

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

**25–27 ноября 2015 г.
г. Старый Оскол**

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

Современные проблемы
горно-металлургического комплекса.
Наука и производство

Материалы

Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с
международным участием

ТОМ I «ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ. РЕСУРСО - И
ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ»

25-27 ноября 2015 г.

г. Старый Оскол

Старый Оскол

2015

УДК 622: 669
ББК 33: 34.3
С 568

Редакционная коллегия:

Подгородецкий Геннадий Станиславович – заведующий кафедрой экстракции и рециклинга черных металлов НИТУ «МИСиС», директор научно-образовательного центра «Инновационные металлургические технологии», член редколлегии журнала «Известия высших учебных заведений. Черная металлургия», к. т. н.

Еременко Юрий Иванович – декан факультета автоматизации и информационных технологий СТИ НИТУ «МИСиС», д.т.н., профессор.

Ильичева Елена Вячеславовна – декан инженерно-экономического факультета СТИ НИТУ «МИСиС», д.э.н., профессор.

Демьяненко Маргарита Сергеевна – заведующий кафедрой экономического анализа, финансов и аудита СТИ НИТУ «МИСиС», к.э.н., доцент.

Крафт Людмила Николаевна – заведующий кафедрой химии СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., профессор.

Кожухов Алексей Александрович – заведующий кафедрой металлургии и металловедения им. С.П. Угаровой СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., доцент.

Ляхова Наталия Ивановна – заведующий кафедрой экономики и менеджмента СТИ НИТУ «МИСиС», д.э.н., профессор.

Макаров Алексей Владимирович – заведующий кафедрой технологии и оборудования в металлургии и машиностроении им. В.Б. Крахта СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., доцент.

Рецензенты:

Подгородецкий Геннадий Станиславович – заведующий кафедрой экстракции и рециклинга черных металлов НИТУ «МИСиС», директор научно-образовательного центра «Инновационные металлургические технологии», член редколлегии журнала «Известия высших учебных заведений. Черная металлургия», к. т. н.

Еременко Юрий Иванович – декан факультета автоматизации и информационных технологий СТИ НИТУ «МИСиС», д.т.н., профессор.

Ильичева Елена Вячеславовна – декан инженерно-экономического факультета СТИ НИТУ «МИСиС», д.э.н., профессор.

Демьяненко Маргарита Сергеевна – заведующий кафедрой экономического анализа, финансов и аудита СТИ НИТУ «МИСиС», к.э.н., доцент.

Крафт Людмила Николаевна – заведующий кафедрой химии СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., профессор.

Кожухов Алексей Александрович – заведующий кафедрой металлургии и металловедения им. С.П. Угаровой СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., доцент.

Ляхова Наталия Ивановна – заведующий кафедрой экономики и менеджмента СТИ НИТУ «МИСиС», д.э.н., профессор.

Макаров Алексей Владимирович – заведующий кафедрой технологии и оборудования в металлургии и машиностроении им. В.Б. Крахта СТИ НИТУ «МИСиС», к.т.н., доцент.

Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, Том I, 25-27 ноября 2015 г. / редколлегия: Г.С. Подгородецкий, Ю.И. Еременко, Е.В. Ильичева, Л.Н. Крафт, А.А. Кожухов, А.В. Макаров, Н.И. Ляхова, М.С. Демьяненко – Старый Оскол, 2015. –367с.

Сборник материалов Двенадцатой 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**

УДК 669.181.4:522.785.4.001.57

**ПУТИ МОДЕРНИЗАЦИИ УСТАНОВОК ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ
ЖЕЛЕЗА В ТЕХНОЛОГИИ MIDREX**

Поволоцкий В.Ю.¹, Боковиков Б.А.¹, Горбачев В.А.¹, Ланцов Ю.В.²

¹ООО “НПВП ТОРЭКС” (“Научно-производственное внедренческое предприятие
ТОРЭКС”), Россия, г.Екатеринбург

²ОАО “ОЭМК” (“Оскольский электрометаллургический комбинат”), Россия,
г. Старый Оскол
vpov@mail.ru

***Аннотация.** В целях повышения эффективности работы установок металлзации ОАО «ОЭМК», нами был подготовлен ряд научно-технических решений по увеличению производительности шахтной печи, сокращению энергетических затрат и улучшению качества губчатого железа.*

***Ключевые слова:** шахтная печь (ШП), установка металлзации (УМ), прямое получение железа (ППЖ), губчатое железо (ГЖ), газокислородный конвертор (ГКК), колошниковое газораспределительное устройство (КГУ).*

**THE MODERNIZATION METHODS OF DRI PLANTS USING THE MIDREX
TECHNOLOGY**

Povolotsky V.Y.¹, Bokovikov B.A.¹, Gorbachev V.A.¹, Lantsov Y.V.²

¹ "Scientific and Production innovative enterprise TOREX" LLC, Russia, Yekaterinburg

² “ОЭМК” ОАО (“Oskolskiy Electro-Metallurgical Plant, OJSC”), Russia, Stary Oskol
vpov@mail.ru

***Abstract.** We have prepared the range of scientific and technical solutions to increase a productivity of shaft furnaces, improve a sponge iron quality and reduce the power costs of metallization plants. Those solutions were initiated in order to improve an overall efficiency of metallization plants «OEMK» OJSC.*

***Keywords:** shaft furnace (SF), metallization plant (MP), direct reduction of iron (DRI), sponge iron (SI), gas-and-oxygen converter, blast-furnace gas-distributing top assembly.*

Во времена «Холодной войны», для «потепления» отношений СССР с Западом, был построен Оскольский электрометаллургический комбинат (далее—ОЭМК) с четырьмя установками металлзации (УМ1–4) по технологии Midrex. Однако, при освоении УМ,

возникали проблемы и поэтому пригласили нас, разработчиков отечественной технологии ППЖ для консультации, чтобы помочь в решении этих проблем для успешной работы УМ ОЭМК. Поскольку технология Midrex отличалась от наших разработок ППЖ ВНИИМТ [1, 2], мы провели опытно-промышленные испытания УМ ОЭМК, включая горизонтальное зондирование шахтной печи (ШП) [3] и подготовили технические решения и проекты для повышения эффективности работы ШП с улучшением качества губчатого железа (ГЖ). Часть из этих проектов были ранее внедрены для промышленного опробования и показали достаточно высокие результаты, а остальные проекты пока отложены до их реализации.

