC LOADS HYDROMECHANICAL CLUTCH NEW TYPE

Borodina M.B., Foshin A.D.

Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Sary Oskol

Abstract. *Ways of increase in reliability of power drives are considered. The constructive scheme and the principle of functioning of the executive mechanism of the hydromechanical coupling with the differential gear transmission gear is submitted. Results of researches of dynamics of the coupling at pulse loading have shown that use of the presented coupling allows to lower coefficient of dynamism of the drive.*

Key words: *hydromechanical coupling, dynamic loads, the protection of the drive, the damping factor.*

Черная металлургия является важной отраслью тяжелой промышленности, одной из основных частей фундамента всего народного хозяйства страны. Горнодобывающие и сталеплавильные предприятия в цикле получения высококачественной стали играют важную роль. Важной особенностью производства стали является то, что на технологическое оборудование воздействуют большие нагрузки, часто близкие к предельным, причем вид нагрузок может быть как циклическим, так и импульсным. Данные виды нагружения неблагоприятно влияют на надежность и продолжительность оборудования. Для защиты оборудования, и в частности приводов, от таких нагрузок используются различные конструкции муфт.

В металлургии различные типы муфт могут применяться на приводах дробилок, чашевых окомкователей, конвейеров, роликов и другого оборудования. Одним из основных видов муфт, применяемых в металлургии, является предохранительная муфта с разрушающимся элементом [1]. Ее основные преимущества – простота конструкции, малые размеры, достаточно большая несущая способность. Но у данного типа муфты есть ощутимые недостатки.

Муфту с разрушающимся элементом нельзя применять в механизмах, где на привод действуют динамические нагрузки высокой интенсивности, т.к. при ее срабатывании происходит размыкание привода и рабочего органа оборудования, что приводит к простоям и остановке технологического процесса. Замена разрушенного элемента может осложниться прикипанием полумуфт друг к другу, что обусловлено конструкцией муфты. Также такая муфта не может демпфировать нагрузки, передаваемые на двигатель.

Для решения этих проблем необходим привод с такой предохранительной муфтой, который выдержит многочисленные ударные и циклические нагрузки, а при заклинивании оборудования не выйдет из строя.

Одним из перспективных направлений защиты приводов является использование предохранительной гидромеханической муфты с зубчатым дифференциальным передаточным механизмом (рис. 1) [2, 3], так как такой тип муфт обладает наибольшими функциональными возможностями защиты привода от динамических нагрузок и перегрузок за счёт того, что имеет наибольший угол относительного закручивания полумуфт и кинематически не размыкаются при срабатывании [4].

У данного типа муфты масса преимуществ: высокая надежность; способность защиты привода от циклических нагрузок, близких к пределу прочности; демпфирование нагрузок; быстрое включение в работу после аварийного отключения; настройка параметров муфты непосредственно во время технологического процесса и под него.

Проведенные исследования динамики муфты при импульсном нагружении [5] (рис. 2) показали, что при установке в приводе гидромеханической муфты с дифференциальным зубчатым передаточным механизмом с рациональными параметрами, коэффициент динамичности по сравнению с приводом с жёсткой муфтой снижается с 2,7 до 1,27.

Поэтому применение данного типа муфт в металлургии приведет к повышению эффективности защиты приводов тяжело нагруженных машин от динамических нагрузок

высокой интенсивности, а также стабилизация режимов работы путем снижения коэффициента динамичности привода.

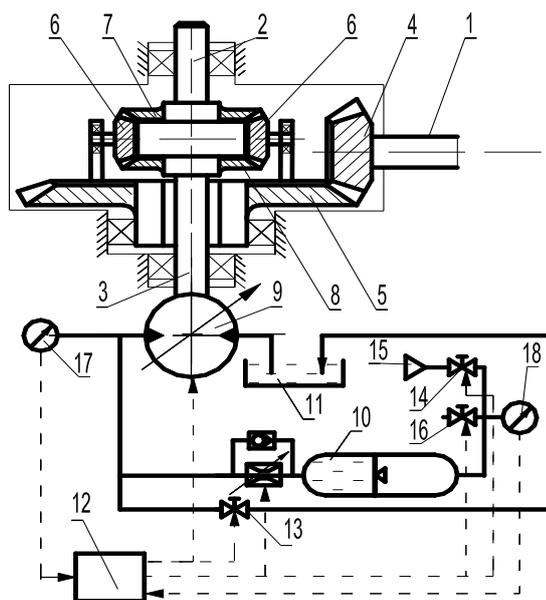


Рис. 1. Гидромеханическая муфта с дифференциальным зубчатым передаточным механизмом:

1 – ведущий вал; 2 – вал рабочего органа; 3 – вал гидромашины; 4 – коническая шестерня; 5 – коническое колесо; 6 – сателлиты; 7, 8 – конические колеса; 9 – гидромашина; 10 – гидропневмодемпфер (гидроаккумулятор); 11 – слив; 12 – система управления; 13 – управляемый клапан; 14 – впускной клапан; 15 – емкость высокого давления газа; 16 – выпускной клапан; 17, 18 – датчики давления

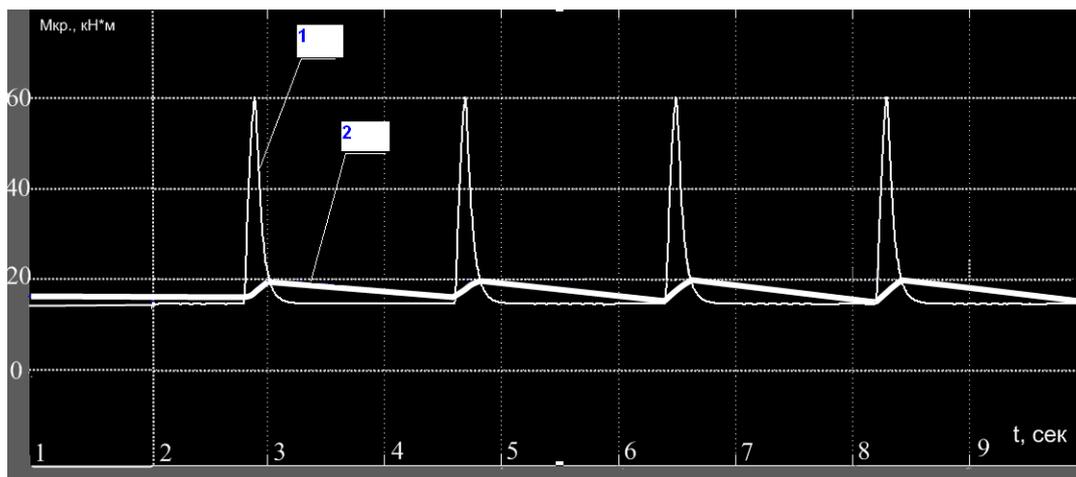


Рис. 2. Зависимости момента на валу электродвигателя при импульсной нагрузке:
1 – с жёсткой муфтой; 2 – с гидромеханической муфтой

Список литературы

1. Поляков В.С., Барбаш И.Д., Ряховский О.А. Справочник по муфтам // Издательство «Машиностроение» (Ленинградское отделение), 1974 г. – 352 с.
2. Патент РФ 2536035 на изобретение. МПК F16D 25/06, F16D 3/34, F16D 31/00. Гидромеханическая муфта / М.Б. Бородина, Л.А. Савин, А.Г. Шевченко, Б.А. Шевченко. Оpubл. 20.12.2014. Бюл. № 35.
3. Бородина М.Б., Фошин А.Д. Защита привода дробилки гидромеханической муфтой с дифференциальным передаточным механизмом // Материалы XIII Всероссийской научно-практической конференции студентов и аспирантов. – Старый Оскол: СТИ НИТУ «МИСиС», 2016. – С. 164-166.
4. Бородина М.Б., Савин Л.А. Адаптивные гидромеханические устройства мехатронных роторных систем // Известия юго-западного государственного университета. – 2013. – №1. – С. 151-155.
5. Мироненко С.В. Обоснование параметров гидромеханических муфт с дифференциальным зубчатым передаточным механизмом. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Тула, 2016. – 20 с.

УДК 004.942

АНАЛИЗ ЗАТРАТ ВРЕМЕНИ НА ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕДУРЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДВУМЕРНОЙ МНОГОМАССОВОЙ СИСТЕМЫ С РАСПРЕДЕЛЕННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ.

Верзилина О.А.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ "МИСиС", Старый Оскол,
e-mail: staglo@mail.ru*

***Аннотация.** В статье рассматриваются проблемы сокращения времени моделирования двумерной многомассовой системы с распределенными параметрами. Проведен анализ времени на вычислительные процедуры моделирования систем с числом частиц инструментальной среды от 500 до 10000. Выявлены наиболее длительные по времени выполнения функции, а также зависимость времени моделирования от числа частиц инструментальной среды. Предложены варианты сокращения времени моделирования за счет распараллеливания вычислительных процедур*

***Ключевые слова:** двумерные многомассовые системы; сокращение времени моделирования; распараллеливание вычислений; two-dimensional multi-mass system; reducing the time of simulation; parallelization of computations.*

ANALYSIS OF THE TIME-CONSUMING COMPUTATIONAL PROCEDURES FOR MODELING TWO-DIMENSIONAL MULTI-MASS SYSTEM WITH DISTRIBUTED PARAMETERS.

Verzilina O. A.

Stary Oskol technological Institute. A. A. Ugarov (branch) NUST «MISIS», Stary Oskol

***Abstract.** The article considers the problem of reducing the time simulation of the two-dimensional set-homeaway system with distributed parameters. The analysis time for computing procedures for modeling of systems with number of particles toolkits from 500 to 10,000. The most time-consuming functions, as well as for the independence-time simulation the number of particles in the source*

environment. The proposed options reduce the time of simulation due to parallelization of computational procedures.

Keywords: two-dimensional multibody systems; reducing simulation time; parallelization of computations; two-dimensional multi-mass system; reducing the time of simulation; parallelization of computations.

Существует ряд подходов и разработано множество моделей, моделирующих движение дискретных много массовых виброударных систем. Одним из первых методов моделирования динамики много массовых систем является метод имитационного моделирования, основанный на их общих (осредненных) свойствах[2]. Метод не учитывает форму детали и имеет в этой связи недостаточную достоверность. Погрешность исследования при имитационном моделировании по технологическим параметрам достигает более 100 %.

Время моделирование методом интегральных оценок свойств инструментальной среды, в котором инструментальная среда, состоящая из интенсивно вибрирующих частиц, представляется средой с интегральными, упруго-диссипативными, зазорными и массовыми свойствами [2] составляет 10-20 мин, но из-за учета лишь габаритных размеров детали и контейнера погрешности моделирования составляют 50-100%.

Метод моделирования конечного множества частиц [2] позволяет, помимо осредненных значений динамических и технологических параметров процесса, установить закономерности их распределения на любых сегментах сплайна (участках) детали в поперечном сечении. Определяются съем металла, шероховатость, остаточные напряжения и т.д. Выявляются координаты расположения недостаточно упрочненных участков.

Погрешность метода не превышает 40-50%, но при этом время моделирования системы составляет 2 часа и более.

В 2000 году профессором Шевцовым С.Н. и Петряевым А.А. была разработана программа моделирования динамики быстрых движений гранулированных сред GranMos [3, 5].

Процесс моделирования может занимать от нескольких минут до десятков часов. Завершив моделирование, можно увидеть движение системы частиц в реальном времени, поле скоростей и плотности частиц. Система используется для проектирования технологических машин, работающих с гранулированными средами: вибростанков, транспортеров, сепараторов, сит и т.п. Интерфейс программы представлен на рис. 1.

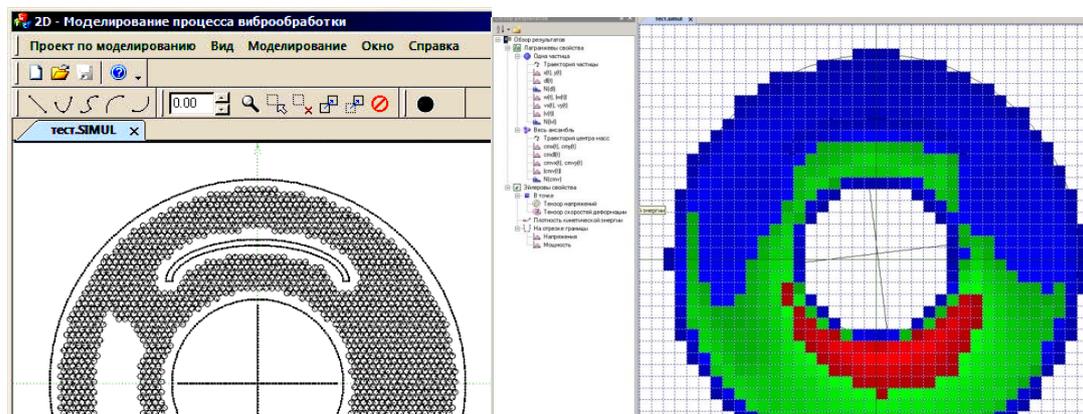


Рис. 1. Интерфейс программы и результаты 2-х мерного моделирования

В настоящей работе производится анализ затрат времени на функции внутри процедуры интегрирования для много массовых систем с целью определения наиболее

длительных по времени выполнения и последующей оптимизации алгоритма и программного комплекса.

Для этой цели выбираются контейнеры с числом элементов сплайна в диапазоне от 200 до 800 и числом частиц инструментальной среды в диапазоне от 500 до 10000.

Согласно интегрированию метода Адамса 4-го порядка точности процедура интегрирования содержит следующие этапы, в текущий временной момент:

- копирование всех параметров сплайновой границы;
- получение текущего состояния границы (build boundary).
- реализация схемы предиктора;
- функция D – получение скоростей и ускорений для “предсказанного” состояния ансамбля частиц;
- реализация схемы корректора;
- функция D – получение скоростей и ускорений для “скорректированного” состояния ансамбля частиц;
- процедура переопределения расчетных массивов.

В зависимости от количества частиц многомассовой системы, а также количества сплайнов контейнера и детали время выполнения этапов интегрирования приведено ниже. Измерение времени выполнения этапов интегрирования проводились одним из самых известных профайлеров для Delphi - AQTime.

Рассмотрим модель, содержащую 556 гранул и 292 сплайнов. Траектория движения контейнера по оси O_x и O_y задаются, как гармоническая осциляция. Частицы инструментальной среды состоят из стальных шариков.

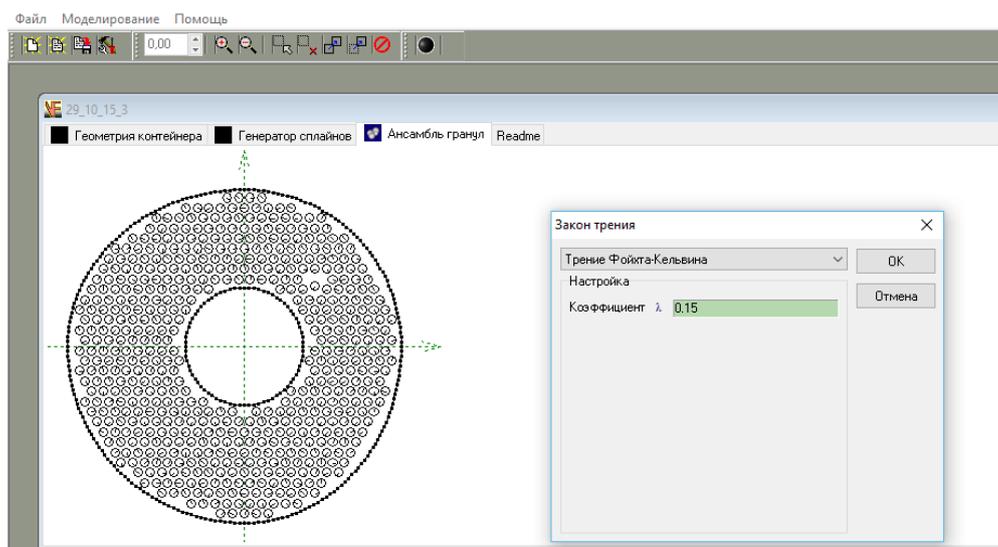


Рис.2 Модель 556 гранул

Рассматривается модель без учета трения, с трением Кулона, Фойхта-Кельвина и Финни-Рабиновича.

Время выполнения процедур шага интегрирования, мс

Наименование процедуры	Модель без трения, мс	Модель с трением Кулона, мс	Модель с трением Фойхта-Кельвина	Модель с трением Финни-Раиновича
копирование параметров сплайновой границы.				
получение текущего состояния границы (buildboundary).	0,301015	0,019278	0,300422	0,308904
реализация схемы предиктора функция D	1,705536	1,569742	1,720752	1,831707
реализация схемы корректора функция D	1,705536	1,569742	1,720752	1,831707
Всего времени на шаг интегрирования	4,148818	3,560531	4,203951	4,455621

Очевидно, что наибольшее время 80 - 90% от времени выполнения шага интегрирования занимает функция D, а также, исходя из рис. 3 время интегрирования практически не зависит от выбора вида трения (максимальное расхождение по времени выполнения 20%).

При анализе моделей от 1500 до 10000 частиц инструментальной среды процентное соотношение времени выполнения функций остается таким же, как и в рассматриваемой выше.

Одним из важных моментов исследования, является то, что время моделирования одного шага интегрирования прямо - пропорционально количеству частиц инструментальной среды. В этом случае распараллеливание может дать значительное сокращение времени выполнения моделирования. Это подтверждается еще тем, что структура программы состоит из этапов, напрямую зависящих от количества частиц инструментальной среды и количества сегментов сплайна.

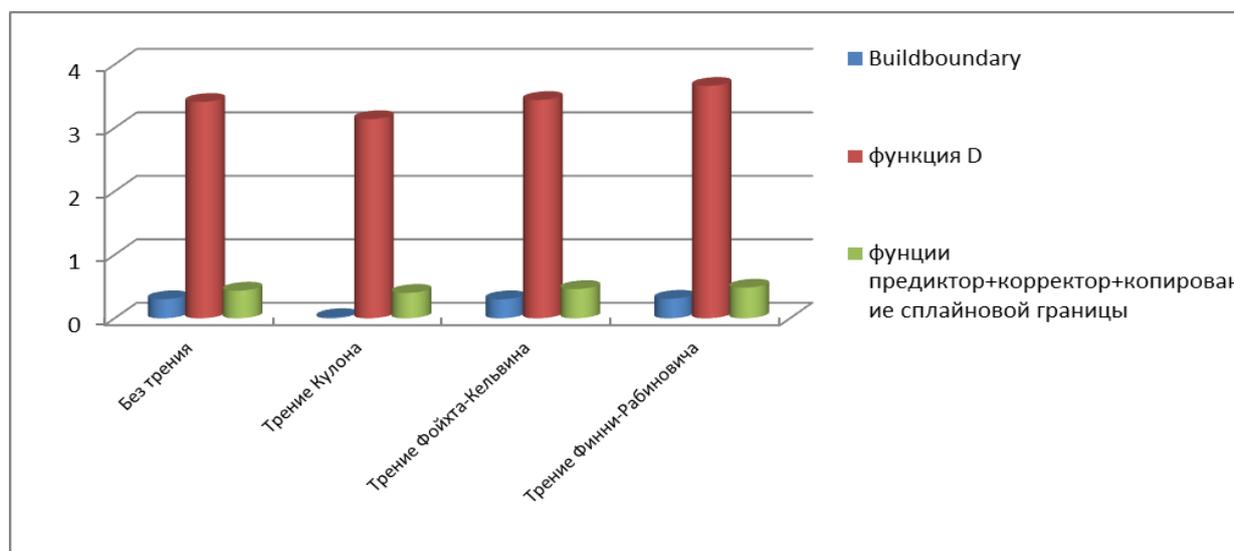


Рис 3. Время выполнения функций с различными законами трения, мс

В связи с выше изложенным, предлагается разработать эффективную модель по скорости и точности моделирования. Увеличение скорости моделирования предполагается повысить за счет распараллеливания вычислений на всех этапах моделирования при помощи программно-аппаратной платформы NVIDIA CUDA[1, 4].