Общая схема УМ с локализацией наших разработок приведена на рис.1

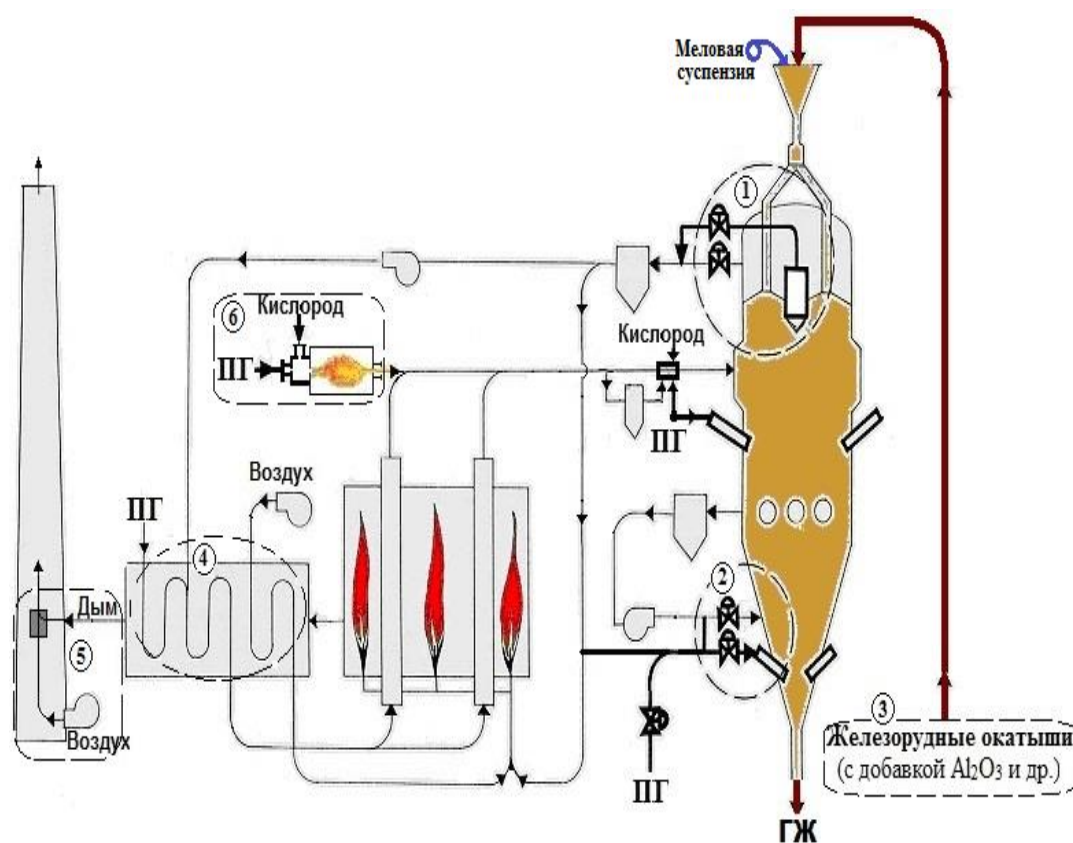


Рис. 1. Схема материальных и газовых потоков УМ ОЭМК (цифры на схеме – места использования наших разработок)

Теперь, на базе предварительных расчетов и опытно-промышленных испытаний, предлагается доработать и успешно реализовать (совместно с ОЭМК) ряд технических решений, представленных ниже.

1. Колошниковое газораспределительное устройство (КГУ, см. узел 1 на рис.1). – Особенностью конструкции ШП фирмы Midrex является неоднородность качества ГЖ (это мы подтвердили при зондировании ШП): окатыши лучше восстановлены «на периферии», чем «в центре» печи [2, 3]. Для улучшения газораспределения в слое окатышей был

выполнен проект пилотной КГУ, реализованный еще при строительстве УМ4 (рис 1, п.1). После ее запуска, по сравнению с работой других установок, в шахтной печи УМ4улучшилось газораспределение и термообработка в слое шихты, а в результате, увеличилось производство (на 4 – 6%) и однородность ГЖ повышенного качества, благодаря повышению степени металлизации окатышей «в центре» печи. Как видно при работе КГУ (рис. 2), более 95% массы металлизированного продукта увеличили однородность и степень металлизации окатышей (более 90%) на выходе из шахтной печи.

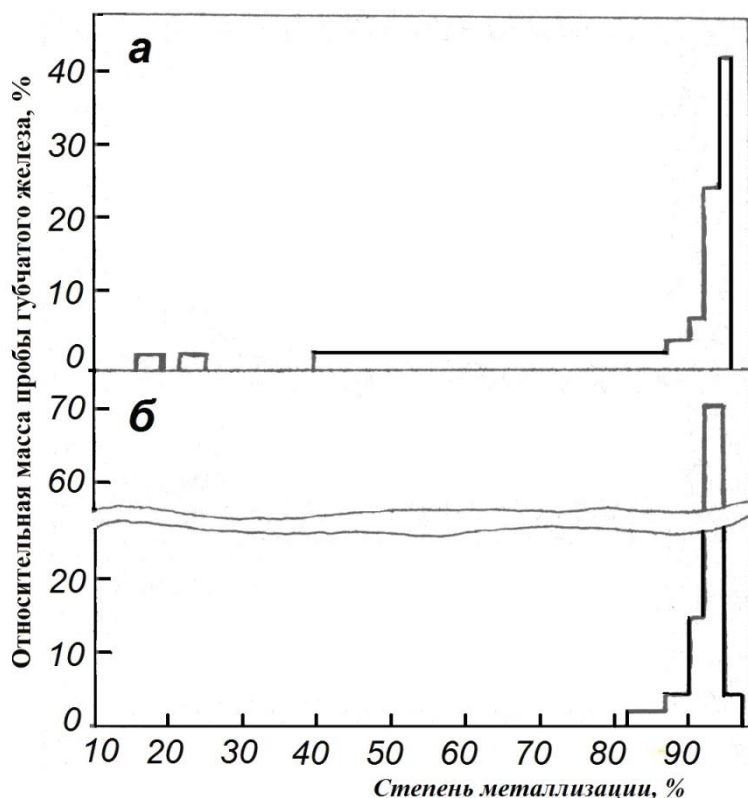


Рис. 2. Неоднородность качества губчатого железа УМ ОЭМК

а – до строительства КГУ;

б – после внедрения КГУ.

Тем не менее, этот промышленный эксперимент с КГУ вскоре был закрыт, в связи с переходом от низкотемпературного режима работы (температура восстановительного газа, $T_{\text{ВГ}}=740^{\circ}\text{C}$) до высокотемпературного ($T_{\text{ВГ}}\geq 850^{\circ}\text{C}$) для всех УМ. Поскольку конструкция пилотной КГУ не была рассчитана на новый тепловой режим повышенной нагрузки, то ее демонтировали при ремонте печи.

Теперь, для реализации промышленного варианта КГУ, планируем доработать его проект и внедрить, обеспечив высокий и надежный эффект.

2. Устройство фурменного ввода охлаждающего газа в нижнюю часть шахтной печи (см. узел 2 на рис.1). – Это предложение было внедрено на УМ4, увеличив объем

зоны охлаждения для равномерного понижения температуры ГЖ. Однако, при установке новых устройств и замене кожуха печи, этот фурменный пояс был демонтирован.

Но в перспективе, вновь устанавливая фурмы, можно заметно улучшить схему подачи газопотоков в зоне охлаждения, увеличивая объем зоны и уменьшая общий удельный расход охлаждающего и природного газов. При этом, фурменный газ с повышенным содержанием углеводородов поступит «на периферию», ограждая от перегрева кожух печи.

3. Внесение специальных добавок в шихту окисленных окатышей для повышения температуры слипания частиц ГЖ в шахтной печи (см. узел 3 на рис.1). –

Подобная работа с различными добавками в шихту окисленных окатышей была проведена нами для ЦГБЖ ЛГОК, по которой наилучшими результатами по слипаемости (в сравнении с бокситом и др.) показали добавки глинозема ($Al_2O_3 = 60-70\%$) на основе техногенных отходов (из отвалов ферросплавного и алюминиевого производств), позволяющие повысить температуру в зоне восстановления, увеличивая производство (на 4 – 6%) ГЖ в шахтной печи.

4. Разработка проекта модернизации комплекта рекуператоров и его внедрение на всех УМ ОЭМК(см. узел 4 на рис.1). –

Расширены объемные конструкции теплообменников (природного газа, смешенного газа и воздуха), с компоновкой в дымовом тракте (перед дымососом) специального блока для нагрева технологического газа, повышая тепловой КПД рекуператора и мощность реформера, что позволяет увеличить производство УМ (на 5 – 7%).

5. Автономная труба дымовых газов реформера (см. узел 5 на рис.1). –

Для расширения каналов управления производством и повышения мощности реформеров, предлагается установить дополнительную (автономную) трубу дымовых газов одного из реформеров, из-за перегрузки общего для УМ1 и УМ2 ствола дымовой трубы. Это позволит расширить возможности более гибкого управления производством для увеличения мощности вышеуказанных установок ГЖ.

6. Газокислородный конвертор (см. узел 6 на рис.1). –

Наше предложение, как важное дополнение к реформеру, к сожалению, было отклонено ОЭМК, а взамен внедрено иное решение (от фирмы Midrex) – газокислородный блок «Midrex OXY+». Хотя проектные показатели его работы (более 10 лет на УМ4) не были достигнуты. Поэтому, внедрение данного конвертора на других УМ (в «тройник» конвертированного газа, см. рис 1, I), совместно с инъекцией кислорода, позволит увеличить расход и поднять температуру восстановительного газа, повысит эффективность работы и гибкость управления УМ, а в итоге, увеличит производство ГЖ (не менее 4 –7%).

7. Разработка и внедрение балансовой модели «АРМ Окатыш» для УМ. – Около 20 лет назад нами была разработана балансовая модель «АРМ Окатыш» [4], которая до сих пор используется на ОЭМК для анализа процесса металлизации (включая материальные и энергетические балансы ШП и реформера) и составления периодических отчетов по работе УМ.

8. Разработка программного комплекса «АРМ Технолога» для УМ. – Сейчас и в ближайшие годы ведутся работы по объединению задач балансовой модели «АРМ Окатыш» [4] и «Кинетико-динамической модели ШП» [5] для создания программного комплекса «АРМ Технолога» [6], как инструмента по оптимизации параметров и управлению процессом металлизации окатышей в ШП в целях повышения эффективности работы УМ.

Ранее, на международных конгрессах и семинарах фирмы Midrex, были представлены результаты наших разработок, которые получили высокую оценку понимания и поддержки их внедрения на УМ ОЭМК.

В перспективе, предлагается доработать и внедрить результаты наших ранее выполненных работ для повышения мощности установок металлизации, сокращения энергетических затрат и улучшения качества губчатого железа.

Список литературы

1. Князев В.Ф., Гиммельфарб А.И., Немёнов А.М. Бескоксая металлургия железа. – М.: Металлургия, 1972. – 272 с.
2. Тулин Н.А., Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. и др. Развитие бескоксая металлургии. – М.: Металлургия, 1987. – 328 с.
3. Юров Г.А., Поволоцкий В.Ю., Гоголев Ю.Ф. Анализ газораспределения в шахтных печах цеха металлизации ОЭМК. / Сб. трудов Всесоюзной научно-практической конференции «Физико-химия процессов восстановления металлов». 25-27 мая 1988 г., Днепропетровск, 1988. С.89.
4. Поволоцкий В.Ю., Ланцов Ю.В., Плотникова С.Ю. Анализ и совершенствование работы установок металлизации на базе модели «АРМ технолога». // Сталь, 2011, №7. С.16–19.
5. Поволоцкий В.Ю., Ланцов Ю.В., Плотникова С.Ю. Кинетико-динамическая модель прямого получения железа в шахтной печи. // Сталь, 2014, №8. С.35–38.
6. Поволоцкий В.Ю., Боковиков Б.А., Горбачев В.А. Программный комплекс математических моделей процесса металлизации железорудных окатышей для установок прямого получения железа. / Сб. трудов VII международной научно-практической конференции, посвященной 150-

летию великого русского металлурга В.Е. Грум-Гржимайло «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология», 15-17 октября 2014 г., Москва, 2014. С. 348-350.

УДК 622.788

ПОВЫШЕНИЕ КОМКУЕМОСТИ ШИХТЫ И ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОКАТЫШЕЙ

Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Федина В.В., Тимофеева Е.М.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г.Старый Оскол

dakatuli@bk.ru

***Аннотация.** В статье рассмотрены вопросы влияния различных факторов на комкуемость шихты, такие как чистота бентонита, время выдержки шихты перед окомкованием, концентрация бентонита и его гранулометрический состав. Также исследованы прочностные характеристики окатышей в зависимости от перечисленных выше факторов.*

***Ключевые слова:** бентонит, концентрат, гранулометрический состав, чистота, комкуемость, прочность на удар и сжатие.*

IMPROVING OF CHARGE PELLETIZING ABILITY AND STRENGTH PROPERTIES OF PELLETS

Timofeeva A.S., Nikitchenko T.V., Fedina V.V., Timofeeva E.M.

Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of

Science and Technology "MISiS", Russia, Sary Oskol

dakatuli@bk.ru

***Abstract.** In this article there are considered the matters regarding the influence of different factors on the charge pelletizing ability such as bentonite purity, charge hold time before pelletizing, bentonite concentration and its grain-size distribution. Also the strength properties of the pellets are examined depending on the above mentioned factors.*

***Keywords:** bentonite; concentrate; grain-size distribution; purity; pelletizing ability; impact and compression strength.*

Введение

В России в последнее время наметился устойчивый рост потребления железорудных окатышах предприятиями черной металлургии. Вместе с этим растет

потребность в окатышах из богатых концентратов, пригодных для процессов прямого получения железа. Различия данных процессов от обычных условий восстановления окатышей в доменной печи диктуют особые требования к окатышам, предназначенным для металлизации: однородный гранулометрический состав, высокая прочность при восстановлении и ряд других показателей. В свою очередь, эти показатели напрямую связаны с процессом шихтоподготовки, и получением сырых окатышей. [1-10]

На комкуемость шихты влияет ряд различных факторов, например, таких как гранулометрический состав концентрата или бентонита, реологические свойства связующих компонентов, состав и количество добавляемых флюсов, работа окомкователя и т.д.[1,3,4,5].

Шихта для производства железорудных окатышей состоит из железорудной части – концентрата, связующей добавки – бентопорошка, иногда с добавлением полимерного связующего и флюсующих добавок.

Одним из направлений повышения качества железорудных окатышей является направление повышения содержания железа в них. Для этого производители окатышей стремятся снизить количество добавляемых компонентов пустой породы без ущерба другим качественным показателям, таким как прочность, восстановимость и др.[7-10].

Возможность снижения связующей добавки определяется таким показателем как «комкуемость» шихты. Одним из факторов, влияющим на комкуемость шихты, а также прочностные свойства окатышей являются чистота связующего компонента – бентонита и его реологические свойства [7-9].

1. Проведение экспериментов на влияние различных факторов на комкуемость шихты.

В СТИ НИТУ МИСиС была проведена серия экспериментов по исследованию факторов, влияющих на комкуемость шихты и прочностные свойства окатышей. Комкуемость определялась путем испытаний шихты в лабораторном барабанном окомкователе по наличию массы окатышей более 5мм.

Влияние чистоты бентонита определялась в сравнении с подготовленным бентонитом на производстве. Комовую глину подсушивали, а затем подвергали истиранию в мельнице ЛДИ-65 до фракции 0,071 мм, аналогично требованиям промышленных предприятий.

Соотношение концентрата и бентонита и их влажности соответствовали реальным условиям на производстве. Масса пробы составляла 150 г из них 0,7% бентонита азербайджанского месторождения и концентрата 99,3% соответственно.