Список литературы

1. Боресков А.В. и др. Предисл.: В. А. Садовничий. Параллельные вычисления на GPU. Архитектура и программная модель CUDA: Учеб. Пособие. – Москва, 2012. – 336 с.
2. Копылов Ю.Р. Динамика процессов виброударного упрочнения: Монография / Ю.Р. Копылов – Воронеж : ИПЦ «Научная книга», 2011. – 568 с.
3. Петряев А.А. Компьютерное моделирование динамики гранулированных сред в вибрационных технологических машинах. Ростов-на-Дону, 2003. – 218 с.
4. Сандерс Дж., Кэндрот Э. Технология CUDA в примерах. Введение в программирование графических процессоров. 2011. – 476 с.
5. Шевцов С.Н. Моделирование динамики гранулированных сред при вибрационной отделочно-упрочняющей обработке. Ростов-на-Дону, 2001. – 287 с.

УДК 621.771

МОДЕРНИЗАЦИЯ ПРИВОДНОЙ ЧАСТИ ЛИНИИ КЛЕТИ 380 МЕЛКОСОРТНОГО СТАНА 280

Горбатюк С.М. E-mail: sgor02@mail.ru, Куприенко Н.С.

E-mail: nike-7@mail.ru
НИТУ "МИСиС", Россия, Москва

Аннотация. Предложена модернизация мелкосортного стана 280 ГУП «Литейно-прокатный завод» г. Ярцево. Предлагается заменить шпиндель привода валков на карданный вал. Обоснована эффективность принятых технических решений.

Ключевые слова: прокатный стан; модернизация; шестеренная клеть; шпиндель; карданная передача.

MODERNIZATION OF THE DRIVE LINE Cleto 380 light-section mill 280

Gorbatyuk S.M., Kuprienko N.S.

NUST "MISA", Russia, Moscow

Abstract. A modernization of small-section mill 280 SUE "Casting and Rolling Plant" Yartsevo. It is proposed to replace the roll drive shaft to the driveshaft. Effectiveness of grounded technical solutions.

Keywords: rolling mill; modernization; gear stand; spindle; driveline.

В ходе изучения конструкции мелкосортного стана 280 ГУП «Литейно-прокатный завод» г. Ярцево, были выявлены его «узкие» места. В связи с этим было решено модернизировать стан с целью улучшения его технико-экономических показателей [1-3].

Объектом модернизации была выбрана промежуточная группа клетей. Т.к. клетки промежуточной группы типовые и конструктивно практически не отличаются друг от друга, было решено проанализировать клеть №7 (рис. 1) промежуточной группы как самую нагруженную и все расчеты выполнять по ее параметрам.

Предлагаемая модернизация заключается в замене шпинделя (рис. 2) карданным валом (рис. 3) и в проектировании деталей, предназначенных для соединения карданного вала с валками (треф) и шестеренной клетью. Соединение этой детали и вала шестеренной клетки должно выполняться в виде шлицевого соединения (в данном случае выбрано

шлицевое эвольвентное), для перемещения клетки вдоль оси валков, связанной со сменой ручья. Так же модернизации подвергнутся и валы шестеренной клетки, необходимость изготовления внутреннего шлицевого соединения. (рисунок 4) Заключительным этапом является изготовления устройства, поддерживающего карданные валы при смене клетки.

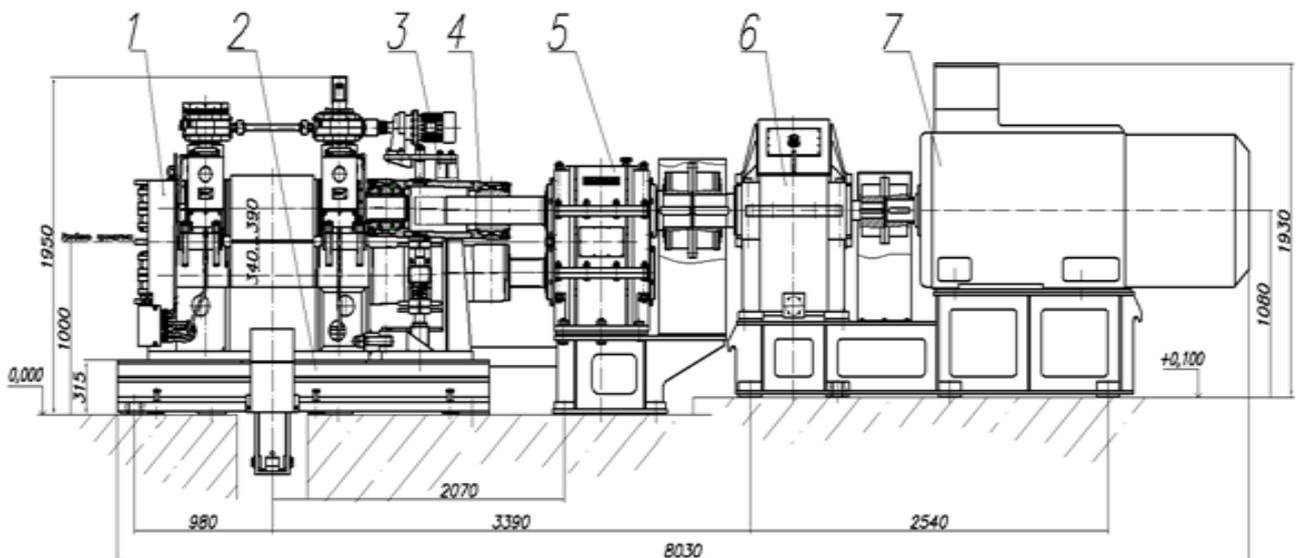


Рис. 1. Линия клетки №7:

1 - рабочая клетка, 2 - плитовина, 3 - шпиндельная стойка, 4 - шпиндель, 5 - шестеренная клетка, 6 - редуктор, 7 – электродвигатель

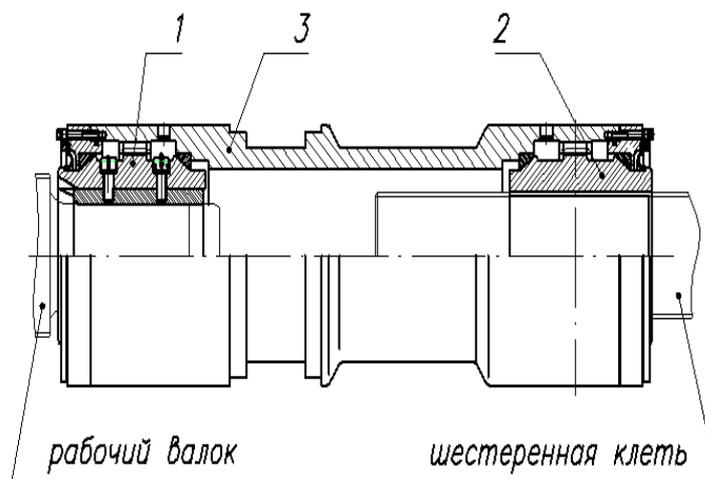


Рис. 2. Шпиндель:
1, 2 - втулка зубчатая, 3 - обойма

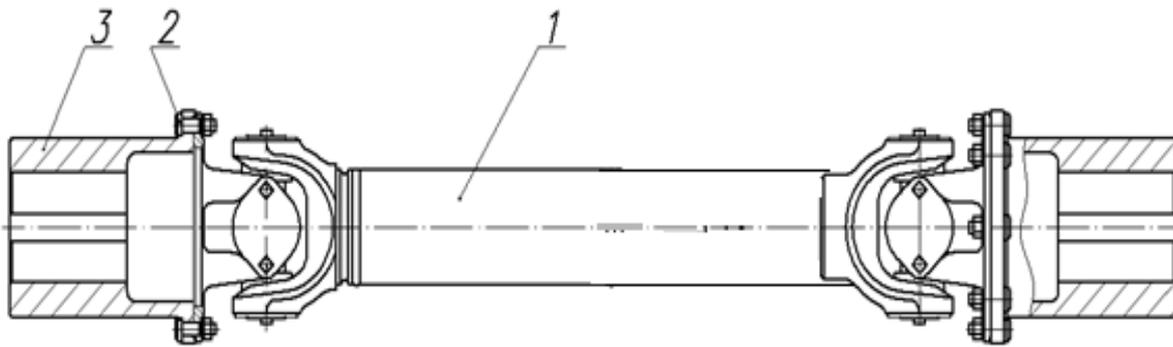


Рис. 3. Карданная передача:
1 - карданный вал, 2 - прецизионный болт, 3 - тореф

Карданный вал в сравнении со шпинделем обладает рядом преимуществ. Он более прост в обслуживании и имеет больший межремонтный срок эксплуатации. Так же немаловажны и другие особенности карданного вала. Максимальный угол перекося при рабочей нагрузке у карданного вала достигает 15° , у шпинделя - 2.5° . Применение карданного вала позволяет увеличить диаметр валков с 380 до 400 мм без внесения изменений в конструкцию прокатной клетки. Если изменить конструкцию втулки подушек и стяжных винтов, появляется возможность увеличить диаметр валков до 410 мм.

Увеличение диаметра валка позволяет получить экономический эффект. Это связано с тем, что при износе валков они перетачиваются. При каждой переточке диаметр валка уменьшается на 5 мм. В результате увеличения диаметра валка появляется возможность добавить 4 дополнительные переточки и тем самым продлить срок службы валков. В данной клетке используются 5-и ручьевые валки. В каждом ручье за 4 переточки валков можно прокатать 3000 т проката. Таким образом, итогом модернизации является возможность прокатать дополнительно 60000 т. проката на одной паре валков.

Главное преимущество данного технического решения состоит в минимальных конструктивных изменениях клетки, что влечет за собой наименьшие затраты на модернизацию.

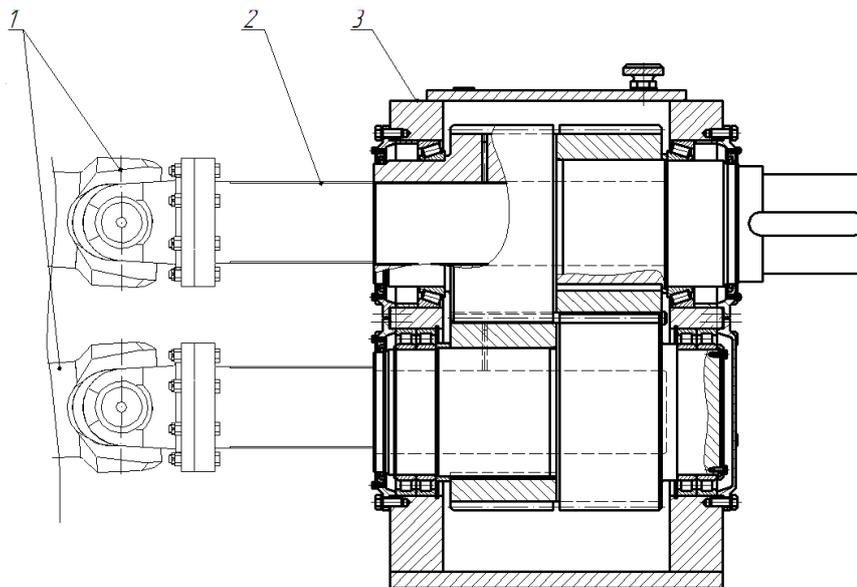


Рис. 4. Модернизированная шестеренная клеть:
1- карданный вал; 2 - шлицевой вал; 3 - шестеренная клеть

Список литературы

1. Биргер И.А. и др. Расчет на прочность деталей машин: Справочник/ И. А. Биргер, Б. Ф. Шорр, Г. Б. Иосилевич. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Машиностроение, 1993. — 640 с: ил.
2. Детали машин и основы конструирования: учеб./С.М. Горбатьюк [и др]. под ред. С.М. Горбатьюка. - М.: Изд. Дом МИСиС, 2014. - 337 с.
3. Анурьев В. И. Справочник конструктора-машиностроителя: В 3-х томах, Том 1. - 8-е изд., перераб. и доп. / Под ред. И. Н. Жестковой. - М.: Машиностроение, 2001. - 920 с., ил.

УДК 621.9.048.6

КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ВИБРАЦИОННОЙ ОБРАБОТКИ ПО НАНЕСЕНИЮ ОКСИДНОЙ ПЛЕНКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОЛИМЕРНЫХ РАБОЧИХ СРЕД

Иванов В.В., Попов С.И., Марченко Ю.В., Марченко Э.В.

Донской государственный технический университет, г. Ростов-на-Дону, Россия

***Аннотация.** Проведены исследования, по совмещению вибрационной обработки и оксидирования в полиэтиленовых средах, что позволило совместить три технологических этапа. Определены характерные следы и показана профилограмма отпечатка прямого и косоугольного удара рабочей среды оксидной пленкой, толщиной 1 мкм.*

***Ключевые слова.** Вибрационная обработка. Комбинированные покрытия. Совмещенный процесс оксидирования и вибрационной обработки. Поверхностный слой металла. Полимерные рабочие среды.*

COMBINED METHOD OF VIBRATION TREATMENT APPLICATION OXIDE FILMS USING POLYMER WORKING ENVIRONMENT

Ivanov V.V., Popov S.Y., Marchenko Yu.V., Marchenko E.V.

Don State Technical University, Rostov-on-Don, Russia

***Abstract.** Investigation on combining vibro-treatment and oxidizing in polyethylene medium has been done. It helped to combine three technological stages. The traces of straight and oblique impact were defined on the metal with the 1 mkm oxide film. A profilogramma of the mark of the straight and oblique impact is shown in the paper.*

***Key words.** Vibration treatment; Combined coatings. Combined process of oxidation and vibration treatment. The surface of the metal layer. Polymer working environment.*

В этой статье представлена попытка выяснить механизм образования оксидной пленки при комбинировании метода вибрационной обработки и оксидирования.

В основу изучения механизма формирования оксидной пленки положена методика определения характера расположения, размеров, глубины и формы следов обработки при работе в среде полиэтиленовых шаров в процессе оксидирования и без оксидирующего раствора и установления качества пленки, общего вида поверхности с помощью оптических и электронно-микроскопических методов исследований.

В работах авторов Бабичева А.П., Устинова В.П. имеются сведения о формировании поверхностного слоя в процессе вибрационной обработки в среде металлических тел. Эти процессы сопровождаются пластическим деформированием поверхностных слоев металла в условиях многократного динамического контакта частиц рабочей среды с деталью.

При комбинировании метода вибрационной обработки и оксидирования взаимодействие полимерной рабочей среды (полиэтиленовых шаров) и поверхностного слоя

обрабатываемого материала осуществляется через прослойку образующейся оксидной пленки и раствора, находящихся в зоне контакта. Согласно теории химического оксидирования образование оксидной пленки, рост ее является результатом взаимодействия металла с рабочим раствором, которое осуществляется через поры пленки, образующейся в процессе оксидирования.

В процессе вибрационной обработки частицы рабочей среды наносят удары по обрабатываемой поверхности. В зоне контакта возникают напряжения, обеспечивающие пластическую деформацию, что приводит к увеличению дислокаций и образованию активных дислокационно-вакансионных центров. Под воздействием циркулирующей рабочей среды и деталей образуется сравнительно равномерный слой пластически-деформированного активного металла.

Увеличение внутренней энергии поверхностных слоев металла в результате пластической деформации приводит к повышению адсорбционной активности металлической поверхности.

Скорость химических реакций зависит от числа активных молекул. Об активации молекул свидетельствует увеличение толщины оксидной пленки, полученной при ВиО 4,5-5 мкм, (без ВиО 3-3,5 мкм). ВиО сообщает ионам дополнительную энергию, необходимую для преодоления увеличивающегося расстояния между металлом и растущей оксидной пленкой.

Таким образом, последовательное нанесение большого числа микроударов частиц рабочей среды при их взаимном соударении и скольжении приводит к повышению химической активности не только металлической поверхности, но и молекул оксидирующего раствора.

Характерный след от удара шара о поверхность оксидированной детали показан на рис. 1. Визуальный анализ фотоснимка дает основание считать, что при ударе шара деформация направлена в глубь образца. Это же подтверждается и профилограммой отпечатка, где видны незначительные навалы по краям лунки рис.2 в сторону проекции вектора скорости шара (рис. 3).

Вибрирующая среда, контактируя с поверхностью растущей оксидной пленки, разрыхляет ее, чем облегчает доступ оксидирующего раствора к поверхности металла. Реакционная способность раствора усиливается за счет активации составляющих его компонентов.

Интенсивность протекающих процессов отмечается не только в реакционной зоне, но и в зоне непосредственного контакта. Под воздействием нормальных и тангенциальных сил поверхностный слой оксидной пленки деформируется, как за счет воздействия шаров, так и за счет вибрирующего раствора.

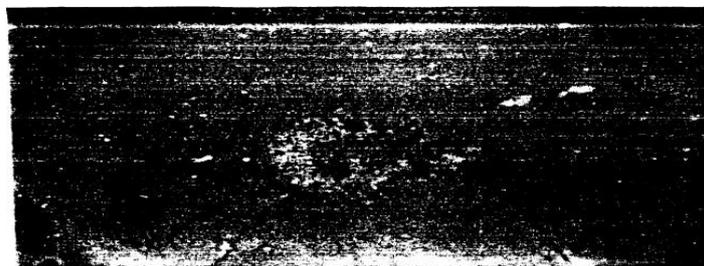


Рис. 1. Характерные следы прямого и косого удара шара, по поверхности металла с оксидной пленкой, толщиной 1 мкм



Рис. 2. Профилограмма отпечатка прямого удара шара.



Рис.3. Профилограмма отпечатка косого удара шара.

И.А. Одинг к сдвиговым процессам пластической деформации относит механизм скольжения, проявляющийся в перемещении одной части зерна по отношению к другой. Внешне проявление этого перемещения выражается образованием на поверхности металла полос скольжения.

Полученная структура алюминия АД1 до и после обработки. Показывает изменение зерен, уменьшение размера и вытягивание их параллельно плоскости обработки зерен алюминия.

Визуальный анализ фотоснимков показывает, что на исследуемой поверхности имеется большое число беспорядочно расположенных следов обработки - выступов и впадин. Видны множество следов, полученных от ударов шаров, направленных под углом к поверхности, что свидетельствует о скользящем ударе, вызывающем сдвиг и хрупкое разрушение материала.

При рассмотрении фотоснимков поверхности образцов, обработанных в течение 5 минут отмечается неоднородность обработанной поверхности. Она представляет собой пересечение исходных шероховатостей со следами обработки. Различаются полированные участки поверхности и участки со следами разрушения. Поверхность покрыта кратерами - впадинами различного типа.