Для испытания готовили 2 пробы: одну с бентонитом, приготовленным в условиях лаборатории института - №1, вторую – с бентонитом, измельченным на производстве - №2. Все остальное в пробах было одинаковым. Каждая из проб окомковывалась в лабораторном барабанном окомкователе в течение одинакового времени. После окомкования вся масса шихты подвергалась разделению на классы крупности с помощью лабораторных сит. Окатыши диаметром более 5 мм и менее 5 мм взвешивались на весах и масса фиксировалась. Каждый эксперимент проводился 5 раз, затем данные усреднялись.

После проведения экспериментов по влиянию чистоты подготовки бентонита, были исследованы прочностные свойства окатышей на удар и сжатие.

2. Результаты эксперимента.

На основе экспериментальных данных выяснено, что с использованием чистого бентонита комкуемость шихты выше в 1,4 раза (рис. 1), прочность окатышей на удар в 1,5 раза выше, а на сжатие в 2 раза.

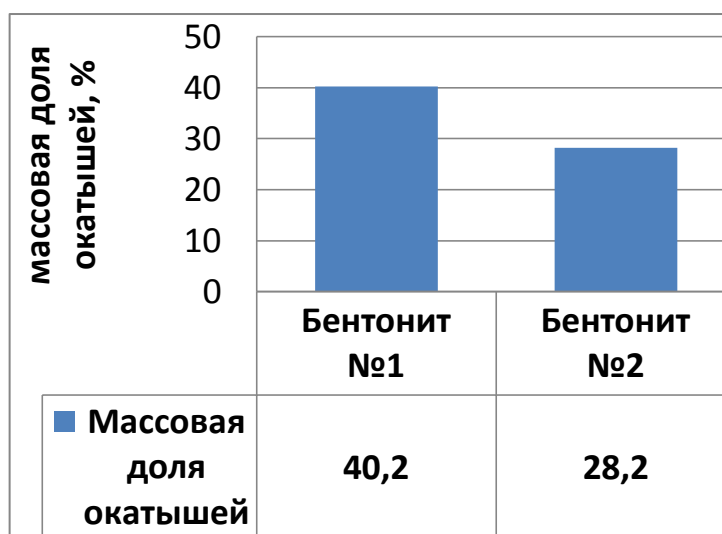


Рисунок 1 — Комкуемость шихты в зависимости от чистоты бентонита.

Кроме того было исследовано влияние времени взаимодействия шихтовых компонентов, так как при взаимодействии бентонита с влагой концентрата его реологические свойства меняются. Время выдержки смеси перед окомкованием железорудного концентрата и связующих материалов является важнейшим фактором, влияющим на комкуемость шихты и на прочность сырых и обожженных окатышей. Для определения комкуемости была рассчитана массовая доля окатышей класса более 5 мм по результатам окомкования в лабораторном барабане для каждой серии опытов по времени выдержки. На основе экспериментальных данных была построена гистограмма зависимости массовой доли окатышей от времени выдержки смеси перед окомкованием (рис.2).

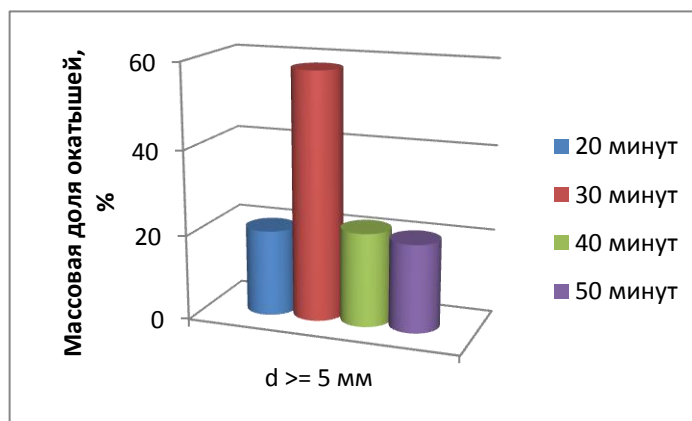


Рисунок 2.– Массовая доля окатышей

Из гистограммы видно, что наибольшей комкуемостью обладают окатыши из смеси, которая была выдержана перед окомкованием 30 минут. Влага в смеси за полчаса не успевает испариться и остается в достаточном количестве, чтобы окомкование шихты было наилучшим. За большее время выдержки смеси (40 и 50 минут) произошло испарение влаги, т.е. шихта «подсохла» и оставшейся влаги оказалось недостаточно для процесса окомкования. Возможно в производственных условиях, где шихта находится в закрытых бункерах, этого не произойдет. Данные результаты также продемонстрировали важность влагосодержания шихты для процесса окомкования, что необходимо будет дополнительно исследовать.

За малое время выдержки взаимодействие бентонита с влагой шихты не успевает завершиться и реологические свойства бентонита не раскрываются в полной мере. По результатам опытов, окатыши, сделанные из смеси, выдержанной предварительно перед окомкованием 30 минут, превосходят по количеству полученного годного класса окатыши, при подготовке которых время выдержки составляло 20, 40 и 50 минут приблизительно в 2 раза [8].

На рисунке 2 представлены результаты влияния времени выдержки шихты перед окомкованием на прочность сырых окатышей.

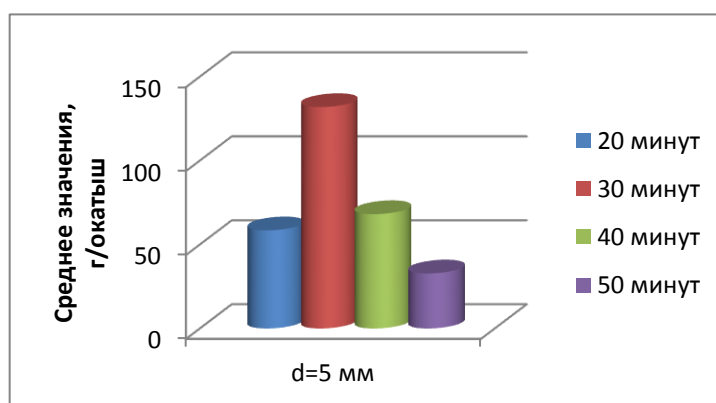


Рисунок 3 – Результаты прочности на сжатие сырых окатышей

В 2,3 раза прочностные характеристики окатышей из смеси, выдержанной в течение получаса выше, чем при выдержке смеси 20 минут; в 1,9 и 4 раза по сравнению с 40 и 50 минутами выдержки смеси соответственно.

Также было определено влияние количества бентонита в шихте на комкуемость и прочностные свойства. В каждом из экспериментов добавлялось разное количество связующего бентонита. Окомкование шихты происходило на чашевом лабораторном окомкователе с целью получения окатышей нужного диаметра. Условия, при которых происходила подготовка шихты и окомкование были для всех экспериментов одинаковыми. В опытах был использован рядовой концентрат и индийский бентонит

Были проведены эксперименты с различным содержанием бентонита в шихте: 0,3%, 0,5%, 0,7% и 0,8%. В каждом эксперименте для точности результатов окомковывалось по 3 партии окатышей [9]. Результаты представлены на рис.3.



Рисунок 4 — Комкуемость шихты с различным содержанием бентонита

Опираясь на гистограмму можно сделать вывод о том, что лучшей комкуемостью обладает шихта, содержащая 0,7% бентонита. Аналогичный вывод можно сделать и относительно прочностных свойств окатышей, (таблица 1).