Съем металла во времени протекает нелинейно в начале обработки протекает инкубационный период, в течение которого заметной потери массы не наблюдается. Как показали исследования, в этот период образуются вмятины - отпечатки, происходит накопление скрытой энергии разрушения, охрупчивание поверхностных слоев обрабатываемого материала.

При рассмотрении следов видно, что отдельные шары при столкновении с обрабатываемой поверхностью оставляют на ней прерывистый след, состоящий из более мелких следов, обусловленных характером движения шаров.

При таком перекрестном характере расположения рассмотренных следов обработки образуется своеобразный микрорельеф.

Анализируя полученные результаты можно отметить, что при ВиО в среде полиэтиленовых шаров на поверхности образуются следы кратерообразного типа, являющиеся следствием прямого удара; следы удлиненной формы, образующиеся в результате скольжения шара относительно обработанной поверхности и следы смешанного типа, являющиеся следствием как скольжения, так и прямого соударения.

Большое число обработочных следов, покрывающих почти всю поверхность образца, указывает на протекание процессов пластического деформирования на микроуровне и разрыхления поверхностного слоя.

Многочисленными исследованиями установлено наличие пластического течения материала в тонком поверхностном слое образца по ходу движения отдельной гранулы. При прямом ударе шара деформация направлена вглубь образца. Большинство следов свойственны ударам шаров, направленным под углом к поверхности, которые вызывают

хрупкое разрушение оксида и сдвиг отдельных частиц. Такое разрушение поверхности позволяет взрыхлять слой оксида с образованием мелкодисперсных частиц, часть из которых схватывается своими ювенильными поверхностями с оксидом, иногда попадая в поры и уменьшая их объем, частично уносится оксидирующим раствором, частично уплотняется последующими ударами шаров и приобретает полированный вид.

Первоначальный контакт шара происходит по вершинам микронеровностей. В процессе обработки увеличивается площадь контакта покрытия с поверхностью в результате закругления радиуса выступов. На профилограмме шлифованной поверхности, записанной после обработки в полиэтиленовых шарах и после совмещения с оксидированием видно, что в результате деформирования гребешков микронеровностей под воздействием ударов шаров происходит уменьшение шероховатости, увеличение радиуса закругления вершин выступов.

Следовательно, в результате вибрационной обработки оксидная пленка разрыхляется и сглаживается в процессе ее роста.

В зоне контакта, благодаря скользящим ударам шаров, частицы оксидной пленки ориентируются параллельно обрабатываемой поверхности, о чем свидетельствуют блестящие участки на поверхности покрытия, хорошо видимые на микрофотографии, (рис.4).

На ней изображен вид поверхности оксидного покрытия, полученного при вибрационной обработке. Следует отметить, что более 50% поверхности покрытия, полученного в результате виброобработки, имеет ориентацию частиц параллельно плоскости скольжения.



Рис. 4. Вид оксидного покрытия



Рис. 5. Вид оксидного покрытия, полученного в процессе вибрационной обработки, полученного традиционным способом

Для сравнения на рис. 5 представлена микрофотография оксидной пленки, полученной стандартным способом. Анализируя снимки можно сделать вывод, что при нанесении покрытия в стационарных ваннах, то есть без приложения нагрузки, зерна гидроксида имеют беспорядочную ориентацию, а полученные в процессе вибрационной обработки ориентированы параллельно плоскости скольжения.

Выводы

Вибрационная обработка в среде полиэтиленовых шаров позволяет совместить три технологических этапа:

1) подготовку поверхности под покрытие - очистку от загрязнений и окислов, активацию поверхностного слоя в результате пластического деформирования и увеличения плотности дислокаций поверхностных слоев, образование ювенильных поверхностей; увеличение площади контакта;

- 2) получение оксидной пленки;
- 3) отделку поверхности;
- 4) создание определенного микрорельефа, повышение отражательной способности и качества поверхностного слоя.

Список литературы

1. Бабичев А.П. Основы вибрационной технологии. Часть I. – Ростов-на-Дону, 1993.
2. Бабичев А.П. Основы вибрационной технологии. Часть 2. – Ростов-на-Дону, 1994.
3. Устинов В.П. Вибрационная отделка в стальных средах. Технология производства сельскохозяйственных машин. – Ростов-на-Дону, 1969.
4. Иванов В.В., Лебедев В.А. Технология формирования декоративных покрытий на деталях из алюминиевых сплавов в условиях вибрационной обработки // Упрочняющие технологии и покрытия. – 2005. – №10.

УДК 621.77

МЕТОДЫ ФОРМИРОВАНИЯ ГЕТЕРОГЕННОЙ СТРУКТУРЫ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ДЕТАЛЕЙ ГОРНЫХ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ

Ларин А.И., Афонин А.Н.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», Старый Оскол, Россия

Аннотация. Приведена характеристика методов формирования гетерогенной структуры поверхностного слоя деталей горных и металлургических машин для повышения эксплуатационных характеристик, их достоинства, недостатки и перспективы применения.

Ключевые слова: коррозия; упрочнение; изнашивание; поверхностное пластическое деформирование; твердость; структура.

METHODS OF FORMING HETEROGENEOUS STRUCTURE SURFACES MINING AND METALLURGICAL MACHINES AND EQUIPMENT

Larin A.I., Afonin A.N.

Stary Oskol Technological Institute named after A.A. Ugarov (branch) NUST «MISIS», Stary Oskol, Russia

Abstract. The characteristic of methods of formation of a heterogeneous structure of the surface layer parts of mining and metallurgical machinery to improve eksplua-tational characteristics, their advantages, disadvantages and application prospects.

Keywords: corrosion; hardening; wear; surface plastic deformation; hardness; structure.

Увеличение статической прочности деталей не всегда равнозначно повышению их долговечности, так как с ростом предела прочности увеличивается вероятность усталостного и хрупкого разрушений деталей. Использование высокопрочных сталей ограничивается большой их чувствительностью к концентрации напряжений, к различного рода дефектам поверхности, загрязненности неметаллическими включениями. Поэтому, когда наряду с высокими величинами упругости детали должны обладать большим сопротивлением переменным и динамическим нагрузкам, коррозии под напряжением, использование высокопрочных сталей оказывается малоэффективно [1]. Высокие комплексные требования современного машиностроения ставят перед машиностроителями задачи, которые не

решаются применением традиционных видов термической и химико-термической обработки, их возможности уже в большей мере исчерпаны. В настоящее время накоплен большой опыт в разработке новых способов повышения надежности деталей и конструктивных узлов. Из многочисленных современных средств упрочнения не всегда легко выбрать оптимальный вид упрочнения для конкретного случая.

Сравнение эффективности различных способов повышения эксплуатационной стойкости деталей дало возможность наметить области их рационального применения с учетом факторов, лимитирующих надежность деталей в данных условиях [2] и известно, что наибольшее повышение усталостной прочности обеспечивает упрочнение поверхностным пластическим деформированием (ППД) [3]. С помощью ППД можно получать гетерогенно упрочненные структуры, для получения которых применяются различные методы ППД. Сущность способа заключается в следующем. Под давлением деформирующего инструмента микровыступы (микронеровности) поверхности детали пластически деформируются (сминаются), заполняя микровпадины обрабатываемой поверхности, что способствует повышению твердости поверхностного слоя. Это способствует повышению усталостной прочности на 30...70 %, износостойкости – в 1,5...2 раза, значительно снижается шероховатость поверхности упрочняемой детали.

К наиболее распространенным способам упрочнения ППД относятся: обкатка рабочих поверхностей шариками или роликами; алмазное выглаживание; дробеструйная обработка; ультразвуковое упрочнение; упрочнение наклепом.

Обкатку шариками или роликами выполняют с помощью шариковых или роликовых накаток (раскаток) на токарно-винторезных станках. При выполнении обработки ППД на упрочняемой поверхности детали формируется волнистый рельеф в направлении идущего в сторону главного движения. После этого деталь подвергается пластическому деформированию для формирования гладкой поверхности. Деформирование должно осуществляться накатниками с жестко закрепленными роликами, которые выставляются на номинальный размер упрочняемой поверхности. При деформировании металл перемещается роликами из выступов нарезанного рельефа во впадины. Обработка ППД сопровождается сложными структурными и фазовыми превращениями, что характерно для формирования поверхностного слоя. На начальной стадии происходит дробление зерен металла на блоки и образуется мозаичная структура. Затем по плоскостям скольжения образуются новые измельченные зерна. При этом кристаллиты сплющиваются, вытягиваются в направлении деформирования. Образуется упорядоченная ориентированная структура волокнистого характера с анизотропными механическими свойствами. Степень и равномерность упрочнения зависят в большей степени от основных параметрических характеристик: высоты, формы, шага. Шаг рельефа при ППД не должен превышать 1 мм, а высота 0,5 мм, так как высота рельефа пропорциональна неравномерности упрочнения, но необходимо обращать внимание на возможность образования складок – закатов. Преимущества: снижается шероховатость поверхности, микротвердость поверхностного слоя увеличивается на 40...60 %, возрастает глубина упрочненного слоя металла.

Алмазное выглаживание отличается от ППД обкаткой лишь конструктивными особенностями инструмента, в котором рабочим элементом служат алмаз, гексанит и другие сверхтвердые материалы. На качество алмазного выглаживания, степень упрочнения, твердость поверхностного слоя, влияет радиус сферической поверхности алмаза, усилие прижатия поверхности к детали, продольная подача и число проходов. Радиус алмаза выбирают в зависимости от исходной поверхности металла, из которого изготовлена деталь. Для материалов твердостью HB < 300 радиус алмаза 2,5...3,0 мм; при HRC₃ 35...50 – радиус алмаза 1,5...2,5 мм, т.е. с увеличением твердости поверхности детали радиус алмаза уменьшается.

Упрочняющий эффект при дробеструйной обработке достигается за счет пластического деформирования поверхности детали потоком металлической дроби, поступающей к поверхности детали со скоростью 30...90 м/с. На поверхности детали образуется

наклепанный слой глубиной до 0,7 мм. Микротвердость поверхностного слоя увеличивается на 30...35 %. Дробь к поверхности детали подается пневматическим и механическим способом. Материал дроби выбирают в зависимости от материала упрочняемой поверхности. Данный способ эффективен для деталей, работающих в условиях знакопеременных нагрузок, например: листы рессор, пружины, зубья колес, сварные швы и т. д.

Ультразвуковое упрочнение относится к импульсивным способам деформирования наружной поверхности восстанавливаемых деталей. Рабочая часть инструмента, выполненная из материалов ВК8, Т15К6 или ШХ15, прижимается к обрабатываемой детали с помощью груза с усилием 300...400 Н и получает ультразвуковые колебания, создаваемые ультразвуковым генератором. Под действием статической и динамической сил пластически деформируется поверхностный слой детали, что повышает поверхностную микротвердость в 1,5...2 раза с глубиной упрочнения 0,3...0,4 мм; снижается шероховатость поверхности. Применение ультразвукового упрочнения особенно эффективно для инструментов, зубьев колес, деталей, изготовленных из чугуна, цветных металлов и сплавов, в том числе твердосплавных, а также для деталей сложной формы.

Упрочнение наклепом – это местное уплотнение металла с помощью специальных отбойных молотков, приводящее к возникновению внутренних напряжений сжатия при ударе рабочего инструмента по поверхности детали. Твердость поверхности детали возрастает на 30...50 %. Глубина наклепа достигает 20...25 мм, сопротивление усталости повышается на 50...90 %, долговечность увеличивается в два раза и более. Наклепом упрочняют как плоские поверхности (зубья колес, сварные швы), так и поверхности сложной формы (галтели коленчатых валов). При обработки деталей ППД повышается также и сопротивление усталости [4]. Усталостные разрушения происходят в результате приложения малого числа циклов (порядка сотен тысяч) при повышенных напряжениях и протекает в основном при упругом и при упругопластическом деформировании. Путем ППД повышают сопротивление обычной и малоциклового усталости при воздействии как низких, так и высоких (до $t = 800$ °С) температур и при различных схемах нагружения (изгиб, растяжение-сжатие, кручение и т. д.). Методы ППД применяют для повышения сопротивления усталости деталей любых размеров: торсионные валы с мелкими треугольными шлицами; зубчатые колеса; коленчатые валы двигателей всех типов и размеров, в том числе крупногабаритных из чугуна с шаровидным графитом; шатуны; силовые шпильки и болты, пружины, рессоры и т. д. Большое влияние на износостойкость при изнашивании всех видов оказывает микрогеометрия поверхности.

Большинство методов ППД не только снижает параметр шероховатости в 5...10 раз, но и создает благоприятную для износостойкости форму микронеровностей [5, 6, 7]. Это повышает износостойкость и сокращает период приработки. Большое влияние на износостойкость оказывают твердость поверхности, микроструктура, состав металла. Обработка деталей ППД увеличивает поверхностную твердость до 40...70 %, в результате чего практически во всех случаях повышается износостойкость [1].

После обработки ППД, как правило, происходит сглаживание неровностей исходной поверхности и образование микрорельефа с впадинами, радиус которых значительно больше чем у поверхностей, обработанных любым методом резания, что определяет меньшую концентрацию в них продуктов, вызывающих коррозию. В результате коррозионная стойкость повышается. Повышение коррозионной стойкости обеспечивают статические методы, создающие небольшие глубины упрочнения, сильно снижающие шероховатость поверхности, при которой микронеровности имеют сглаженный характер без глубоких впадин. Повышению контактно-усталостной выносливости способствуют такие параметры поверхностного слоя, как: сглаженная форма микронеровностей; большая твердость; мелкодисперсная структура и сжимающие остаточные напряжения. Эти параметры при обработке достигаются на поверхности ППД. Данные методы гетерогенного упрочнения ППД могут применяться для повышения эксплуатационных характеристик самых разнообразных деталей различного сортамента, которые используются в различных

условиях. Но активное применение методов гетерогенного упрочнения ППД сдерживается, в связи с тем, что нет научнообоснованных требований к параметрам упрочненного слоя, который обеспечивает заданные эксплуатационные характеристики детали [3]. Нет в наличии рекомендаций по оптимальному распределению упрочненных участков по объемным характеристикам рабочей поверхности для разных условий эксплуатации материалов детали. Поэтому, чтобы существенно повысить качество изделий в области металлургии и машиностроения необходимо выполнить задачу по выявлению характера влияния параметров гетерогенно упрочненного слоя на эксплуатационные характеристики деталей машин и оборудования.

Список литературы

1. Суслов А.Г. Качество поверхностного слоя деталей машин. – М.: Машиностроение, 2000. – 320 с.
2. Бойцов А.Г., Машков В.Н., Смоленцев В.А., Хворостухин Л.А. Упрочнение поверхностей деталей комбинированными способами. – М.: Машиностроение, 1991. – 144 с.
3. Киричек А.В., Соловьев Д.Л., Баринов С.В. Разработка параметров для описания гетерогенно-упрочненной структуры // Фундаментальные и прикладные проблемы техники и технологии. – 2011. – № 1 (285). – С. 63-66.
4. Ильин В. М., Кравец А. Н. Повышение надежности инструмента лазерным легированием // Вестник машиностроения. – 1987. – № 1. – С. 44-46.
5. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В. Гетерогенное упрочнение деталей горно-металлургических машин поверхностным пластическим деформированием // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2015. – №11. – С. 823-827.
6. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В., Должиков Д.А., Зуйкин Р.А. Автоматизированный измерительный комплекс для моделирования обработки поверхностным пластическим деформированием // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство Материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. – Старый Оскол, 2015. - С. 45.
7. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В., Бойко П.Ф. Гетерогенное упрочнение деталей горно-металлургических машин поверхностным пластическим деформированием // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Одиннадцатой Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. – Старый Оскол, 2014. – Т. II. – С. 3-10.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ УСТАНОВКА И ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СТАТИКО-ИМПУЛЬСНОГО УПРОЧНЕНИЯ КРУПНОГАБАРИТНЫХ РЕЗЬБ

Мартынов Е.М.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС»,
г. Старый Оскол, Россия, e-mail: tomm_sti_misis@mail.ru*

Аннотация: Предложена конструкция экспериментальной установки и инструмента для статико-импульсного упрочнения поверхностно-пластическим деформированием.

Ключевые слова: поверхностно-пластическое деформирование, статико-импульсное упрочнение, ударное упрочнение.

EXPERIMENTAL EQUIPMENT AND TOOLS FOR THE STUDY OF STATIC-PULSE HARDENING LARGE THREADS

Martynov E.M.

Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Stary Oskol

Annotation: The design of the experimental apparatus and tools for static-pulse hardening of surface plastic deformation.

Keywords: surface-plastic deformation, static-pulse hardening, hardening of shock.

Одной из актуальных проблем восстановления и ремонта оборудования деталей горнодобывающей и транспортной отрасли является увеличение надёжности и долговечности оборудования, что позволит сократить простои и убытки производства.

Основная причина выхода из строя узлов и механизмов технологического оборудования предприятий горно-обогатительного передела, работающих в тяжёлых эксплуатационных условиях, является усталостное изнашивание.

Эксплуатационные характеристики машин и механизмов в значительной степени определяются показателями качества поверхностного слоя их рабочих поверхностей. В настоящее время используется множество способов повышения прочности деталей: объёмный наклёп, поверхностный наклёп, термообработка и т.д.

Такой вид упрочнения как поверхностное пластическое деформирование (ППД) является наиболее эффективным. ППД обеспечивает значительное повышение усталостной прочности при разнообразных условиях нагружения. Данный метод заключается в следующем – под давлением инструмента микронеровности поверхности детали пластически деформируются, заполняя микровпадины обрабатываемой поверхности, что способствует повышению твердости поверхностного слоя. При этом в поверхностном слое возникают напряжения, способствующие повышению износостойкости от 50 до 100 % и повышение усталостной прочности на 35 – 70 % [4, 5].

Известно, что значительное повышение эксплуатационных свойств деталей машин может быть достигнуто путем формирования на их рабочих поверхностях чередующихся участков высокой и низкой твердости – гетерогенной структуры. Чередование в гетерогенном слое упрочненных твердых участков с менее упрочненными вязкими способствует торможению развития микротрещин и повышению усталостной прочности материала [2].

Одной из актуальных задач является повышение прочности и износостойкости резьбовых соединений. Традиционные методы упрочнения ППД не способны обеспечить крупные тяжело нагруженные резьбы должной степенью и глубиной упрочнения. Исправить возникшие проблемы возможно с применением ударных методов поверхностного

пластического деформирования, в частности статико-импульсной обработкой (СИО) [1, 3]. СИО осуществляется в условиях сочетания периодического динамического и постоянного статического воздействия деформирующего инструмента на обрабатываемую поверхность. Данное воздействие позволяет создавать большие напряжения в пятне контакта инструмента и заготовки. Глубина упрочнения при СИО может достигать 10 мм и более при степени упрочнения до 100%. Проводимые экспериментальные исследования на плоских поверхностях показали, что в ряде случаев рационально выбранное гетерогенное упрочнение может повысить усталостную прочность в 2 и более раза.

Для реализации СИО крупногабаритных резб может быть использовано различное оборудование: гидравлическое, пневматическое, электрическое и т.д. [3]. Для упрочнения резб на деталях горно-металлургического оборудования представляется целесообразным использование электрических ударников. Электрические ударники имеют достаточно высокую энергию удара (более 40 Дж), обеспечивая при этом высокую стабильность параметров ударного импульса на всем протяжении обработки, простоту обслуживания, имея при этом самую низкую стоимость из всего возможного оборудования [7].

К сожалению, широкое применение статико-импульсной обработки для упрочнения крупногабаритных резьбовых деталей сдерживается отсутствием научно-обоснованных требований к параметрам упрочненного слоя, обеспечивающим требуемые эксплуатационные характеристики детали. В частности, отсутствуют рекомендации по режимам обработки, оптимальному распределению упрочненных участков по объему рабочей поверхности для различных условий эксплуатации и материалов детали. Выявление характера влияния параметров гетерогенно упрочненного слоя и режимов СИО на эксплуатационные характеристики деталей машин является сложной научной задачей, решение которой позволит существенно повысить качество изделий машиностроительного производства [6].

Для исследования процесса статико-импульсной обработки крупногабаритных резб и отработки оптимальных режимов, спроектирована и изготовлена экспериментальная установка (рис. 1), позволяющая варьировать в широком диапазоне технологические параметры процесса и инструмент (рис. 2).

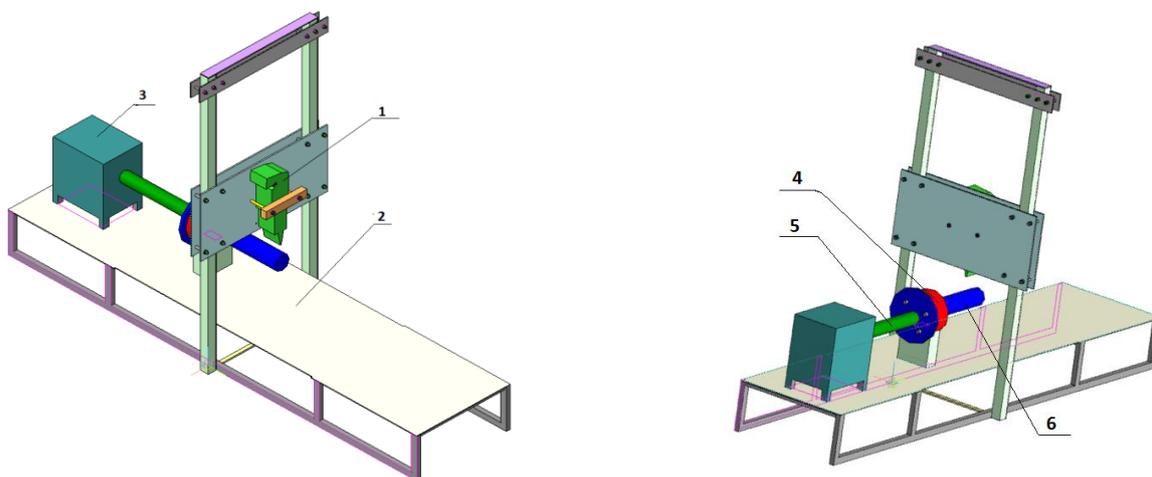


Рис. 1. Экспериментальная установка:

1 – ударник электрический; 2 – стол; 3 – электродвигатель; 4 – патрон самоцентрирующийся трехкулачковый; 5 – вал карданный; 6 – заготовка

Установка спроектирована на пространственной раме. Ударник закреплён на двух стойках, с возможностью регулировки высоты инструмента. Электродвигатель с помощью карданного вала передаёт крутящий момент на трёхкулачковый токарный патрон, предназначенный для базирования и закрепления экспериментального образца диаметром до 150 мм. Регулировка скорости и подачи осуществляется с помощью частотного

преобразователя.

Инструментом при ударном упрочнении является ролик (рис. 3), профиль которого повторяет профиль трапецеидальной резьбы – одной из самых уязвимых резьб на тяжелонагруженном оборудовании горно-добывающего передела. Ролик диаметром 80 мм изготовлен из шарикоподшипниковой закаленной стали ШХ15. Вилка (рис. 5) для закрепления ролика изготовленная из стали 45, имеет сквозную резьбу M24×1,5-7H для накручивания на переходник пики (рис. 4), изготовленный из стали У8, и два сквозных отверстия Ø20H11^{+0.13} для установки вала, поддерживающего ролик.

Анализ научно-технической литературы и предварительные расчеты показали, что применение разработанных технологии, оборудования и инструмента для СИО представляется целесообразным. Так, после проведения СИО быстроизнашиваемых деталей периодичность ремонтов дробильно-измельчительного оборудования ГОКов сократится до 2-х раз, что позволит получить значительный экономический эффект.

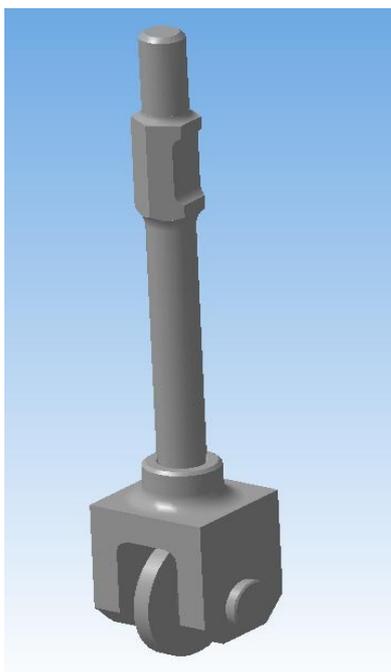


Рис. 2. Инструментальная оснастка для СИО ударным упрочнением

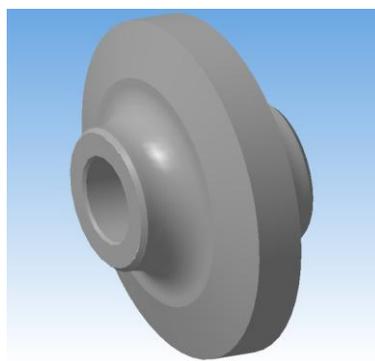


Рис. 3. Ролик

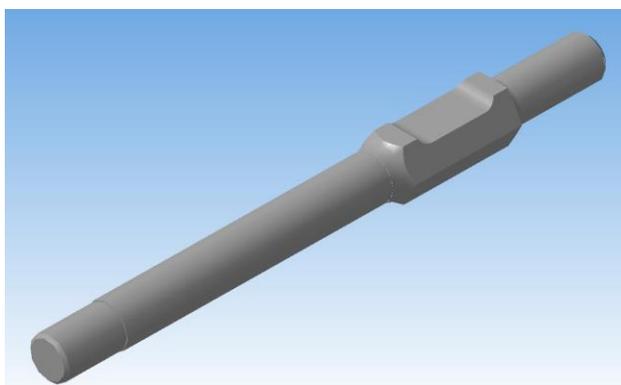


Рис. 4. Переходник

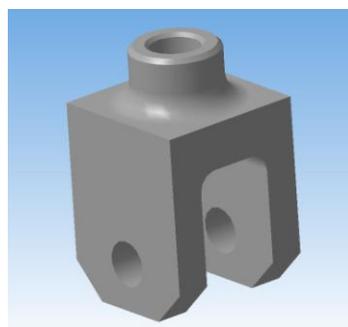


Рис. 5. Вилка

Список литературы

1. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В. Гетерогенное упрочнение деталей горно-металлургических машин поверхностным пластическим деформированием // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2015. – №11. – С. 823-827.
2. Киричек А.В., Соловьев Д.Л. Создание гетерогенной структуры материала статико-импульсной обработкой // СТИН. – 2007. – №12. – С. 28-31.
3. Киричек А.В., Соловьев Д.Л., Лазуткин А.Г. Технология и оборудование статико-импульсной обработки поверхностным пластическим деформированием // Библиотека технолога. – М.: Машиностроение, 2004. – 288 с.
4. Амбросимов С.К., Афонин А.Н., Бабичев А.П. и др. Технология и инструменты отделочно-упрочняющей обработки деталей поверхностным пластическим деформированием // Справочник. В 2-х томах – М.: Машиностроение, 2014.
5. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В., Бойко П.Ф. Гетерогенное упрочнение деталей горно-металлургических машин поверхностным пластическим деформированием // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Одиннадцатой Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. – Старый Оскол, 2014. – Т.П. – С. 3-10.
6. Мартынов Е.М. Статико-импульсное упрочнение крупногабаритных резб // Вестник научных конференций. – 2016. – № 4-5 (8). – С. 130-132.
7. Мартынов Е.М., Афонин А.Н. Упрочнение крупногабаритных резб деталей машин горно-металлургического оборудования // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство. Материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. – Старый Оскол, 2015. - С. 79.
8. Афонин А.Н., Ларин А.И., Макаров А.В., Должиков Д.А., Зуйкин Р.А. Автоматизированный измерительный комплекс для моделирования обработки поверхностным пластическим деформированием // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство. Материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием. – Старый Оскол, 2015. - С. 45.

УДК 537.85, 622.23.05

РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСА ОБОРУДОВАНИЯ, ВСТРОЕННОГО В АВТОМАТИЧЕСКУЮ ЛИНИЮ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ СИММЕТРИЧНОГО ИНДУКЦИОННОГО НАГРЕВА МЕЛЮЩИХ ШАРОВ ПОД ТЕРМООБРАБОТКУ

Мешеряков В.Н.¹ e-mail: mesherek@stu.lipetsk.ru, **Титов С.С.²** e-mail: algebra934@yandex.ru,
Безденежных Д.В.² e-mail: daniil_lipetsk@rambler.ru, **Ивашкин В.Н.¹**
shredinger2012@gmail.com

¹ФГБОУ ВПО «Липецкий государственный технический университет», г. Липецк, Россия,

²ООО «НПП Система48», г. Липецк, Россия

***Аннотация.** В настоящей публикации рассматривается возможность разработки электротехнического комплекса для симметричного индукционного нагрева заготовок шарообразной формы с интеграцией в линию по производству мелющих шаров непрерывного действия. Необходимость такой системы обусловлена постоянно растущим спросом на высококачественные мелющие шары среди отечественных горно-обогатительных фабрик и цементных заводов.*

***Ключевые слова:** индуктор; мелющий шар; индукционный нагрев; электромагнитные силы;*

DEVELOPMENT OF EQUIPMENT COMPLEX, BUILT INTO AN AUTOMATED LINE OF CONTINUOUS ACTION, FOR SYMMETRIC INDUCTION HEATING OF GRINDING BALLS BY HEAT TREATMENT

Mesherayakov V.N.¹, Titov S.S.², Bezdenezhnyh D.V.², Ivashkin V.N.¹

¹Lipetsk State Technical University, Lipetsk, Russia,

²NPP Sistema48, Lipetsk, Russia

Abstract. *In this publication is being considered the possibility of development of electrotechnical complex for symmetrical induction heating of spherical shape workpieces with integration in the production line of continuous grinding balls. The need of such system is due of the growing demand for high-quality grinding balls among domestic ore mining and processing factories and cement plants.*

Keywords: *an inductor; the grinding bowl; inductive heating; electromagnetic force; hardening.*

Сложившиеся структуры современных электротехнических комплексов для индукционного нагрева токами высокой частоты (ТВЧ) разнообразных изделий представляют собой цепи электрических устройств (элементов), предназначенных для генерирования токов высокой частоты. Разрабатываемый комплекс представлен в виде встроеного в автоматические линии непрерывного действия с единой АСУ. Такой подход продиктован тем, что в практической значимости приведённых исследований наряду с качественным прорывом имеет место массовый характер производства металлических шаров. То есть речь идёт не об отдельных участках, а, по меньшей мере, специализированных цехах, возможно и крупных заводах (применительно к изготовлению мелющих шаров), оснащённых высокопроизводительным оборудованием.

Идея двухступенчатого нагрева в этом электротехническом комплексе с использованием в первой ступени газопламенной барабанной печи не однозначна. Целесообразность включения в комплекс газопламенной ступени зависит от уровня паритетности в Российском топливно-энергетическом комплексе (ТЭК) цен на углеводороды, в том числе газ, и генерируемую электроэнергию. В настоящее время имеет место очевидный диспаритет в пользу газа. Необъективно завышенные цены на электроэнергию объясняются низким техническим уровнем отечественного электрогенерирующего оборудования в сравнении с зарубежными аналогами и практически полным отсутствием конкурентной среды в этой сфере. Именно этими факторами объясняется, к примеру, применение преимущественно аналогичного «гибридного» нагрева в практике прокатного производства в горной металлургии (индукционный предпрокатный подогрев слябов после методических газовых печей [2]). При этом тенденция на обозримую перспективу однозначна: цены на газ будут возрастать, а на электроэнергию снижаться (там же [2]). Поэтому представленный на рис. 1 комбинированный вариант предполагает возможность предварительного варианта с чисто электрическим (индукционным) нагревом, минуя газовую печь.

Целесообразность сооружения при промышленной реализации предполагаемого электротехнического комплекса газовой барабанной печи, кроме предусмотрительности в части изменений конъюнктуры энергетического рынка, имеет и некоторые технологические смыслы. Как известно, индукционный нагрев ТВЧ наиболее энергоэффективен при температурах, приближающихся к точке Кюри и выше, до закалочной (КПД и глубина проникновения тока). Поэтому может оказаться рациональным предварительный нагрев до 600-650^oC в газовой, именно барабанной, печи. При этих температурах он практически безокислительный [3]. Более того, относительно осесимметричный, так как скатывание по наклонным образующим внутренней футерованной поверхности сопровождается и

поперечным перемещением шаров под действием трения и центробежных сил вращения.

На рис. 1 представлен электротехнический комплекс, встроенный в автоматическую линию непрерывного действия для симметричного нагрева под закалку мелющих шаров.

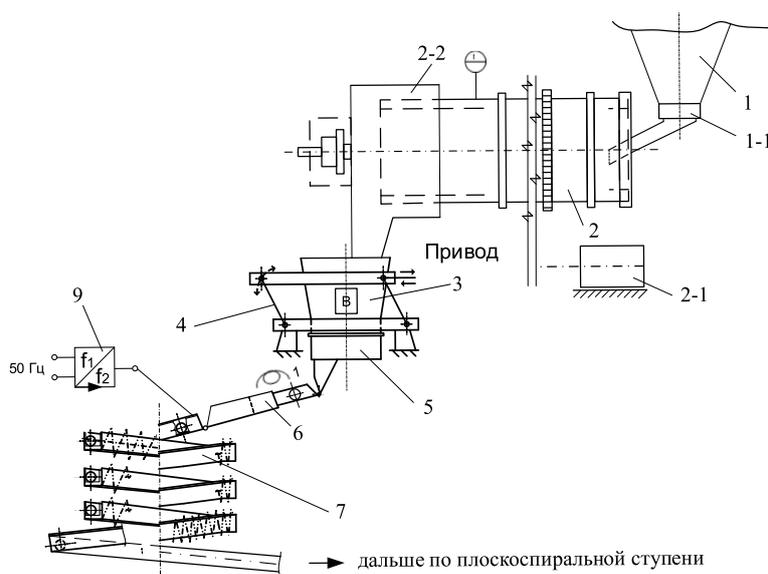


Рис. 1. Схема электротехнического комплекса, встроенного в автоматическую линию непрерывного действия для симметричного нагрева под закалку мелющих шаров

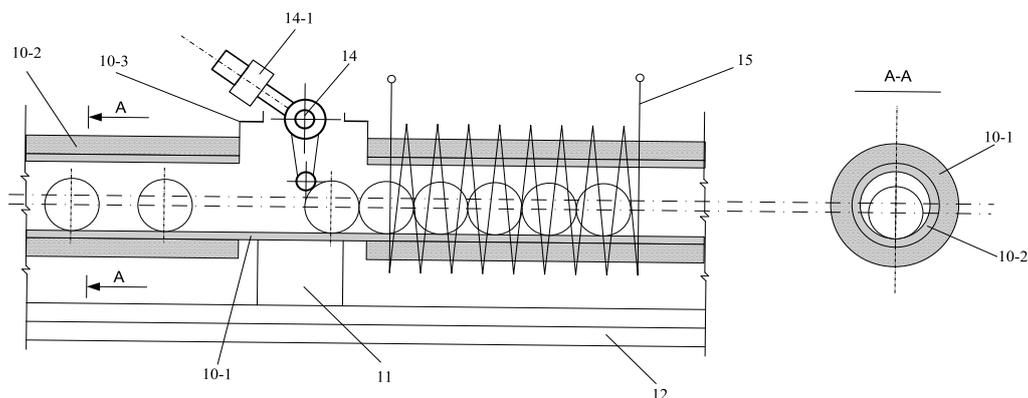


Рис. 2. Фрагмент смежных секций термостатов на рис. 1

Другой особенностью разрабатываемого электротехнического комплекса является необходимость преодоления проблемы, заключающейся в том, что проникновение электрического тока на глубину в сущности «полусквозного» нагрева мелющих шаров в индукторе ТВЧ даже в диапазоне относительно низких частот (до 2,5 кГц) практически недостижимо [4]. С другой стороны достаточно широкое распространение получила практика сквозного предпрокатного нагрева стальных прутков с использованием индукторов ТВЧ с частотой 2500 Гц с последующим помещением поверхности нагретой заготовки до $t^0 \approx 100$ выше закалочной в термостат (распространение температуры на всё сечение заготовки теплопроводностью). Подобная установка для индукционного нагрева (УИН) описана в [1] и эта идея с термостатами встроена в предлагаемый электротехнический комплекс. В этом случае предварительный глубинный прогрев шаров теплопроводностью достигается достаточно длительным их пребыванием в газовой барабанной печи с конвективным теплопереносом.

Объединяет функционирование электротехнического комплекса с газопламенной барабанной печью и средствами механизации общих АСУ ТП.

При свободном скатывании шаров в разработанных в составе комплексов УИН по спиральной траектории с оптимальными дистанциями между ними, равными πD (один оборот шара с диаметром D), около $2/3$ развёрнутой длины индуктора постоянной будет пустой [5]. Была бы существенно меньшая дистанция (концентрация плотного тела внутри индуктора, соответственно величина КПД), но это было бы чревато сближением шаров на пути качения сверх допустимого, вплоть до соединения вплотную (нежелательное проскальзывание, возможно искрение с привариванием). Регулируемые подбункерные ячейковые питатели дискретного типа технически обеспечивают стабильный выпуск шаров с заданным интервалом между ними, однако, даже в непродолжительном свободном скатывании по транспортирующему профилю какие-то флуктуации не исключены. Вместе с обозначенной сопоставимостью КПД с электрическим нагревом, практикуемым в шарикоподшипниковой отрасли необходимо различать величины удельных энергозатрат (отнесённых, например, к одному шару) на нагрев под закалку в этих двух сопоставляемых электротермических установках – предлагаемая УИН и муфельная электропечь. Создание УИН ТВЧ с комбиспиральным транспортирующим профилем открывает перспективу симметричного поверхностного нагрева под закалку заготовок шариков подшипников на оптимальную глубину вместо практикуемого сквозного, не продиктованного эксплуатационной необходимостью [6]. Эта перспектива сулит многократное снижение энергозатрат на закалку шариков с Ду в интервале 1,5"-5" с поверхностного нагрева на глубину 3-5 мм.