Таблица 1— Прочность сырых окатышей в зависимости от содержания бентонита.

Содержание бентонита, %	0,3	0,5	0,7	0,8
Прочность сырых окатышей, на сжатие г/ок	99	74	133	105
прочность на удар, раз	1	2	3	2

Оптимальным для испытуемого концентрата является содержание 0,7% бентонита, при изменении качественных показателей самого концентрата точка оптимума может измениться. Кроме того на комкуемость шихты будет оказывать влияние состав и количество флюсующей добавки. Поэтому для каждого состава шихты следует подбирать свое оптимальное содержание связующего компонента.

Заключение

На основе проведенных экспериментов выяснено, что большей комкуемостью обладает шихта при применении чистого бентонита по сравнению с бентонитом «загрязненным» оксидами кальция. Время выдержки шихты перед окомкованием оптимальное 30 минут, при этом и комкуемость шихты выше, и прочностные свойства окатышей. Для каждого состава шихты следует подбирать свое оптимальное содержание связующего компонента

Список литературы

1. Стародумов, А.В., Полуяхтов Р.А., Судай, А.В., Воробьев, М.А., Сапожникова Т.В. Исследование влияния минералогического состава концентрата на комкующую способность шихты / А.В, Стародумов и др. // Сталь. - 2006. №6. - С.15-17
2. Абзалов В.М. Физико-химические и теплотехнические основы производства железорудных окатышей/ В.М. Абзалов, В.А. Горбачев, С.Н. Евстюгин, В.И. Клейн, Л.И. Леонтьев, Б.П. Юрьев. Под ред. академика Л.И. Леонтьева. Екатеринбург, 2012. – 304с.
3. Стародумов А.В. Роль количества связующего в распределении материальных потоков и формировании качества сырых окатышей в барабанном окомкователе / А.В. Стародумов, И.Г. Бормотова, Г.П. Голенькова, Н.Н. Путалова, М.А. Кондраков // Сталь. – 2006. - №6. с.20 – 22.
4. Стародумов, А.В., Полуяхтов Р.А., Судай, А.В., Воробьев, М.А., Сапожникова Т.В. Исследование влияния минералогического состава концентрата на комкующую способность шихты / А.В, Стародумов и др. // Сталь. - 2006. №6. - С.15-17/
5. Стойкова Я.А. Анализ показателей комкуемости тонкодисперсных материалов/ Я.А. Стойкова, М.М. Бережной //Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. -2012. – Вып.38. - С.140 – 146.
6. Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Федина В.В., Казарцев В.В. Влияние состава и характеристик шихтовых материалов на качество железорудных окатышей//Металлург.- 2015.-№3 -с.37-40.
7. Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Казарцев В.О. Влияние содержания флюса и бентонита на прочность сухих окатышей//Металлург.-2014.-№8.-с.38-40.
8. Тимофеева А.С. Влияние бентонита на комкуемость шихты и прочность сырых и сухих окатышей/ А.С. Елина, С.Г. Черных, М.С. Пивикова// Электронный сборник статей по материалам XV студенческой международной заочной научно-практической конференции. - 2013. -№9.- С.168 – 175.

9. Тимофеева А.С. Влияние содержания бентонита на комкуемость и прочность сырых и сухих неофлюсованных окатышей/ С.Г. Черных, А.С. Елина, В.С. Груздов, М.С. Пивикова// Электронный сборник статей по материалам XXVII студенческой международной заочной научно-практической конференции. - 2014. -№12.- С.122 – 129
10. Евстюгин С.Н. Сравнительный анализ использования различных видов связующего при производстве окатышей в ОАО «Михайловский ГОК»/ С.Н. Евстюгин , Д.Ю.Усольцев, В.И. Минеев, И.Г. Бормотова , С.В. Шаврин// Сталь. - 2005. -№2.- С.12 – 15.

УДК 622.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ И АНАЛИЗ ПРИЧИН РАННЕГО ВЫХОДА ИЗ СТРОЯ КОЛОСНИКОВ ОБЖИГОВЫХ ТЕЛЕЖЕК

Иванов Д.И., Кожухов А.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",
Россия, г. Старый Оскол
axel-crusader@mail.ru

***Аннотация.** В статье рассмотрен вопрос малого эксплуатационного ресурса колосников обжиговых тележек из стали 40Х24Н12СЛ. Проведена классификация и анализ всех выявленных причин раннего выхода из строя.*

***Ключевые слова:** коррозия; колосники; сталь; дефекты; эксплуатационный ресурс; условия эксплуатации; макроанализ.*

IDENTIFICATION AND ANALYSIS OF THE CAUSES OF EARLY FAILURE OF THE FIRE BARS KILN TROLLEYS

Ivanov D.I., Kozhuhov A.A.

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

***Abstract.** In article reviewed question of small resource of exploitation steel fire bars kiln trolleys 40H24N12SL. Spend classification and analysis of the identified causes of early failure.*

***Keywords:** corrosion; fire bars; steel; defects; service life; operating conditions; macroanalysis.*

В настоящее время особо остро встал вопрос малого эксплуатационного ресурса колосников обжиговых тележек из стали 40Х24Н12СЛ. Учитывая последние тенденции в повышении качества продукции и производительности обжиговых машин: увеличение

температуры обжига [2], увеличения площади зоны обжига за счёт уменьшения площади зоны охлаждения [4, 5] – эксплуатационный ресурс колосников снизился до минимума. Так же, именно из-за низкой стойкости колосников вызваны наибольшие потери производительности обжиговых машин (простой оборудования) [1].

Температурный интервал рабочего пространства обжиговой машины, в настоящее время, составляет 20 – 1350°C, при этом температура колосников в зоне обжига 850 – 1250°C [5, 6] (зависит от температурного режима обжиговой машины, максимальной температуры в зоне обжига и типа обжигаемого окатыша). Эксплуатация колосников из стали 40X24H12CЛ рекомендуется при температуре не выше 1000°C [3]. Также изменилась концентрация серы в рудах курской магнитной аномалии, так, ранее, добывалась руда с содержанием серы до 0,15 %, на сегодняшний день, извлечение породы происходит на большей глубине, в результате чего содержание серы в руде часто превышает 0,5 %, при этом удаление серы из окатыша при его обжиге достигает 60 – 90 % [9], таким образом концентрация SO₂ в атмосфере обжиговых машин резко увеличилась [7], а содержание серы в окалине стального колосника свидетельствует протекании механизма серной коррозии во время эксплуатации [8]. Учитывая всё вышеизложенное, появилась резкая необходимость в проведении исследований в направлении увеличения качества колосников обжиговых тележек.

Установлено, что от 30 до 50 % колосников установленных на обжиговую тележку подвергаются раннему выходу из строя через 0,5 – 6 месяцев после начала эксплуатации. На рис. 1а (вид сверху) показан колосниковый ряд на обжиговой тележке после 6 месяцев эксплуатации, все колосники в ряду в разной степени подвержены коррозированию и короблению, при этом количество колосников в ряду сократилось (разрушенные колосники вывалились из обжиговой тележки во время эксплуатации). Определено, что причиной выпадения колосников из обжиговой тележки во время эксплуатации являются крупные усадочные раковины литейного происхождения (рис. 2), в результате коррозионного разрушения поверхности детали и напряжений вызванных термоциклированием во время эксплуатации происходит её излом (излом проходит через усадочную раковину). На рисунке 1б представлены демонтированные с обжиговой тележки колосники подверженные глубокому коррозированию и короблению. Из анализа рис. 1в (верхней части колосника после 6 месяцев эксплуатации) следует, что коррозированию при эксплуатации в наибольшей степени подвержена «верхняя» часть колосника, при этом процесс коррозии имеет наибольшее развитие в зоне обжига, т.к. именно в зоне обжига теплоноситель, имея максимальную температуру, подается сверху,

над колосниковой решеткой с уложенным на неё окатышем, и при помощи дымососов или эксгаустеров просасывается через слой сверху – вниз.