К другому важному ресурсу компенсации упомянутой пустоты индуктора на $2/3$ его длины следует отнести скоротечность симметричного индукционного нагрева ТВЧ на закалочную глубину 3-5 мм в сравнении со сквозным в муфельной электрической печи. Применительно к шару Ду 100 (≈ 4 ") время симметричного поверхностного нагрева до 800°C в индукторе составит секунды-десятки секунд, а в муфельной установке 10-15 минут [1]. Таким образом, время закалки объёма этих комплектующих под заказ определённой партии шарикоподшипников сократится более чем в сто раз. Кроме того, в части энергосбережения присутствует весьма существенный фактор постоянной готовности УИН к работе в противовес высокой тепловой инерции массивной футеровки электрических печей сопротивления.

Всё изложенное в полной мере относится к мелющим шарам группы 4 особо высокой твёрдости (ГОСТ 7524-89), в качестве которых ряд отраслей в России использует изделия шарикоподшипниковых предприятий. Разница в приоритетах: для шарикоподшипниковой отрасли – многократное снижение энергоёмкости изготовления шариков; для мелющих тел главным фактором, компенсирующим относительно низкий КПД в электротехническом комплексе согласно рисунку 1 и рисунку 2, является акцентированный во введении качественный прорыв, достигаемый оптимальным сочетанием высокой поверхностной твёрдости (до износа на половину радиуса) с вязко-пластичной сердцевиной [7]. КПД – не самоцель. Высококачественные, конкурентоспособные изделия просто и дёшево не изготавливаются, о чём свидетельствует обширный и всё возрастающий импорт в Российскую экономику продукции производственно-технического назначения и комплектующих изделий западных высоких (да и средней сложности) технологий – высококачественных и весьма не дешёвых. В том числе мелющие шары из Индии. Этим приоритетам вполне отвечает электротехнический комплекс, представленный в данной статье.

Список литературы

1. Титов С.С. Разработка и исследование электротехнического комплекса для симметричного индукционного нагрева металлоизделий шарообразной формы: Дис. на соискание уч. степ. канд. техн. наук. Липецк, 2014. – 160 с.
2. Демидович В.Б., Андрушкевич В.В., Чмиленко Ф.В., Растворова И.И. Моделирование индукционного и газового нагрева слябов в линиях непрерывной разливки – непрерывной прокатки // Индукционный нагрев. – 2011. – №3. – С. 4-11 .
3. Лахтин Ю.М. Металловедение и термическая обработка металлов. – М.: Машиностроение, 1983. – 336 с.
4. Мещеряков В.Н., Титов С.С. Установка индукционного нагрева под термообработку металлоизделий шарообразной формы // Электрометаллургия. – 2015. - № 8. – С. 14-22.
5. Мещеряков В.Н., Кузьменко В.И., Титов С.С. Исследование и разработка электротермического оборудования непрерывного действия для симметричного индукционного нагрева под закалку мелющих шаров // Сталь. – 2012. - № 4. – С. 44-49.
6. Мещеряков В.Н., Кузьменко В.И., Титов С.С. Разработка метода и устройства для транспортирования и равномерного осесимметричного индукционного нагрева шаров // Индукционный нагрев. – 2011. - № 3. – С. 40-43.
7. Слухоцкий А.Е., Рыскин С.Е. Индукторы для индукционного нагрева. – М.: Энергия, 1974. – 263 с.

УДК: 621.791; 658.58

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ НАПЛАВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ РОЛИКОВ ВТОРИЧНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ МНЛЗ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СТРУКТУРНЫХ И ТРИБОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЙ

Репников Н.И.¹, Макаров А.В.¹, Кудряшов А.Е.², Бойко П.Ф.¹, Мамкин В.А.¹

¹Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС»,
г. Старый Оскол, e-mail: tomm_sti_misis@mail.ru

²Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

Аннотация. Приведены результаты механических, структурных и трибологических исследований наплавочных материалов для восстановления рабочих поверхностей роликов вторичного охлаждения МНЛЗ.

Ключевые слова: ролики МНЛЗ; износ; восстановление; наплавка; скорость износа; трибологические испытания.

IDENTIFY PROMISING SURFACING MATERIALS FOR THE RESTORATION ROLLERS SECONDARY COOLING OF CONTINUOUS CASTING MACHINE WITH THE USE OF STRUCTURAL AND TRIBOLOGICAL METHODS OF RESEARCH

Repnikov N.I.¹, Makarov A.V.¹, Kudryashov A.E.², Boyko P.F.¹, Mamkin V.A.¹

¹Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) NUST «MISiS», Stary Oskol

²National University of Science and Technology «MISiS», Moscow

Abstract. The results of mechanical, structural and tribological studies of surfacing materials for the restoration of the working surfaces of the secondary cooling roller caster.

Keywords: rolls of continuous casting machine; wear; recovery; welding; wear rate; tribological tests.

Рабочая поверхность роликов вторичного охлаждения машины непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) является объектом интенсивного механического и циклического теплового воздействия в результате движения по ним литой заготовки. Абразивный и адгезионный износ в сочетании с высокотемпературным окислением, а также усталостный износ являются причиной разрушения рабочей поверхности роликов, что требует проведения работ по их восстановлению.

На ряде металлургических предприятий изношенные ролики МНЛЗ восстанавливаются путем применения технологии наплавки. В большинстве случаев ролики вторичного охлаждения МНЛЗ изготовлены из жаропрочных марок стали, типа 20X13, 25X1M1Ф и др., а их восстановление осуществляется наплавкой с применением в том числе порошковой проволоки марки ПП-Нп-25X5МФС.

Увеличение срока службы восстановленных роликов в 1,5-2 раза является актуальной задачей, требующей использования более стойких материалов, способных сопротивляться вышеуказанным видам воздействия в течение длительного времени при условии сохранения экономической целесообразности применения таких материалов.

Оптимальным для роликов МНЛЗ является состав наплавочного материала, содержащий менее 0,15...0,3% С, до 13% Cr, до 3,5% Ni, до 1,5% Mo. Такая сталь должна обладать мартенситной или мартенситно-ферритной (до 10% феррита) структурой, с хорошей теплостойкостью, высокой исходной твердостью и достаточным уровнем прочных служебных свойств при температурах до 1000 °С.

Авторами было исследовано более 30 наплавочных материалов, удовлетворяющих этому условию от отечественных и зарубежных производителей. По комплексу заявленных физико-механических свойств, химическому составу и экономической эффективности наиболее перспективными представляются наплавочные материалы ВЕЛТЕК H470С и ASM 4603SA.

Для проведения исследований способности этих материалов противостоять воздействию факторов, способствующих износу, была произведена наплавка на ролики вторичного охлаждения МНЛЗ диаметром 200 мм из стали 20X13 с использованием установки УМН-4 указанных материалов и материала ПП-Нп-25X5МФС, как базового для сравнения. С поверхности наплавленных роликов были вырезаны пробы и подготовлены образцы для механических, структурных и трибологических испытаний (табл. 1).

Таблица 1

Химический состав наплавленных материалов

№ образца	Наплавочный материал		Флюс	
	Марка	Состав, %	Марка	Состав, %
1	ПП-Нп-25X5МФС	Fe – основа; 4,8...5,7 Cr; 0,6...1,2 Si; 0,5...1,0 Mn; 0,2...0,6 V; 0,2...0,3 C	АН-20С	27...32 Al ₂ O ₃ ; 19...24 SiO ₂ ; 9...13 MgO; 3...9 CaO; ≤0,5 MnO
2	ВЕЛТЕК H470С	Fe – основа; 12,7 Cr; 2,5 Ni; 1,25 Mo; 0,9 Mn; 0,62 Si; 0,25 V; 0,2 Nb; 0,14 C; 0,014 S; 0,012 P		
3	ASM 4603SA	Fe – основа; 5,0 Cr; 1,8 Mn; 1,4 Mo; 1,1 W; 0,7 Si; 0,7 V; 0,3 C; 0,1 Ni	ASM BM-21	33,5 MgO+CaO; 29,9 Al ₂ O ₃ ; 19,5 SiO ₂ ; 13,4 CaF ₂ ; 2,09 Fe ₂ O ₃ ; 1,78 K ₂ O; 1,11 MnO; 0,41 TiO ₂

Измерения твердости исследуемых образцов выполнялось твердомером Роквелла ТК-2М согласно ГОСТ 9013-59 «Металлы. Метод измерения твердости по Роквеллу». Твердость образца 1 составила от 50 до 53HRC, образца 2 – от 48 до 51HRC, образца 3 – от 52 до 53HRC.

Рентгеноструктурный фазовый анализ (РФА) образцов с наплавленными слоями проводили на дифрактометре ДРОН-4 с использованием монохроматического Co-K α излучения (длина волны 1.79021 Å). Съемка велась в режиме шагового сканирования в интервале углов $2\Theta = 10^\circ \dots 130^\circ$, шаг съемки составлял $0,1^\circ$, экспозиция – 4 с. Обработка спектров проводилась при помощи программ PHAN и PHAN%, разработанных в НИТУ «МИСиС» [2]. Программа PHAN предназначена для проведения качественного фазового анализа по рентгеновским спектрам для образцов с известным химическим составом. Программа количественного фазового анализа (PHAN%) представляет собой усеченный метод Ритвельда без варьирования внутрискриптурных параметров (координат базиса и вероятностей заполнения узлов ячейки элементами).

Для примера, дифракционный спектр образца, наплавленного проволокой ПП-Нп-25Х5МФС, представлен на рис. 1. Фазовый состав образцов представлен в табл. 2.

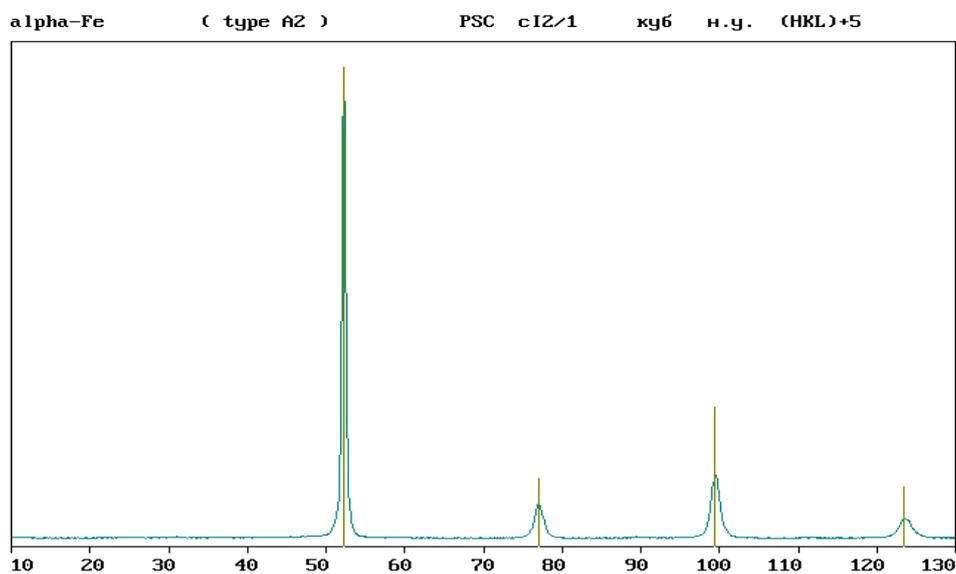


Рис. 1. Дифракционные спектры образца, наплавленного проволокой ПП-Нп-25Х5МФС

Как видно из табл. 2, наплавленные слои состоят из 2-3 фаз. Установлено, что основной фазой в образцах с наплавленными слоями является α -Fe (мартенсит). В образце 3 (табл. 2) содержится 12 % аустенита (γ -Fe), также следы аустенита наблюдаются в образцах 1 и 2.

Трибологические свойства образцов оценивали в соответствии с международными стандартами ASTM G 99-959 и DIN 50324 на высокотемпературной машине трения «High-temperature Tribometer» (CSM Instruments) по схеме pin-on-disk. В качестве контртела применяли шарик из Al_2O_3 диаметром 6 мм. Линейная скорость скольжения образцов с покрытием выбрана равной 10 см/с, нагрузка – 5 Н. Температура эксперимента составляла $700^\circ C$. Зависимость коэффициента трения трущейся пары от длины пробега контртела (500 м) строилась на компьютере с помощью программного обеспечения «InstrumX».

Профиль дорожки износа исследовался на оптическом профилометре «Veeco WYKONT NT 1100».

Фазовый состав образцов с наплавленными слоями

№ образца	Наплавленный материал	Фаза	Структурный тип	Символ Пирсона	Весовая доля, %	Периоды, Å
1	ПП-Нп-25Х5МФС	α -Fe	type A2	cI2	98	a= 2.872
		γ -Fe	type A1	cF4	2	a= 3.587
2	ВЕЛТЕК Н470С	α -Fe	type A2	cI2	96	a= 2.882
		γ -Fe	type A1	cF4	1	a= 3.592
		SiO ₂			4	
3	ASM 4603SA	γ -(Fe-Cr-C)	type A1	cF4	12	a= 3.601
		α -(Fe-Cr)	type A2	cI2	88	a= 2.880

Скорость износа рассчитывали по формуле:

$$W = \frac{sL}{Hl},$$

где W – скорость износа, $\text{мм}^3 \cdot \text{Н}^{-1} \cdot \text{м}^{-1}$; L – длина окружности, мм; s – площадь сечения износа канавки, мм^2 ; H – нагрузка, Н; l – путь трения, м.

Температура эксперимента 700 °С, сопоставима с рабочей температурой на поверхности ролика в зоне контакта с литой заготовкой (ролик в процессе эксплуатации принудительно охлаждают через его полость). Необходимо отметить, что при такой температуре, с одной стороны образец интенсивно окисляется, а с другой стороны подвергается изнашиванию.

На рис. 2 – 4 представлены, профили дорожек износа образцов №1–3 (табл. 2), а также 3D-изображение дорожек износа после трибологических испытаний.

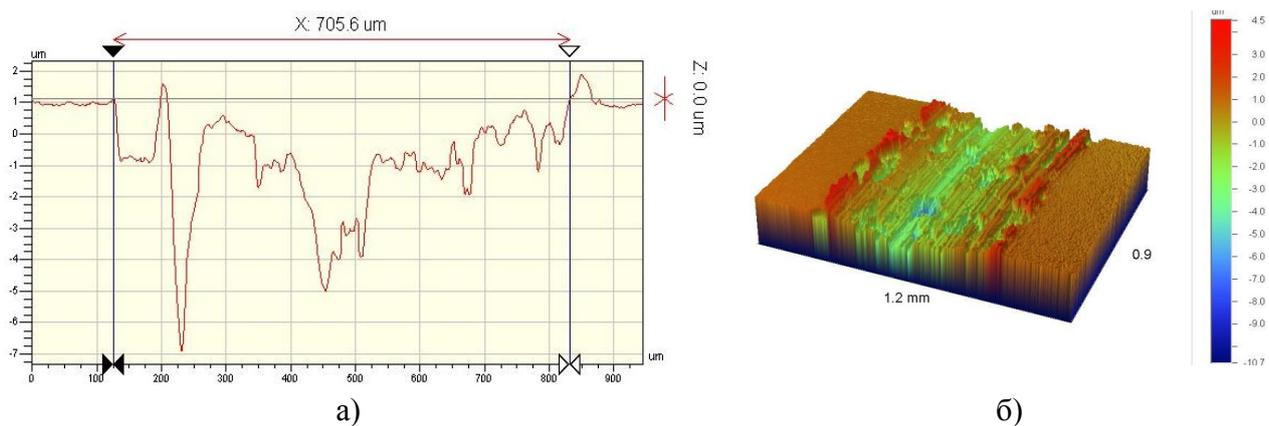


Рис. 2. Профиль дорожки износа образца 1 (а) и ее 3D-изображение (б)

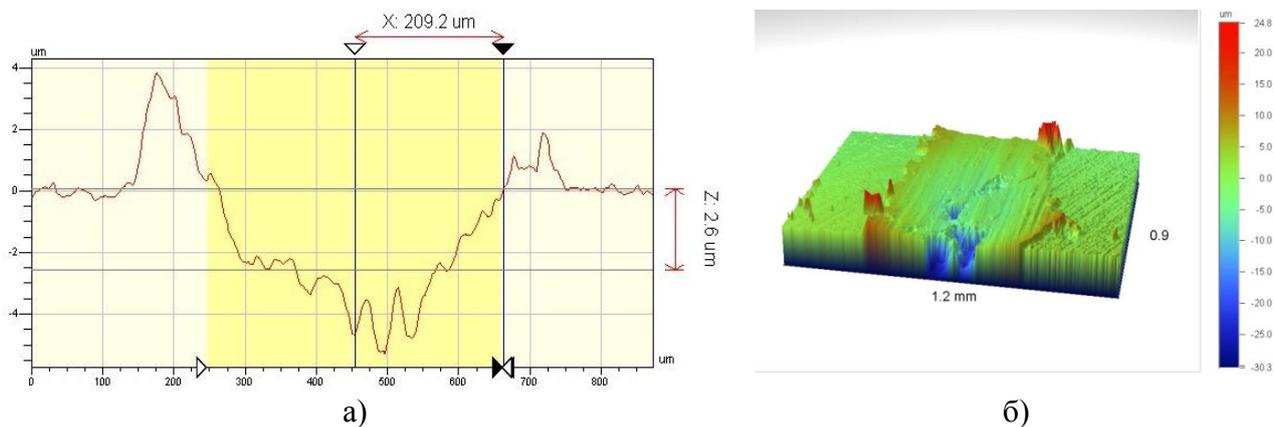


Рис. 3. Профиль дорожки износа образца 2 (а) и ее 3D-изображение (б)

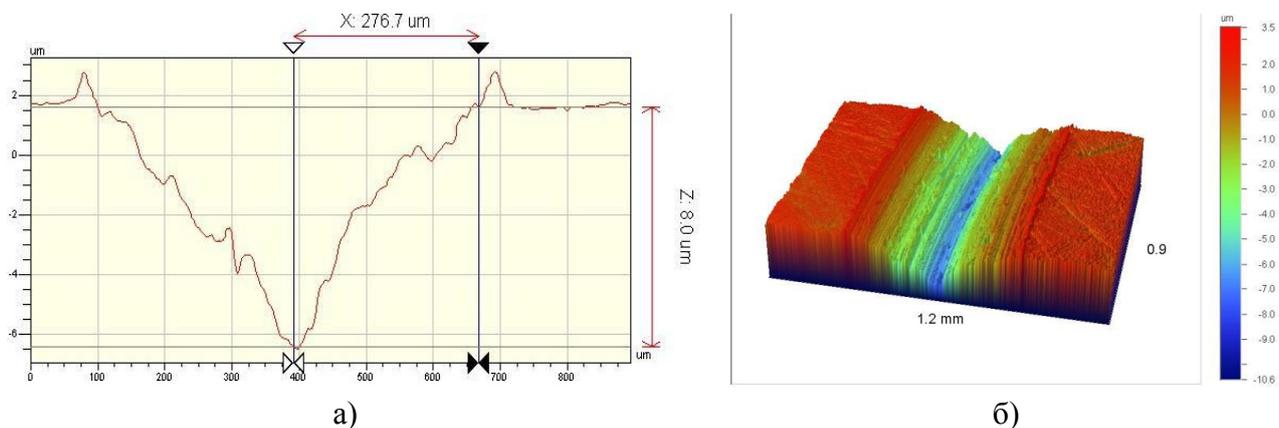


Рис. 4. Профиль дорожки износа образца 2 (а) и ее 3D-изображение (б)

Определено, что скорость износа образца 1 составляет $43,56 \times 10^{-6} \text{ мм}^3 \cdot \text{Н}^{-1} \cdot \text{м}^{-1}$, образца 2 – $22,83 \times 10^{-6} \text{ мм}^3 \cdot \text{Н}^{-1} \cdot \text{м}^{-1}$, образца 3 – $31,7 \times 10^{-6} \text{ мм}^3 \cdot \text{Н}^{-1} \cdot \text{м}^{-1}$.