В результате анализа причин раннего выхода из строя колосников (вышедших в брак при сроках эксплуатации менее 6 месяцев) были получены следующие данные: 1,3 % колосников – безвозвратные потери, т.е. то число колосников, на которое изменилось их количество после эксплуатации (выгорели, упали в вакуум камеры и т.д.) и не были найдены, 3,2 % колосников имели изломы замковых частей (рис. 3), остальные 95,5 % вышедших из строя колосников были подвержены коррозии, при этом 17,5 % из них были покороблены, 12,5 % имели изломы или крупные трещины и в 7 % были обнаружены крупные усадочные раковины литейного происхождения.

Таким образом, основной причиной выхода из строя колосников (95,5 %) явилось коррозионное разрушение верхней поверхности детали изображенное на рис. 1в (направленной в сторону противоположную направлению теплоносителя в зоне максимальных температур на обжиговой машине).

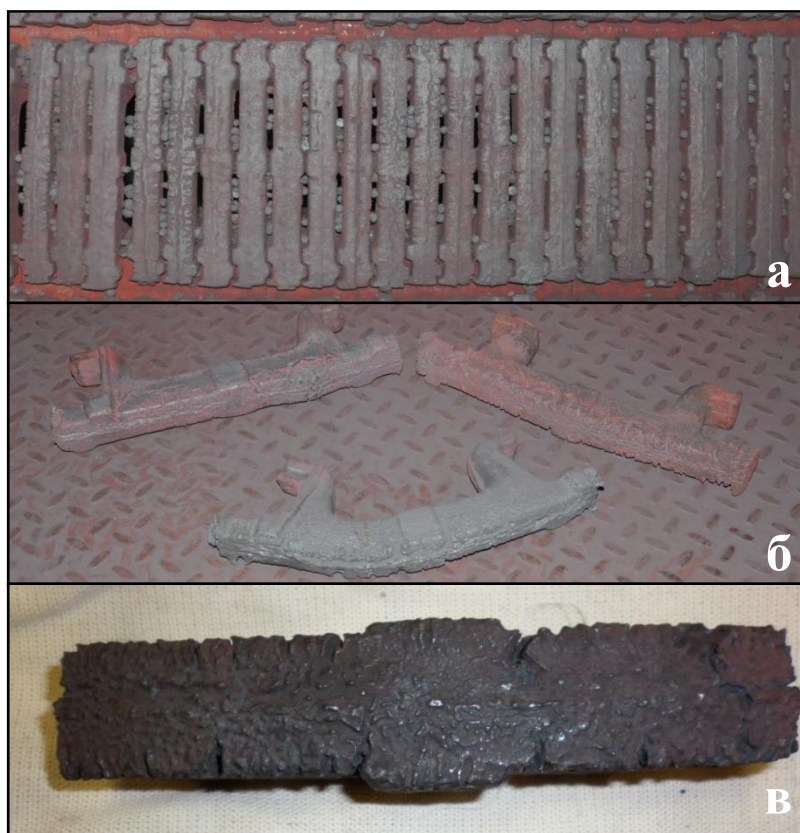


Рис. 1. Коррозировавшие колосники после 6 месяцев эксплуатации: установленные на балках – а, демонтированные с балок – б, средняя часть колосника, вид сверху – в.

Второстепенными факторами стали дефекты литья, а именно – пустоты усадочного происхождения (усадочные раковины рис. 2а и усадочная пористость рис. 2б). Именно изза пустот происходит коробление детали: при эксплуатации по сечению детали образуется повышенный градиент температур, т.к. сталь имеет высокую вязкость – колосник не успевает прогреться полностью для равномерно расширения (время нахождения в зоне обжига не более 5-7 минут), а пустоты резко увеличивают градиент температур, приводя к короблению детали.



Рис. 2. Пустоты усадочного происхождения в колосниках после 6 месяцев эксплуатации: а - усадочная раковина и проходящая через неё трещина, б – усадочная пористость по всему сечению детали.

Стоит отметить, что на срок эксплуатации колосника так же влияют дефекты обжиговой тележки, основным из которых является коробление балок, на которые крепятся колосники. При «провисании» балки, после длительной эксплуатации обжиговой тележки, она зажимает колосниковый ряд, который по условиям эксплуатации должен быть установлен свободно, с некоторыми зазорами (допусками на расширение), в результате чего при нагреве детали ей некуда расширяться и она коробится. При дальнейшем использовании зажатого между балками колосника происходит его разрушение (излом) в замковой части (рис. 3).

Таким образом, исходя из проведённого анализа можно сделать выводы:

- 1) необходимо исключить литейные дефекты в колосниках (усадочные пустоты), это можно сделать за счет уменьшения температуры заливки стали в форму;
- 2) необходимо тщательнее следить за состоянием обжиговых телег и подколосниковых балок, чтобы не допускать изломов колосников в замковой части;

3) необходимо провести исследования в направлении определения причин коррозионного разрушения поверхности колосников во время эксплуатации, т.к. именно эта причина является основной и единственной причиной выхода детали из строя не имеющей решения.



Рис. 3 – Колосники с трещинами в замковой части, снятые с корабленной балки.

Список литературы

1. Учитель, А.Д. Исследование химической эрозии колосников конвейерных машин при обжиге железорудных окатышей. (Сообщ. 1). Исследование микроструктуры окалины и реакционной зоны колосника из стали 40X24H12СЛ. / А.Д. Учитель, М.И. Гасик, А.Н. Панченко // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2008. - № 1. - С. 55-61.
2. Буткарёв, А.А. Оптимизация параметров процесса термообработки окатышей на конвейерных машинах. / А.А. Буткарёв, А.П. Буткарёв // *Сталь*. - 2000. - № 4. - С. 10-15.
3. ГОСТ 977-88. Отливки стальные. Общие технические условия. – Взамен ГОСТ 977-75, ГОСТ 2176-76; введ. 01-01-90. – М: Изд-во стандартов, 2004. – 33 С.
4. Сравнительный анализ теплотехнических схем современных обжиговых конвейерных машин. / Н.Н. Копоть [и др.] // *Сталь*. - 2010. - № 3. - С. 8-13.
5. Опыт эксплуатации модернизированных обжиговых машин Лебединского ГОКа и пути их совершенствования. / А.А. Буткарёв [и др.] // *Сталь*. - 2005. - № 3. - С. 7-10.
6. Разработка технологических решений по увеличению производительности обжиговой машины фирмы «Лурги». / А.А. Буткарёв [и др.] // *Сталь*. - 2007. - № 6. - С. 2-6.