Исследования показали, что использование для восстановления роликов вторичного охлаждения МНЛЗ наплавочных материалов ВЕЛТЕК Н470С и АSM 4603SA позволяет увеличить стойкость соответственно в 1,9 и в 1,4 раза по сравнению с ПП-Нп-25Х5МФС.

Проведенные работы показали эффективность использования структурных и трибологических исследований при определении перспективности применения наплавочных материалов для восстановления быстроизнашивающихся деталей металлургических машин и оборудования.

Список литературы

1. Березовский А. В. Наплавочные материалы для упрочнения роликов МНЛЗ // Инновации в материаловедении и металлургии: материалы I междунар. интерактив. науч.-практ. конф. 13-19 дек. 2011 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2012. – Ч. 1. – С. 34-37.
2. Шелехов Е.В., Свиридова Т.А. Программы для рентгеновского анализа поликристаллов // Металловедение и термообработка металлов. – 2000. – № 8. – С.16-19.

ОСОБЕННОСТИ СТРУЖКООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ЧИСТОВОМ ВИБРАЦИОННОМ ТОЧЕНИИ СТАЛИ 12X18H10T

Сергиев А.П., Владимиров А.А., Макаров А.В., Швачкин Е.Г.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал)

*Национального исследовательского технологического университета «МИСиС», РФ, г. Старый Оскол,
e-mail: tomm_sti_misis@mail.ru*

Аннотация. *Статья посвящена разработке модели стружкообразования при вибрационном резании. Представлены типы стружек, полученные при разных режимах вибраций. Представлена траектория колебаний вершины резца, описывающая условную схему вибрационного воздействия в зоне резания. Представлена условная схема процесса стружкообразования для традиционного резания. Сделаны выводы для дальнейших исследований.*

Ключевые слова: *вибрационное резание; стружкообразование; стружкодробление; виброскорость; виброускорение; вибрационное воздействие; амплитуда колебаний; частота колебаний.*

PECULIARITIES OF CHIP FORMATION WHEN FINISHING VIBRATORY STEEL TURNING 12Cr18Ni10Ti

Sergiev A.P., Vladimirov A.A., Makarov A.V., Shvachkin E.G.

Stary Oskol Technological Institute named after A.A. Ugarov (branch) NUST «MISIS», Russia, Stary Oskol

Annotation. *The article is devoted to the development of chip models in vibration-rated cutting. Presents the types of chips, obtained under different vibration modes. It presents the trajectory of the tool vibrations vertices describing a schematic diagram of vibration-insulating effects in the cutting zone. Is a schematic diagram of the process struzhkoobration for the traditional cutting. Conclusions for further research.*

Keywords: *cutting vibration; chip formation; chip control; vibro-speed; vibroacceleration; vibration exposure; the amplitude of the oscillation; Co-frequency oscillations.*

Токарная обработка коррозионностойкой хромоникелевой стали аустенитного класса 12X18H10T сопровождается образованием сливной стружки. Одним из способов дробления стружки является применение вибрационного резания. Вибрационное резание характеризуется такими параметрами как амплитуда A и частота колебаний f , которые, в свою очередь, оказывают влияние на форму и механические свойства стружки. В результате проведенных исследований [1] по вибрационному резанию авторами были получены различные типы стружек (рис. 1), соответствующие разным режимам вибраций.



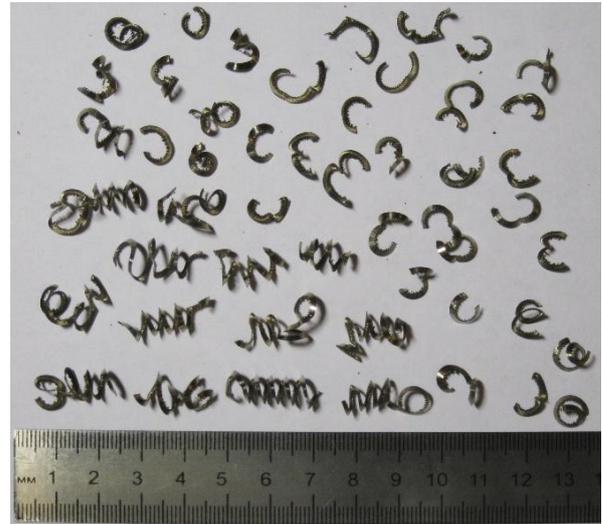
а)



б)



в)



г)

Рис. 1. Типы стружек:

- а – традиционное точение; б – вибрационное точение ($A = 5 \dots 10$ мкм; $f = 5 \dots 10$ Гц);
- в – вибрационное точение ($A = 30 \dots 50$ мкм; $f = 15 \dots 25$ Гц);
- г – вибрационное точение ($A = 70 \dots 100$ мкм; $f = 50 \dots 70$ Гц)

Из приведенных типов стружки правомерно предположить, что чем больше величина амплитуды и частоты колебаний, тем выше величина силы вибрационного воздействия в зоне резания на срезаемый слой и тем интенсивнее идет процесс стружкодробления. Траектория колебаний вершины резца, описывающая условную схему вибрационного воздействия в зоне резания, представлена на рис. 2.

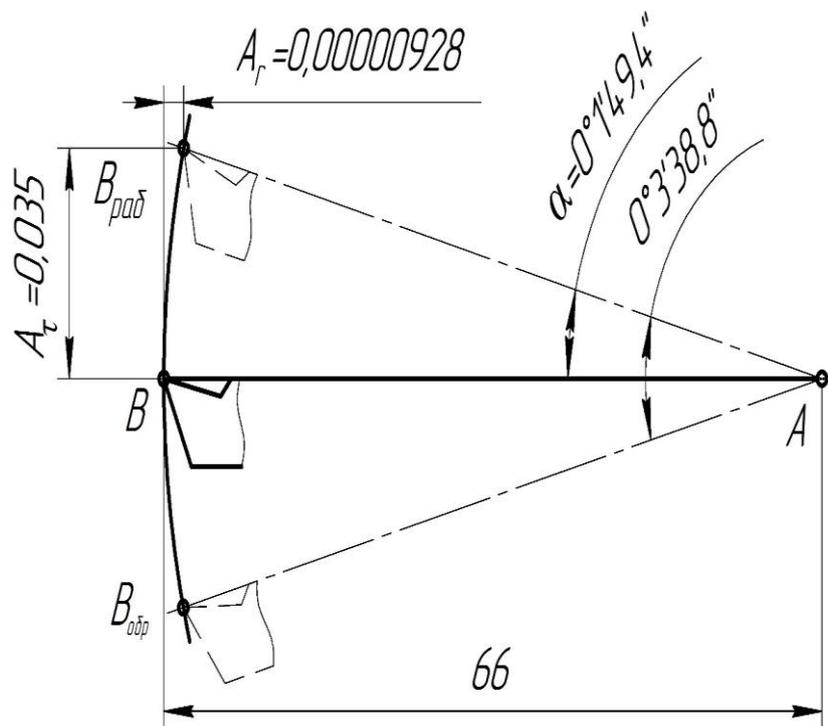


Рис. 2. Траектория колебаний вершины резца

Представленная схема изменения траектории вершины резца за один период колебаний показала, что преобладающее основное воздействие происходит по тангенциальной составляющей, а вспомогательное по нормальной составляющей.

Эксперименты проводили в широком изменении значений амплитуд колебаний при разных частотах колебаний, что позволило определить параметры факторов, оказывающих воздействие на процесс стружкообразования. Установлено, что основными факторами, определяющими характер вибрационного воздействия в зоне резания, является скорость виброрезания, виброускорение и рассеяние энергии в зоне резания за период одного цикла колебаний.

При разработке модели стружкообразования при виброрезании влияние указанных факторов на процесс стружкообразования при виброрезании были суммированы с условной схемой процесса резания для традиционного точения, предложенной Н.В. Талантовым [3]. Который установил, что согласно условной схеме превращение срезаемого слоя в сливную стружку происходит в результате последовательно и непрерывно снимаемых при сдвиге бесконечно тонких слоев материала Δ_c по условной плоскости сдвига OL (рис. 3). Эксперименты показали [2], что протекание процесса происходит без нарушения связи между сдвигаемыми слоями, т.е. без нарушения сплошности материала стружки. Механические, кинематические и геометрические характеристики такого процесса при свободном прямоугольном резании представлены на рис. 3 [3].

ВОЛНОВАЯ МОДЕЛЬ ОТДЕЛОЧНО-ЗАЧИСТНОЙ ОБРАБОТКИ В ВИБРОМАШИНАХ

Сергиев А.П., Макаров А.В.

*Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», Старый Оскол, Россия,
e-mail: tomm_sti_misis@mail.ru*

Аннотация. В статье приведены физические основы формирования волн сжатия-растяжения, указаны направления стабилизации устойчивости амплитудно-частотных характеристик и пути оптимизации технологического процесса виброабразивной отделочной обработки.

Ключевые слова: вибромашина; отделочно-зачистная обработка; свободные абразивные среды; виброускорение; волны растяжения-сжатия.

WAVE MODEL FINISH-STRIPPING PROCESSING VIBRATOR

Sergiev A.P., Makarov A.V.

Stary Oskol Technological Institute named after A.A. Ugarov (branch) NUST «MISIS», Russia, Stary Oskol

Abstract. The paper presents the physical basis of the formation of the stress-strain waves, indicated the direction of stabilizing the stability of the amplitude-frequency characteristics, and ways to optimize the process vibroabrazivnoj otdeloch-term treatment.

Keywords: vibrator; finishing and stripping process; abarzivnye free environment; vibroacceleration; wave tension-compression.

Оптимизация технологии отделочно-зачистной обработки в абразивных средах сводится к построению адекватной математической модели взаимодействия технологической загрузки в виде сыпучей среды с рабочей камерой вибромашины.

Следует отметить, что обычно при создании математической модели сыпучей среды не учитывается обратное воздействие на закон движения вибромашины, хотя последнее обстоятельство весьма существенно при значительных массах сыпучей среды и характеристик ее вязкости.

Идентификация моделей сопряжена с трудоемкими математическими вычислениями и требует получения достаточного большого количества экспериментальных данных. Кроме того, даже с помощью весьма сложных моделей не удастся исследовать все многообразие физических явлений, проявляющихся при взаимодействии различных компонентов технологической загрузки с вибрирующей рабочей камерой.

При моделировании поведения упруго-вязких сред при объемной вибрационной обработке модель не может быть универсальной, так как обработка происходит в прямоугольных, торообразных или спиральных рабочих камерах с круглым, U-образным или прямоугольным поперечным сечением.

Расчеты показывают, что в вибромашинах с горизонтальной осью вибратора при определенном сочетании упруго-вязких параметров среды, система может перейти в режим нестационарных колебаний (раскачку), т.е. возникновение бигармонических колебаний с несущей частотой близкой к собственной частоте колебаний. Вследствие этого, при исследовании динамики машины не следует исключать вязко-реологические свойства среды как фактор, влияющий на колебательные процессы вибрационной машины.

В процессе отделочно-зачистной обработки в вибромашинах происходит достаточно интенсивное движение деталей относительно абразивной массы, поэтому модели должны быть способны учитывать не только циркуляционную скорость перемешивания всей смеси

абразива с деталями, но и изменение плотности всей массы по сечению контейнера при распространении ударных волн сжатия-разряжения. Важным показателем при этом является сила взаимодействия отдельных частиц загрузки со стенками рабочей камеры и между собой.

Изучение перемешивания частиц массы загрузки по сечению рабочей камеры вибромашины на кадрах скоростной видеосъемки позволило установить поэтапное формирование волн сжатия-растяжения и характер распространения фронта волны на разных фазах действия возмущающей силы [1, 2].

Скорость вращения загрузки значительно меньше частоты колебания камеры и зависит от уровня вибровозбуждения. В открытых камерах с виброускорением превышающим ускорение свободного падения ($A\omega^2 > g$) прохождение ударного импульса сопровождается увеличением объема загрузки, то есть разрыхлением среды и скачкообразным ростом сдвигового течения материала, объясняемого дилатансией, впервые наблюдавшейся О. Рейнольдсом.

Реологическое состояние сыпучей среды может существенно меняться в зависимости от величины и соотношения целого ряда факторов, важнейшими из которых являются частота и амплитуда колебаний при постоянстве компонентов гранулированной среды.

Важнейшим следствием разрыхления среды является возможность возникновения и распространения упругих волн сжатия-растяжения. При передаче энергии от стенок рабочей камеры к частицам среды происходит колебание этих частиц около своих положений равновесия, вследствие чего колебательное движение начинает распространяться в среде от частицы к частице с некоторой скоростью, образуя продольную волну.

Упруго деформированная среда, возвращаясь в недеформированное состояние после контакта со стенкой рабочей камеры, находясь в фазе разрыхления, способна совершать работу, то есть она обладает запасом энергии. Плотность энергии в каждый момент времени в разных точках пространства различна и изменяется по закону квадрата синуса. Тогда среднее значение плотности энергии в каждой точке среды будет составлять:

$$\bar{u} = \frac{1}{2} \rho A^2 \omega^2,$$

где ρ – плотность среды, A – амплитуда колебаний, ω – частота колебаний.

Логично предположить, что по мере возрастания подводимой энергии колебаний, зона сжатия (уплотнения) будет увеличиваться, а зона разрыхления уменьшаться и интенсивность процесса будет снижаться. При дальнейшем увеличении частоты колебаний в системе появится возможность появления кратной частоты продольной волны, где будут возникать две зоны сжатия и две зоны разрежения.

При определенном сочетании геометрических параметров рабочей камеры и упруго-вязких характеристик среды может установиться стоячая волна. Наблюдаемое явление особенно ярко наблюдается в тороидальных контейнерах, где волны не отражаются от противоположных стенок, а циркулируют по окружности.

Резюмируя теоретические и экспериментальные исследования можно считать установленным, что съем металла может осуществляться только в зоне разрыхления, где существуют условия для перемещения абразивных гранул относительно обрабатываемых поверхностей.

Аналитические и экспериментальные исследования показали, что математическая модель, обеспечивающая максимальную интенсивность съема металла при виброабразивной обработке, будет определяться зависимостью:

$$M_{\text{opt}} = f(A^2 \omega^2), \text{ при } \omega \rightarrow \omega_{\text{opt}}.$$

Таким образом, интенсивность процесса обработки зависит от количества энергии, передаваемой от стенок контейнера частицам среды посредством образующейся продольной волны, которую можно оптимизировать за счет подбора частоты колебаний при фиксированных значениях амплитуд. Форма и объем контейнера, а также соотношение жидкой и гранулированной фаз играют достаточно высокую роль и влияют на значение постоянного коэффициента, определяющего тангенс угла наклона кривой.

Перспективным направлением оптимизации процесса и стабилизации параметров бегущей волны или резонансной волны является создание искусственных зон торможения по периметру движения технологической загрузки в рабочих камерах, совершающих пространственные маятниковые колебания.

Список литературы

1. Сергиев А.П., Проскурин Д.А., Макаров А.В. К вопросу о волновой природе механизма съема металла при виброабразивной обработке // Вестник Череповецкого государственного университета. – 2014. – №8 (61). – С. 12-15.
2. Долгих А.С., Еременко А.Ю., Макаров А.В., Сергиев А.П., Секирин Р.Ю. Оптимизация технологических параметров отделочной обработки в абразивных средах // Вестник машиностроения. – 2013. – №9. С. 51-55.

УДК 621.771.011, 621.77.01, 004.942

МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ГРАФИТОВЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ В ВЧШГ

¹Таупек И.М., wert8608@mail.ru; ²Положенцев К.А., paulozentsev@mail.ru

³Лисовский А.В., a_lisovsky@mail.ru, ⁴Бородин А.А., ale90810911@gmail.ru

¹ Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

²АО «Металлургический завод «Электросталь», Россия, г. Электросталь

³Электростальский институт (филиал) Московского политехнического университета, Россия, г. Электросталь

⁴Московский политехнический университет, Россия, г. Москва

Аннотация. Приведена методика моделирования формоизменений графитовых включений в ВЧШГ при различных процессах ОМД.

Ключевые слова: прокатка; прессование; ВЧШГ; САПР; моделирование; метод конечных элементов; МКЭ.

METHODS OF DEFORMATION SIMULATION OF GRAPHITE INCLUSIONS IN DUCTILE IRON

¹Taupek I.M., ²Polozhentsev K.A., ³Lisovsky A.V., ⁴Borodin A.A.

¹A.A.Ugarov Staryy Oskol Technological Institute, Russia, Staryy Oskol

²"Metallurgical Plant "Electrostal" JSC, Electrostal

³Elektrostal Institute, Russia, Elektrostal

⁴Moscow Polytechnic Institute, Moscow

Abstract. The technique of simulation of deformation graphite inclusions of ductile iron in various metal forming processes.

Keywords: rolling; extruding; ductile iron; CAD; CAM; simulation; finite element method; FEM.

Одной из проблем машиностроения является повышение эксплуатационных свойств и качества изделий при уменьшении затрат. В том числе стоит задача коренного улучшения качества изделий из чугуна. В частности, для повышения прочностных свойств изделий получает распространение использование высокопрочного чугуна с шаровидным графитом (ВЧШГ). Этот материал, по сравнению с углеродистой сталью или серым чугуном, обладает рядом преимуществ: характеризуется лучшими литейными свойствами, более плотной структурой, по сравнению с серым чугуном, обладает высоким сопротивлением износу [1].

Процесс деформирования ВЧШГ обладает определенной спецификой и существенно изменяет структуру и свойства литых заготовок. Однако разработка способов деформирования часто ведётся без учета особенностей чугуна, как графитсодержащего материала. Практически отсутствуют исследования направленные на регулирование формы и распределения графитных включений в объеме деформированного изделия.

Моделирование подобных процессов позволяет получить необходимые результаты без дорогостоящих экспериментов. Исследование производилось при помощи инженерного программного комплекса DEFORM [4]. Реологические данные для ВЧШГ в базе данных DEFORM отсутствуют, поэтому для заготовок была выбрана сталь AISI-1045 (американский аналог стали 45). Данный материал был выбран как близкий аналог по механическим свойствам металлической феррито-перлитной матрицы ВЧШГ.

Для моделирования формоизменений графитовых включений использовалась возможность DEFORM задавать и отслеживать перемещение контрольных точек. Далее рассчитывались координаты массива точек, которые образовывали сферу – модель графитового включения. Для построения сферы использовалось 227 точек: 9 групп из 24 точек образовывали окружности, расположенные на определённом расстоянии друг от друга. Оставшиеся 11 точек располагались в центре окружностей и формировали центральную ось (крайние точки оси также играли роль полюсов сферы).

Построение сферы в реальном размере могло вызвать ряд сложностей: средний размер зерна графита по сечению составляет от 0,002 до 0,025 мм в диаметре [2], т.е. пришлось бы использовать конечно-элементную сетку с ячейками крайне небольших размеров (сопоставимых с размерами сферы), что сильно увеличивало время расчёта. Поэтому радиус исходной сферы был выбран равным 4 мм, подобный размер позволял вписать её в любую из используемых заготовок. Пример микроструктуры ВЧШГ показан на рис. 1, а, массив рассчитанных точек – на рис. 1, б, а итоговая построенная сфера – на рис. 1, в.