7. Влияние технологического режима работы обжиговой машины на стойкость колосников. / О.Д., Учитель [и др.] // Новые технологии. - 2008. - № 4. - С. 199-202.
8. Учитель, А.Д. Исследование химической эрозии колосников конвейерных машин при обжиге железорудных окатышей. Сообщ. 2. Исследование микроструктуры окалины и реакционной зоны колосника из стали 40Х24Н12СЛ, изъятая из эксплуатации. / А.Д. Учитель, М.И. Гасик, А.Н. Панченко // Metallurgical and Mining Industry. - 2008. - № 2. - С. 26-30.
9. Обзор рынка железорудного сырья (железная руда, концентрат, агломерат и окатыши) в России. Издание 5-е. [Электронный ресурс]. – М.: ООО «ИГ» «Инфомайн», 2014 - . – Режим доступа: http://www.infomine.ru/files/catalog/1/file_1_eng.pdf, свободный. – Загл. с экрана.

УДК 669.187.66.046

**РЕСУРСО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ РЕЗЕРВЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

Крахт Л.Н., Колесова И.А., Черноусов П.И.

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

lkrakht@mail.ru

Аннотация. Рассмотрены особенности использования ресурсов в Российской Федерации, правильное применение которых позволяет заметно улучшить экологические и технико-экономические показатели на металлургических и машиностроительных предприятиях. В статье указываются основные проблемы утилизации накопленных и текущих железосодержащих отходов на предприятиях чёрной металлургии

Ключевые слова: шлам, техногенные отходы, природное сырьё, пыль, топливно-энергетические ресурсы.

**RESOURCES AND ENVIRONMENTAL RESOURCES OF THE INDUSTRIAL
ENTERPRISES OF THE RUSSIAN FEDERATION**

Krakht L.N., Kolesova I.A., Chernousov P.A.

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

lkrakht@mail.ru

***Abstract.** The features of the use of resources in the Russian Federation, the correct application allow to significantly improve ecological and technical and economic indicators in the steel and machine-building enterprises. The paper identifies the main challenges and the current utilization of accumulated iron waste at enterprises of ferrous metallurgy.*

Keywords: sludge, technological waste, natural raw materials, dust, fuel and energy resources.

В современном высокоиндустриальном мире размеры и последствия воздействия на природу качественно изменились. Более 24 тыс. предприятий на сегодня в РФ являются загрязнителями окружающей среды. Общий объём отходов в России составляет порядка 90 млрд. т. и ежегодно увеличивается на 5 млрд. т.

Экономический потенциал многих стран в современных условиях определяется запасами минеральных ресурсов. Железородная минерально-сырьевая база России отличается большими масштабами и на её долю приходится 26,6 % общих запасов. Железородный потенциал страны оценивается в 208,2 млрд. т., но их использование характеризуется низкой эффективностью.

Уровень экономического развития прямо связан с уровнем потребления ресурсов. Так, например, в США и Индии потребление на душу населения различается по стали и меди соответственно в 16 и 45 раз. Одновременно с этим встают проблемы рационального комплексного использования добытого сырья, вторичное использование техногенных образований. В металлургическом переделе при производстве 1 т. продукции из чёрного металла образуется 1 - 2 т. твёрдых отходов, из цветного металла - 8 т. и более отходов на 1 т. готовой продукции. Сконцентрированные в отвалах, они формируют мощные техногенные образования, ухудшают экологическую обстановку регионов. Загрязняя воздушное и водное пространство, отторгают из хозяйственного оборота сельскохозяйственные угодья.

До конца 20 века техногенные образования рассматривались в основном как источники экологической опасности. Следует отметить, что природные сырьевые запасы истощаются и в связи с этим существующие техногенные отходы представляют интерес для различных отраслей промышленности. Так, использование глинистой части хвостов цирконий-менитовых руд значительно улучшает физико-механические и химические показатели при производстве кислотоупоров, способствует утилизации промышленных отходов и расширению сырьевой базы для керамических материалов. Техногенные отходы содержат большое количество железа, марганец и легирующие металлы. В некоторых отходах до 60% оксидов магния и кальция, которые могут быть использованы для получения железобетонных материалов. В отвалах имеются также

углеродсодержащие материалы, цветной лом и др. Особое внимание следует уделять утилизации накопленных и текущих железосодержащих отходов на предприятиях чёрной металлургии: сухой пыли и шлама, окалины (выход этих отходов составляет суммарно 6,5% на 1 т. стали). Количество шлама в настоящее время на предприятиях чёрной металлургии исчисляется десятками миллионов тонн.

Следует отметить, что Россия обладает значительными ресурсами вторичного (техногенного) сырья, которые можно характеризовать как возобновляемые сырьевые, материальные и топливно-энергетические ресурсы. Объёмы накопленных отходов в промышленности составляют около 80 млрд. т., объёмы образования отходов - 2,7 млрд. т. в год, из которых - осадки и шламы очистных сооружений 30 млн. т. в год. Более 90% от объёма промышленных отходов - отходы после добычи и обогащения полезных ископаемых - являются отходами металлургического производства, сосредоточенными в техногенных образованиях и отходах, образуемыми на всех металлургических предприятиях [1, 2, 3].

Мировой рынок услуг по переработке отходов оценивается в 20 млрд. долл. США. Годовые обороты ведущих мировых фирм по их переработке исчисляются сотнями миллионов долларов или евро. Например, Франция от 210 до 780 млн. евро, США от 150 до 730 млн. долл., Нидерланды - 60 - 80 млн. евро, Италия - 50 млн. евро.

Использование в производстве агломерата и доменного шлама, содержащего в среднем 40% железа, а за вычетом углерода - 50%, представляет экономический интерес и как ресурсосберегающее мероприятие, направленное на снижение добычи и обогащения железорудного сырья и угля и транспортных издержек на их доставку на предприятия. Концентрация техногенных образований на территориях промышленно развитых районов с наличием коммуникаций и отсутствие необходимости во вскрышных работах снижают материальные и энергетические затраты на организацию их разработок и оказываются ниже, чем при добыче природного сырья. По некоторым данным, вовлечение в переработку 1% отходов позволяет уменьшить затраты на извлечение минерального сырья на 2%.

Некоторые металлургические агрегаты обладают уникальными возможностями для переработки практически любых видов отходов и, что не менее важно, достаточной производительностью. Прежде всего к таким агрегатам относятся шахтные печи, например, доменные, используемые для выплавки чугуна из железорудного сырья. В данных агрегатах могут быть использованы как кусковые техногенные материалы, так и жидкие и газообразные токсичные отходы, в том числе, содержащие углерод и водород, галогенсодержащие, включающие стронций, свинец, мышьяк и др. Выбросы пыли из

современных доменных печей не превышают 0,2 кг/т чугуна, а оксидов серы - 0,05 кг/т чугуна (в пересчёте на серу). Необходимо отметить, что доменный газ также является ценным энергетическим сырьём и полностью утилизируется.

Вышеперечисленные обстоятельства не могли не остаться незамеченными специалистами, и в последнее десятилетие 20 века были достигнуты значительные успехи в разработке технологий и в совершенствовании технических возможностей доменной плавки с использованием самых разнообразных техногенных материалов.

Техногенное влияние на окружающую среду, к сожалению, чаще всего негативное. Для совершенствования структуры народного хозяйства необходима действенная система экологических ограничений и регламентаций. В густонаселённых промышленных регионах к металлургическим предприятиям должны предъявляться повышенные требования по соблюдению санитарных и экологических норм. Во многих государствах проекты по развитию и модернизации металлургического производства уже проводят жёсткий государственный контроль, что является важным стратегическим шагом для повышения конкурентоспособности и реализации перспектив металлургического производства.

Анализ научно-технической литературы свидетельствует о необходимости осуществления переработки вторичного сырья и других отходов, что позволяет улучшить экологические и технико-экономические показатели на металлургических и машиностроительных предприятиях.