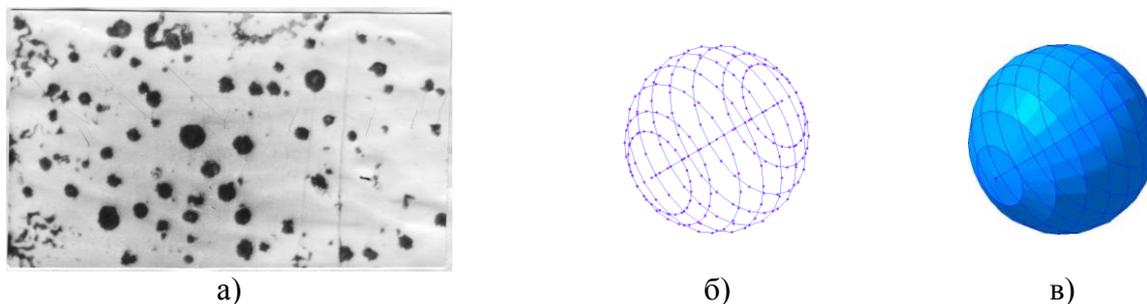


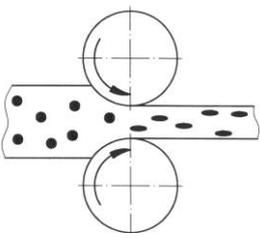
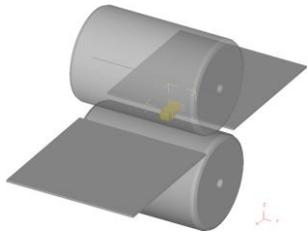
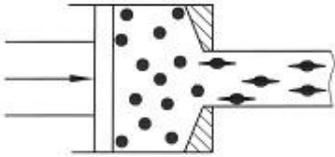
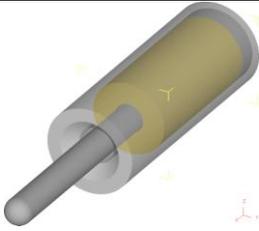
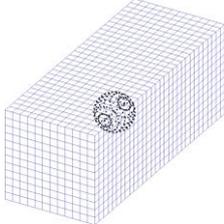
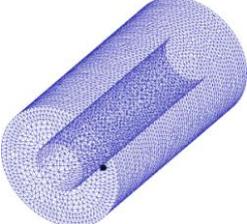
Рис. 1. Расположение точек и построенная на их основе сфера:
а – микроструктура ВЧШГ; б – массив точек; в – построенная сфера

Далее полученные координаты точек переносились в Постпроцессор DEFORM и производился расчёт перемещений. В реальности графитовые включения также деформируются и перемещаются вследствие течения окружающей их металлической матрицы. На основании полученных данных в системе САПР Компас-3D производилось построение формы графитового включения: через точки и кривые строились линейчатые поверхности, которые образовывали поверхность графитового включения.

Моделировались два различных процесса обработки металлов давлением: продольная листовая прокатка и прессование труб. Схемы процессов и исходные места размещения массивов точек приведены в табл. 1.

Таблица 1

Моделируемые процессы ОМД

продольная прокатка		прессование	
принципиальные схемы и трехмерные модели моделируемых процессов ОМД			
			
исходные заготовки и места расположения сфер			
			

При моделировании продольной прокатки использовалась заготовки в виде параллелограмма, с размерами 20×20×40 мм. Размеры поперечного сечения соответствуют реально прокатанному образцу, прокатка которого осуществлялась в несколько проходов с суммарными степенями деформации 11, 40, 56, 95% .

Результаты моделирования для прокатки со степенью деформации 95% показаны на рис. 2, б, для сравнения на рис. 2, а приведены фото микрошлифа продольного сечения заготовки после реального процесса прокатки. Как видно, графитовые включения вытягиваются преимущественно вдоль направления прокатки, приобретая форму сплюсненной вытянутой сферы. При этом также наблюдается разница между продольным и поперечным сечениями включений, которая возрастает со степенью деформации. При увеличении степеней деформации концы включений приобретают заостренную форму, и становятся источниками трещин в металлической основе ВЧШГ. Для предотвращения образования заостренных концов и уменьшения разницы сечений графитовых включений после достижения степени деформации 56% направление прокатки было изменено на 90°. Степень деформации реальных образцов до разрушения составляла 95% [2, 3]. При этом графитовые включения приобретали форму тонких вытянутых лент, что также можно наблюдать и при моделировании.

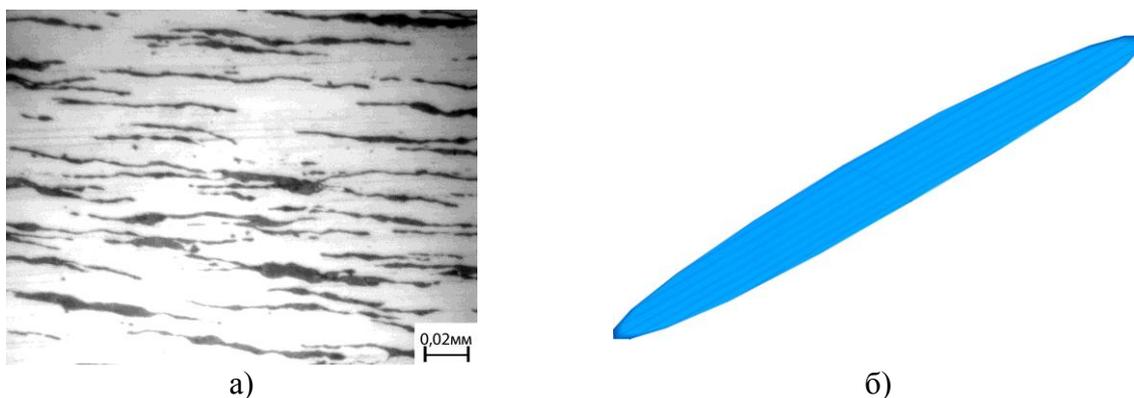


Рис. 2. Форма графитовых включений при степени деформации 95%:
а – продольное сечение заготовки; б – изометрическое изображение включения

Анализируя полученные данные можно отметить, что графитовые включения вытягиваются в направлении преимущественного течения металла, при этом даже после достижения критических деформаций (приводящих к зарождению трещин в металлической основе) остается возможность для дальнейшей деформации заготовок в другом направлении.

Для процесса прессования использовалась полая заготовка с внешним диаметром 210 мм, с толщиной стенки 63 мм. Из неё было получено три трубы со следующими размерами: 180×50мм, 130×25мм, 102×12мм. Результаты моделирования для трубы 102×12мм представлены на рисунке 3б, а фотография микрошлифа, полученная после реального прессования такой же трубы – на рисунке 3а [2]. После горячего прессования наибольшие изменения в форме графита происходят в продольном направлении. Включения вытягиваются вдоль направления течения металла, приобретая вытянутую эллипсоидную форму. Также наблюдается наклонное искажение сечений сферы, что вызвано особенностями течения металла при прессовании и расположением сферы в заготовке. При увеличении степени деформации форма графитовых включений изменяется и превращается в игольчатую или веретеновидную с острыми окончаниями, которые перерождаются в трещины металлической основы. При больших степенях деформации вышеупомянутые графитовые «иглы» сплющиваются с одной из сторон и практически превращаются в полосы. В данном случае это может быть вызвано течением металла через зазор, образованный отверстием матрицы и оправкой, таким образом, на металл давление оказывается с двух сторон. Можно предположить, что при прессовании сплошного профиля включения будут иметь более симметричный вид поперечного сечения – давление будет прикладываться, исключая пуансон, только со стороны матрицы.

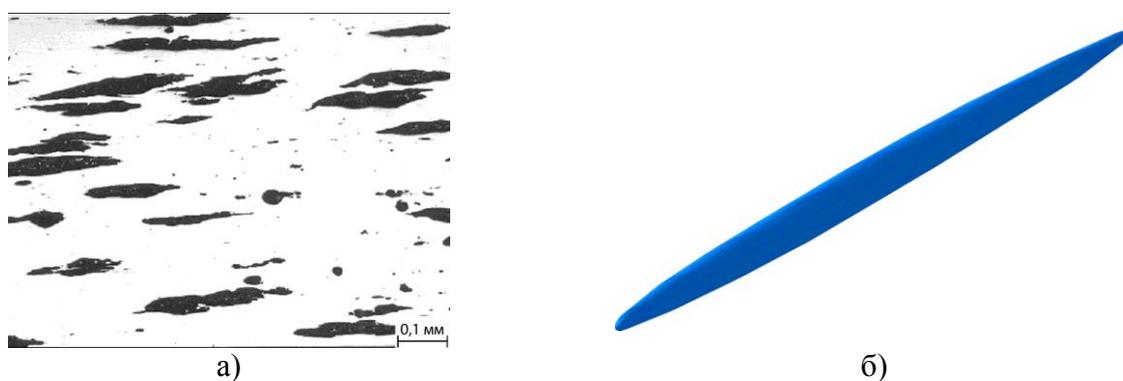


Рис. 3. Форма графитовых включений при степени деформации 80%:
а – поперечное сечение; б – изометрическое изображение включения

На основании анализа полученных данных можно сделать вывод о высокой схожести результатов моделирования с реальными процессами. Более того, данная методика моделирования позволяет получать объёмную картину формоизменения графитовых включений, что в свою очередь позволяет прогнозировать и влиять на механические свойства заготовок, получаемых из ВЧШГ.

Список литературы

1. Таупек И.М., Лисовский А.В. Высокопрочный чугун с шаровидным графитом, как естественный композиционный материал // Сборник научных и научно-практических докладов XI Всероссийской научно-практической конференции аспирантов и студентов, посвящённой 35-летию СТИ НИТУ «МИСиС» и 60-летию образования Белгородской области. – Старый Оскол: СТИ НИТУ «МИСиС», 2014. – С. 59-62.
2. Лисовский А.В. Исследование и совершенствование процессов горячей обработки давлением сплошных и полых заготовок из высокопрочного чугуна. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва, 2008. – 150 с.
3. Таупек И.М., Лисовский А.В. Моделирование процессов горячей обработки давлением сплавов со структурно-свободным углеродом с целью изучения микрореологии течения металла // Сборник статей Международной научно-практической конференции «Современное состояние и перспективы развития технических наук». 4 марта 2014 г.: / отв. ред. А.А.Сукиасян. - Уфа: РИЦ БашГУ, 2014. – С. 76–80.
4. Таупек И.М., Кабулова Е.Г., Положенцев К.А., Лисовский А.В., Макаров А.В. Общее руководство по работе с программным комплексом DEFORM. – Старый Оскол: ООО ИПК «Кириллица», 2015. – 217 с.

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЯЧЕЙ ОБЪЁМНОЙ ШТАМПОВКИ
ДЕТАЛИ «ДИСК» В УСЛОВИЯХ АО «МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД
«ЭЛЕКТРОСТАЛЬ»**

¹Таупек И.М., wert8608@mail.ru; ²Положенцев К.А., paulozentsev@mail.ru
³Лисовский А.В., a_lisovsky@mail.ru, ⁴Бородин А.А., ale90810911@gmail.ru

¹Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова НИТУ «МИСиС», Россия, г. Старый Оскол

²АО «Металлургический завод «Электросталь», Россия, г. Электросталь

³Электростальский институт (филиал) Московского политехнического университета,
Россия, г. Электросталь

⁴Московский политехнический университет, Россия, г. Москва

Аннотация. Приведён анализ результатов моделирования горячей объёмной штамповки детали «Диск» на гидравлическом прессе усилием 200 МН.

Ключевые слова: штамповка; горячая объёмная штамповка; САПР; моделирование; метод конечных элементов; МКЭ.

**SIMULATION OF HOT DIE FORGING DETAIL «DISC» IN THE CONDITIONS
OF «METALLURGICAL PLANT «ELECTROSTAL»**

¹Tauppek I.M., ²Polozhentsev K.A., ³Lisovsky A.V., ⁴Borodin A.A.

¹A.A.Ugarov Staryy Oskol Technological Institute, Russia, Staryy Oskol,

²"Metallurgical Plant "Electrostal" JSC, Electrostal

³Elektrostal Institute, Russia, Elektrostal

⁴Moscow Polytechnic Institute, Moscow

Abstract. The analysis of the results of the simulation of hot die forging detail "Disc" on a hydraulic press 200 MN.

Key words: forging; hot die forging; CAD; CAM; simulation; finite element method; FEM.

Горячештампованные изделия широко применяются при производстве деталей ответственного машиностроения. В частности, данным способом производятся диски для газотурбинных двигателей. Производство подобных изделий в условиях АО «Металлургический завод «Электросталь» осуществляется на гидравлическом прессе усилием 200 МН, установленном в кузнечно-прессовом цехе №3. Внешний вид прессы показан на рис. 1.

Процесс штамповки ведётся за несколько операций: исходная заготовка цилиндрической формы, предварительно осаживается, а затем последовательно штампуются в черновом и чистовом штампах. Между данными стадиями осуществляется подогрев заготовки.

Для анализа процесса штамповки детали «Диск» было произведено конечно-элементное моделирование в программном комплексе DEFORM [1]. Изначально производился ряд моделирований в условиях двухмерной задачи. Это позволило за сравнительно малое время произвести больше число моделирований и определить оптимальную исходную форму применяемой заготовки [2]. Далее производилось полноценное трёхмерное моделирование процесса горячей объёмной штамповки. На рис. 2, а показана заготовка после предварительной осадки, а на рис. 2 – итоговая поковка.



Рис. 1. Внешний вид поковки при моделировании

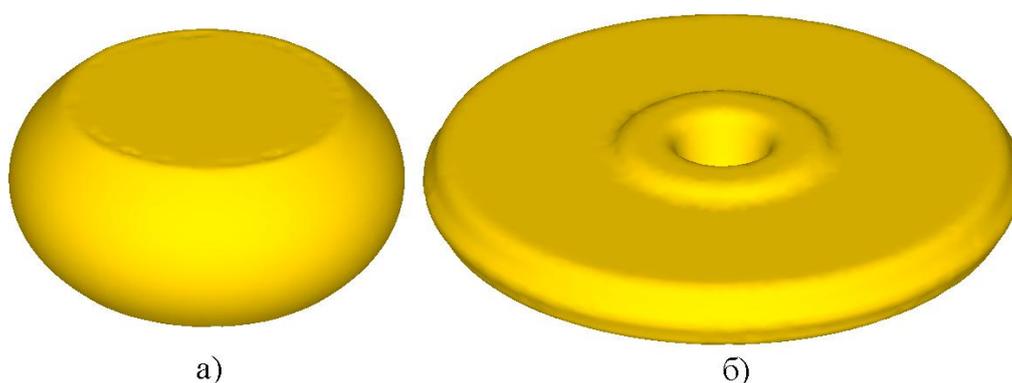


Рис. 2. Внешний вид заготовки при моделировании:
а – после осадки; б – итоговая поковка

Внешний вид реальных поковок после штамповки показан на рис. 3 (поковки уже отмыты от смазочной суспензии и промаркированы). Полученные изделия практически полностью совпадают с результатами моделирования.

Распределение накопленных деформаций после итоговой штамповки показано на рис. 4. Как видно, после осадки наблюдаются значительные зоны затруднённой деформации в верхней и нижней частях заготовки. Подобное распределение является обычным для процесса осадки и вызвано силами контактного трения. Итоговое распределение деформаций показано на рис. 3, б. Как видно, в центральных областях будущего диска наблюдается сравнительно равномерное распределение деформаций, что свидетельствует о равномерном распределении механических свойств. Так же следует отметить малую проработку нижней части поковки, однако, данная область будет удалена в ходе последующей механической обработки.



Рис. 3. Внешний вид отштампованных поковок

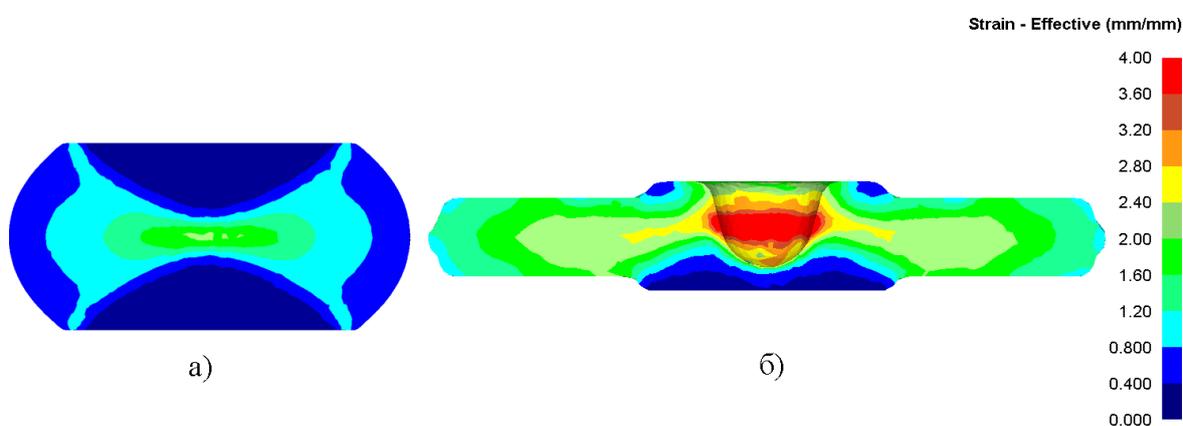


Рис. 4. Распределение накопленных деформаций:
а – после осадки; б – итоговая поковка

На рис. 5 показана поковка после черновой механической обработки, которая производилась перед термической обработкой.



Рис. 5. Внешний вид заготовки перед термической обработкой

Внешний вид полученного диска после чистовой механической обработки показан на рис. 6.

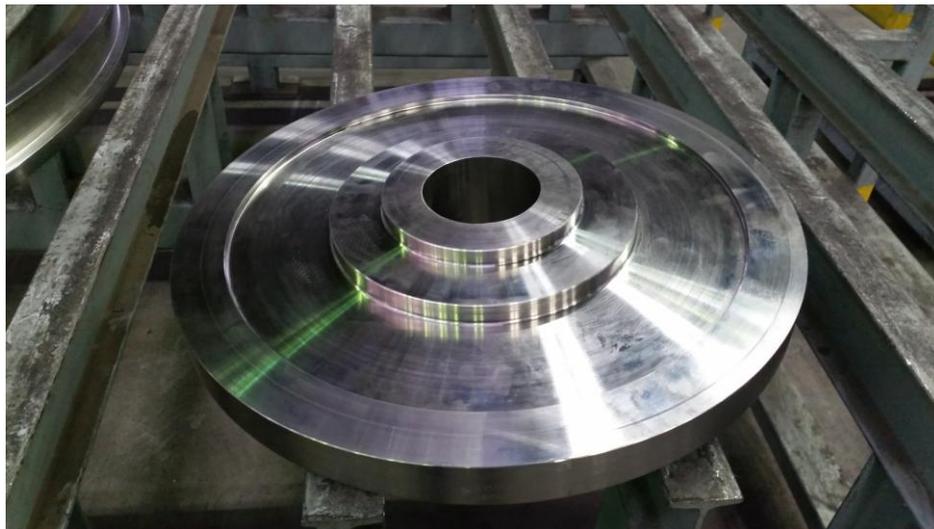


Рис. 6. Внешний вид заготовки после механической обработки

Результаты произведённого компьютерного моделирования позволили подобрать форму рабочего инструмента и размеры применяемой заготовки. В частности, удалось производить штамповку в открытых штампах с минимальным облоем и полным заполнением полости штампа.

Список литературы

1. Таупек И.М., Кабулова Е.Г., Положенцев К.А., Лисовский А.В., Макаров А.В. Общее руководство по работе с программным комплексом DEFORM. – Старый Оскол: ООО ИПК «Кириллица», 2015. – 217 с.
2. Таупек И.М., Лисовский А.В. Моделирование процессов горячей обработки металлов давлением с целью управления структурами и свойствами получаемых заготовок для машиностроительного производства. Сборник трудов III Всероссийской молодёжной школы–конференции «Современные проблемы металловедения». – Пицунда, 2013. – С. 245–254.

СОДЕРЖАНИЕ

СЕКЦИЯ: ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ. РЕСУРСО - И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ

Подгородецкий Г.С. ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ. ВЫЗОВЫ XXI ВЕКА.....	3
Агеев М.И., Сафонов В.М. ИССЛЕДОВАНИЕ ВТОРИЧНОГО ОКИСЛЕНИЯ СТАЛИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ.....	11
Аксенова В.В., Сафонов В.М. ИССЛЕДОВАНИЕ РАВНОВЕСИЯ СИСТЕМЫ «ШЛАК-МЕТАЛЛ» ПЕРЕД ВЫПУСКОМ ИЗ ДСП-160.....	15
Афанасьева Г.Е. МЕТОДОЛОГИЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА С МИНИМАЛЬНЫМИ НЕГАТИВНЫМИ ЭКОЛОГИЧЕСКИМИ ПОСЛЕДСТВИЯМИ.....	19
Бугаков М.Н. К ВОПРОСУ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ШЛАКООБРАЗОВАНИЯ В КИСЛОРОДНО КОНВЕРТЕРНОМ ПЕРЕДЕЛЕ.....	22
Булахтин Ю.Ю., Чжанг Чонгмин, Крахт Л.Н., Хайдуков В.П. УТИЛИЗАЦИЯ ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ ОСНОВНЫХ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ И ПОЛУЧЕНИЕ ИЗ НИХ ПРОДУКТА С ДОБАВОЧНОЙ СТОИМОСТЬЮ.....	24
Гзогян Т.Н., Гзогян С.Р. МАГНИТНЫЕ СВОЙСТВА ПРИРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ ОКИСЛЕННЫХ КВАРЦИТОВ КМА.....	30
Гончаров А.И., Самарина В.П. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЕ ПОВЫШЕНИЯ СБАЛАНСИРОВАННОСТИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КЛАСТЕРА БЕЛГОРОДСКОЙ ОБЛАСТИ.....	37
Грудинский П.И., Зиновеев Д.В., Корнеев В.П., Дюбанов В.Г. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РОСТА ЗЁРЕН ЖЕЛЕЗА ПРИ ЕГО ТВЕРДОФАЗНОМ КАРБОТЕРМИЧЕСКОМ ВОССТАНОВЛЕНИИ ИЗ КРАСНОГО ШЛАМА В СМЕСИ С СОЛЯМИ ЩЕЛОЧНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	40
Дема Р.Р., Харченко М.В., Мустафин В.А., Амиров Р.Н., Романенко Д.Н., Терехин Е.П., Кожухов А.А. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ШИРОКОПОЛОСНОЙ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СМАЗКИ.....	44
Дема Р.Р., Харченко М.В., Мустафин В.А., Синицкий Е.В., Чикишев Д.Н., Амиров Р.Н., Слепова Е.А., Романенко Д.Н., Терехин Е.П., Кожухов А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЛОКАЛЬНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ В ПРИКРОМОЧНОЙ ОБЛАСТИ ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС.....	48
Ермолаев Д.В. КАДРОВЫЙ РЕЗЕРВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ БЕЛГОРОДСКОЙ ОБЛАСТИ: АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ, НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ, АКТИВИЗАЦИЯ ПОТЕНЦИАЛА ВУЗОВ В ПРОЦЕССЕ УПРАВЛЕНИЯ ПЕРСОНАЛОМ КОМПАНИИ.....	54
Ернеев Р.Ю. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ.....	60
Железков О.С., Дема Р.Р., Харченко М.В., Нефедьев С.П., Романенко Е.Ф., Климов В.Н., Кожухов А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ МАРОК СТАЛЕЙ ПРИМЕНЯЕМЫХ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИНСТРУМЕНТА ПОСЛЕ ОБРАБОТКИ ИХ УГЛЕВОДОРОДНОЙ ПЛАЗМОЙ.....	63
Железков О.С., Дема Р.Р., Харченко М.В., Нефедьев С.П., Романенко Е.Ф., Климов В.Н., Кожухов А.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБРАБОТКИ РАБОЧИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ МЕТИЗОВ УГЛЕВОДОРОДНОЙ ПЛАЗМОЙ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИХ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ.....	69
Зиновеев Д.В., Грудинский П.И., Дюбанов В.Г. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ГЛИНОЗЕМА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА И ГЛИНОЗЕМИСТЫХ ЦЕМЕНТОВ.....	76
Климов В.Н. ВЗАИМОСВЯЗЬ СИСТЕМЫ ПЛАНОВО-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНОГО РЕМОНТА (ППР) И СИСТЕМЫ СЕРВИСНОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И ВЛИЯНИЕ УКАЗАННЫХ СИСТЕМ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПАРКА ГОРНЫХ МАШИН В РАБОЧЕМ СОСТОЯНИИ.....	79

Кокорева Н.И., Балтабаева Р.Р., Баринов С.Э. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ СТАЛЕЙ ДЛЯ МАГИСТРАЛЬНЫХ ГАЗО- И НЕФТЕПРОВОДОВ.....	81
Малахова О.И. ВЛИЯНИЕ СПОСОБА ЗАГРУЗКИ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ НА ПРОЦЕССЫ, ПРОТЕКАЮЩИЕ ПРИ НАГРЕВЕ И ПЛАВЛЕНИИ ШИХТЫ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ.....	84
Медведева Е.М., Голубчик Э.М. ФОРМИРОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРЯЧЕКАТАНОЙ ТРАВЛЕННОЙ ЛЕНТЫ ПРИ ДРЕССИРОВКЕ.....	88
Меркер Э.Э., Крахт Л.Н., Малахова О.И., Кожухов А.А., Черменев Е.А., Казарцев В.О., Степанов В.А. ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЛАВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ В ВАННЕ ДСП.....	92
Романенко Д.Н., Артеменко Ю.А., Емелюшин А.Н., Ермолаев Д.В., Кожухов А.А. МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОКРЫТИЙ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ И ОБРАТНОСТУПЕНЧАТОЙ НАПЛАВКЕ.....	97
Рошупкина Е.Ю., Кожухов А.А., Бондарчук А.А. РАЗРАБОТКА РЕГРЕССИОННОЙ МОДЕЛИ РАСЧЕТА ТВЕРДОСТИ ВЫПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА.....	101
Сазонов А.В., Кочергина И.Н. АНАЛИЗ ИЗМЕНЕНИЯ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ДСП ПРИ УВЕЛИЧЕНИИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ В ПРОЦЕССЕ ЭЛЕКТРОПЛАВКИ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ.....	105
Сазонов А.В., Шаколов Е.А. ОСНОВЫ АЛГОРИТМА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТАТОЧНОЙ МАССЫ ОКИСЛИТЕЛЬНОГО ШЛАКА В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....	108
Серебряков М.А., Петров Г.В., Бодуэн А.Я. ИССЛЕДОВАНИЕ АММИАЧНОГО АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НЕКОНДИЦИОННОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАЩЕГО СЕРЕБРО И РЕНИЙ.....	111
Скляр В.А., Горожанкин А.С. РАСЧЕТНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗАКРИСТАЛЛИЗОВАВШЕЙСЯ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ БЛЮМА.....	114
Скляр В.А., Пивоваров Р.Е., Косинов Д.М., Смирнов О.Е., Галкина В.В. РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ДЕФЕКТОВ НЛЗ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ.....	119
Скляр В.А., Самойлова Т.Д. ДЕФОРМАЦИОННОЕ СОСТОЯНИЕ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ КВАДРАТНОГО ПОДКАТА В ОВАЛЬНОМ КАЛИБРЕ В КЛЕТЯХ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ НЕПРЕРЫВНОГО СОРТОВОГО СТАНА.....	124
Скляр В.А., Сотников Ф.Ю. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО СОСТОЯНИЯ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ СЛИТКОВ В ДВУХФАЗНОМ СОСТОЯНИИ.....	132
Смирнов Е.Н., Ручко В.Н., Коваленко С.А., Скляр В.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ НДС НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ В ТЯНУЩЕ-ПРАВИЛЬНОЙ МАШИНЕ МНЛЗ.....	139
Смирнов Е.Н., Скляр В.А., Снитко С.А., Белевитин В.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ И НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ С ДЕФЕКТОМ ФОРМЫ "РОМБИЧНОСТЬ" В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ В ПРЯМОУГОЛЬНЫХ КАЛИБРАХ.....	147
Спаринская И.П., Киселева Н.А. ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ СПЕЦИАЛЬНОЙ ОЦЕНКИ УСЛОВИЙ ТРУДА.....	153
Субботина Е.В., Дмитрик В.Е. СТРАТЕГИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ОБРАЗОВАНИЯ И ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА С ЦЕЛЬЮ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ РОССИЙСКОЙ ЭКОНОМИКИ.....	156
Субботина Е.В., Петров Д.Г., Помельников Д.А. ОПТИМИЗАЦИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПУТЕМ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ СТОЙЛЕНСКИЙ ГОК.....	159
Терехин Е.П. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИГОДНОСТИ ГЛИН МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦЕНТРАЛЬНОГО РАЙОНА РОССИИ ДЛЯ ОКОМКОВАНИЯ ЖРК.....	161
Тимофеева А.С., Чичварин А.А., Никитченко Т.В., Кожухов А.А. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ОБРАЗОВАНИЕ ОТЛОЖЕНИЙ В СКРУББЕРЕ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ.....	164

Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Кожухов А.А., Сазонов А.В. УМЕНЬШЕНИЕ ОТЛОЖЕНИЙ В СКРУББЕРЕ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ ЦЕХА МЕТАЛЛИЗАЦИИ ЗА СЧЕТ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ СТРУЙ.....	169
Тимофеева А.С., Скрипченко В.В., Никитченко Т.В., Федина В.В. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ШЛАМА ПРОЦЕССА ПРЯМОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА.....	173
Тимофеева Д.С., Самарина В.П. ПРОБЛЕМА ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРЕДПРИЯТИИ.....	177
Тимофеев П.В., Тимофеева А.С. ПРИМЕНЕНИЕ ГАЗООБРАЗНОГО АЗОТА ДЛЯ ЗАЩИТЫ ЖИДКОЙ СТАЛИ ОТ ОКИСЛЕНИЯ ПРИ ЕЕ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКЕ.....	180
Фомина Ю.В., Самарина В.П. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ СОСТАВЛЕНИЯ ГРАФИКОВ ВЫПЛАВКИ И РАЗЛИВКИ СТАЛИ.....	184
Харитонов В.А., Галлямов Д.Э. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МОДУЛЬНО-КОМБИНИРОВАННОГО ВОЛОЧЕНИЯ ПО СХЕМЕ «КВАДРАТ-КРУГ» ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ УГЛЕРОДИСТОЙ ПРОВОЛОКИ.....	188
Чуева Е.А. ВОЗМОЖНОСТИ ПРОГРАММЫ MICROFINE ПРИ ПРЕПОДАВАНИИ ДИСЦИПЛИНЫ «КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПРОЕКТИРОВАНИИ» ДЛЯ СПЕЦИАЛЬНОСТИ «ГОРНОЕ ДЕЛО».....	191
Шихалиева Л.О., Марютина Т.А., Никитченко Т.В. РАЗРАБОТКА МЕТОДА ПОВЫШЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ НЕОФЛЮСОВАННЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ ПУТЕМ ВВОДА МОДИФИЦИРУЮЩИХ ДОБАВОК.....	195
Румянцев М.И. ПРОИЗВОДСТВО ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС ДЛЯ ЗАМЕЩЕНИЯ ХОЛОДНОКАТАНОГО ПРОКАТА КАК ОДНО ИЗ РЕШЕНИЙ ПОВЫШЕНИЯ РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТИ ЛИСТОПРОКАТНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ.....	199
С.И. Кретов, А.В. Козуб, А.И. Панченко, П.В. Пузаков, С.П. Пигарев, А.А.Солодухин, В.В. Брагин ВВОД В ЭКСПЛУАТАЦИЮ СОВРЕМЕННОЙ ОБЖИГОВОЙ МАШИНЫ МОК-1-592 НА ФАБРИКЕ ОКОМКОВАНИЯ ПАО "МИХАЙЛОВСКИЙ ГОК".....	207
Писарев С.А., Малышева Т.Я., Горбунов В.Б. ПОВЕДЕНИЕ ГЕТЕРОГЕННОГО МАГНЕТИТА В ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ.....	211
Козлова О.Н., Подгородецкий Г.С., Макеев Д.Б., Горбунов В.Б. ПОВЕДЕНИЕ ЦИНКА В ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	216
Агапов Е.А., Подгородецкий Г.С., Горбунов В.Б., Ерохов Т.В. МЕТОДЫ УСКОРЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА В ЖИДКОЙ ШЛАКОВОЙ ВАННЕ.....	222
Сборщиков Г.С., Терехова А.Ю. ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИИ И ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО РЕЖИМА РАБОТЫ ПЕЧИ С БАРБОТАЖНЫМ СЛОЕМ.....	226
Богатырев А.В., Подгородецкий Г.С. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО ВАНАДИЙ СОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В РОССИИ.....	230

СЕКЦИЯ: ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ

Авдеев В.И., Подгорный И.Е., Ермаков В.В. ВЛИЯНИЕ СПОСОБА ЗАДАНИЯ ЗАКРЕПЛЕНИЙ В РАСЧЕТНОЙ МОДЕЛИ НА РАСЧЕТНЫЕ ДИНАМИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ.....	234
Авдеев В.И., Ермаков В.В., Подгорный И.Е. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТРЕБОВАНИЙ АМЕРИКАНСКОГО СТАНДАРТА ASCE 7-10, ЭКВАДОРСКОГО СТРОИТЕЛЬНОГО СТАНДАРТА NES-11 И РОССИЙСКИХ СТАНДАРТОВ И НОРМ К ПАРАМЕТРАМ ВЕТРОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОМЫШЛЕННЫЕ ОБЪЕКТЫ.....	237
Авдеева Н.Е. ПЕРСПЕКТИВЫ ЭЛЕКТРОИСКРИСТЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В РЕМОНТНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ.....	240
Бойко П.Ф. СПОСОБЫ, МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОТВЕРСТИЙ В ДЕТАЛЯХ ГОРНЫХ	

МАШИН.....	243
Бойко П.Ф. ОСОБЕННОСТИ ПЛАНИРОВАНИЯ РАБОТ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕРСОНАЛА ПРИ РЕМОНТАХ ГОРНО- МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ.....	247
Бойко П.Ф. ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ РАБОТЫ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК....	252
Бородина М.Б., Фошин А.Д. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАЩИТЫ ПРИВОДОВ ТЯЖЕЛО НАГРУЖЕННЫХ МАШИН ОТ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК ГИДРОМЕХАНИЧЕСКОЙ МУФТОЙ НОВОГО ТИПА.....	255
Верзилина О.А. АНАЛИЗ ЗАТРАТ ВРЕМЕНИ НА ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕДУРЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДВУМЕРНОЙ МНОГОМАССОВОЙ СИСТЕМЫ С РАСПРЕДЕЛЕННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ.....	258
Горбатьюк С.М., Куприенко Н.С. МОДЕРНИЗАЦИЯ ПРИВОДНОЙ ЧАСТИ ЛИНИИ КЛЕТИ 380 МЕЛКОСОРТНОГО СТАНА 280.....	262
Иванов В.В., Попов С.И., Марченко Ю.В., Марченко Э.В. КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ВИБРАЦИОННОЙ ОБРАБОТКИ ПО НАНЕСЕНИЮ ОКСИДНОЙ ПЛЕНКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОЛИМЕРНЫХ РАБОЧИХ СРЕД.....	265
Ларин А.И., Афонин А.Н. МЕТОДЫ ФОРМИРОВАНИЯ ГЕТЕРОГЕННОЙ СТРУКТУРЫ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ДЕТАЛЕЙ ГОРНЫХ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ.....	269
Мартынов Е.М. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ УСТАНОВКА И ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СТАТИКО-ИМПУЛЬСНОГО УПРОЧНЕНИЯ КРУПНОГАБАРИТНЫХ РЕЗЬБ.....	273
Мещеряков В.Н., Титов С.С., Безденежных Д.В., Ивашкин В.Н. РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСА ОБОРУДОВАНИЯ, ВСТРОЕННОГО В АВТОМАТИЧЕСКУЮ ЛИНИЮ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ СИММЕТРИЧНОГО ИНДУКЦИОННОГО НАГРЕВА МЕЛЮЩИХ ШАРОВ ПОД ТЕРМООБРАБОТКУ.....	276
Репников Н.И., Макаров А.В., Кудряшов А.Е., Бойко П.Ф., Мамкин В.А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ НАПЛАВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ РОЛИКОВ ВТОРИЧНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ МНЛЗ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СТРУКТУРНЫХ И ТРИБОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	280
Сергиев А.П., Владимиров А.А., Макаров А.В., Швачкин Е.Г. ОСОБЕННОСТИ СТРУЖКООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ЧИСТОВОМ ВИБРАЦИОННОМ ТОЧЕНИИ СТАЛИ 12Х18Н10Т.....	285
Сергиев А.П., Макаров А.В. ВОЛНОВАЯ МОДЕЛЬ ОТДЕЛОЧНО-ЗАЧИСТНОЙ ОБРАБОТКИ В ВИБРОМАШИНАХ.....	289
Таупек И.М., Положенцев К.А., Лисовский А.В., Бородин А.А. МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ГРАФИТОВЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ В ВЧШГ.....	291
Таупек И.М., Положенцев К.А., Лисовский А.В., Бородин А.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЯЧЕЙ ОБЪЁМНОЙ ШТАМПОВКИ ДЕТАЛИ «ДИСК» В УСЛОВИЯХ АО «МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД «ЭЛЕКТРОСТАЛЬ».....	296

Научное издание

Современные проблемы
горно-металлургического комплекса.
Наука и производство

Материалы Тринадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с
международным участием

23-25 ноября 2016 г.

г. Старый Оскол

Отпечатано в типографии управления делами АО «ОЭМК»

Выражаем благодарность:

ООО УК «МЕТАЛЛОИНВЕСТ»

АО «Оскольский электрометаллургический комбинат»

АО «Лебединский горно-обогатительный комбинат»

ОАО «Стойленский горно-обогатительный комбинат»

за помощь в организации конференции!



Металлоинвест



Металлоинвест
ОЭМК



Металлоинвест
Лебединский ГОК



Стойленский ГОК