Список литературы

1. Пыриков А.Н., Черноусов П.И. Современная экологическая обстановка в России / В сборнике трудов 9-ой международной конференции «Экология и развитие общества». Санкт-Петербург, изд-во МАНЭБ. 2005. с. 254 – 256.
2. Пыриков А.Н., Лиходиевский А.В., Черноусов П.И. Состояние и перспективы технологии инженерной защиты окружающей среды / В сборнике 2-го международного конгресса «Пече-трубостроение: тепловые режимы, конструкции, автоматизация и экология». Москва, изд-во УПИ. 2006. с. 95 – 99.
3. Сорокин Ю.В., Смирнов Л.А., Шубина Л.А. Переработка и использование техногенных отходов на предприятиях горно-металлургической отрасли // Сталь. 2005. №6. С. 148 – 149.

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СЖИГАНИЯ ТОПЛИВА В УСЛОВИЯХ
ТЕПЛОСИЛОВОГО ЦЕХА ОАО «ОЭМК»**

Петрова Л.П., Гольева Ю.С.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",
Россия, г. Старый Оскол
zolotceden@mail.ru

***Аннотация.** Представлен метод повышения эффективности горения мазута в топке парового котла путем применения диспергатора.*

***Ключевые слова:** диспергатор; котел; горение мазута.*

**IMPROVING THE EFFICIENCY OF FUEL COMBUSTION UNDER
CONDITIONS OF THE THERMAL POWER PLANT OF JSC «OEMK»**

Petrova L.P., Galieva Y.S.

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

***Abstract.** Presents the method of improving the efficiency of combustion of fuel oil in the boilers with the use of a dispersant.*

***Keywords:** dispersant, boilers, the fuel oil combustion.*

Теплосиловой цех (ТСЦ) является структурным подразделением ОАО «ОЭМК», Хотя ТСЦ относится не к основным цехам, а вспомогательным, тем не менее, это очень важный и ответственный участок, так как он обеспечивает все предприятие энергоресурсами (паром, горячей водой).

Для получения указанных энергоресурсов в цехе используется два вида топлива: основной – это природный газ и вспомогательный – мазут. Обычно котлы цеха отапливаются газом, мазут же используется в качестве резервного топлива. Именно поэтому основные тепловые агрегаты котельной (паровые и водогрейные котлы) оборудованы газомазутными горелками, которые могут работать на любом из этих двух видов топлив.

На комбинате предусмотрено централизованное теплоснабжение потребителей от котельной теплосилового цеха. Для организации надежной, безопасной и экономичной

работы систем теплоснабжения комбината, поддерживаются оптимальные параметры теплоносителей и их своевременное регулирование.

На фронтальной стенке парового котла БКЗ/75-39 ГМА установлены в два яруса шесть горелок (по три в ряд). Горелки выполнены комбинированными для отдельного сжигания газа и мазута с мазутными форсунками механического распыления. В зимнее время, как правило, котел БКЗ/75 работает на мазуте.

В ТЭС ОЭМК имеется мазутное хозяйство, назначение которого заключается в приеме, хранении, подготовке и подаче мазута с необходимыми параметрами в топку паровых и водогрейных котлов.

В результате сжигания мазута вместе с дымовыми газами в атмосферу выбрасываются газообразные и твердые продукты неполного сгорания топлива, вещества, удаляемые с поверхности нагревательных элементов котлов при их чистке. Эти выбросы приводят к ухудшению экологической обстановки на локальном и региональном уровнях.

Одной из важных проблем теплоэнергетики в настоящее время является снижение загрязнения окружающей среды продуктами сгорания топлива (особенно опасны выбросы оксидов азота).

В связи с этим была поставлена задача по разработке метода, который помог бы снижению выбросов оксидов азота в атмосферу путем оптимизации горения топлива в условиях котельной теплосилового цеха ОАО «ОЭМК».

Анализ состояния оборудования ТЭС показал, что основное оборудование цеха находится в удовлетворительном состоянии. Работоспособность водогрейных котлов поддерживается плановыми ремонтами. Основная часть элементов котлов БКЗ не требует замены и реконструкции (топка, барабан, арматура и т.д.), но горелки, выпущенные и установленные в 1980 г. технически и морально устарели.

В мазутном хозяйстве выявлены следующие проблемы:

- большие затраты энергоресурсов на подогрев мазута при его хранении и при подготовке к сжиганию;
- наличие воды в мазуте, которую необходимо периодически отстаивать и сливать при подготовке мазута к сжиганию;
- наличие сточных вод, загрязненных нефтепродуктами;
- подогреватели мазута не справляются со своей задачей, осуществляя подогрев мазута до 89°С, вместо положенных 110°С, вследствие чего повышается вязкость мазута и возникают проблемы при его сжигании, связанные с сажистыми отложениями на поверхностях нагрева в котлах;
- трудоемкая и неэкологичная очистка резервуаров для хранения мазута;

-расчет по известным методикам показал, что содержание выбросов оксидов азота в составе уходящих газов за котлом составляет 299 мг/м^3 , что превышает допустимые нормы -250 мг/м^3 .

Ухудшение качества поставляемого в настоящее время мазута приводит к повышению вязкости и температуры вспышки мазута. В высоковязких мазутах имеет место повышенное содержание воды, (обусловленное процессами перевозки, перекачки, хранения и подогрева топлива), что представляет серьезную опасность при сжигании топлива в топках котлов, так как приводят к срыву и пульсациям горения, значительному понижению эффективности работы и прочим негативным явлениям, вплоть до аварийных остановок.

Компенсировать несовершенство эксплуатационных свойств топочного мазута и повысить эффективность использования жидкого топлива позволяет способ его сжигания в виде специально приготовленных водомазутных эмульсий, получающий все большее распространение в теплоэнергетике [1].

Вода в водомазутной эмульсии (далее ВМЭ) - это уже не балласт, а катализатор, улучшающий и ускоряющий процесс сжигания топлива.

Каталитическое влияние водяных паров на выгорание топлива известно давно. Простое перемешивание смеси мазута и воды (даже интенсивное) не приводит к созданию мелкодисперсной эмульсии. Вода по-прежнему будет находиться в смеси в виде слишком крупных фрагментов, препятствующих эффективному горению топлива.

Возможность снижения количества вдуваемого воздуха при сжигании ВМЭ весьма важна, поскольку КПД котельного агрегата при уменьшении коэффициента избытка воздуха на $0,1\%$ увеличивается на 1% . Время пребывания капель в реакционном объеме топки возрастает за счет удлинения их траектории в процессе турбулентного перемешивания, увеличивается удельная реакционная поверхность капель топлива. Температура уходящих газов уменьшается по сравнению с обезвоженным мазутом на $30-35^\circ\text{C}$. Изменение параметров процесса горения и состава уходящих газов свидетельствуют о повышении эффективности использования топлива. По некоторым данным [2] перерасход топлива из-за загрязнения поверхностей нагрева в котлах частицами сажи может превысить $30\%-35\%$. При сжигании эмульсии часть капель долетает до поверхностей нагрева и взрывается на них, что способствует не только предотвращению отложений, но и очистке этих поверхностей от старых сажистых образований. Кроме того, одним из факторов, определяющих эффективность использования ВМЭ в котельно-топочных процессах, является возможность на их основе решать ряд экологических проблем. Сжигание ВМЭ сокращает выход в газовых выбросах NO_x (примерно на 50%),

примерно в 3-4 раза снижает выброс сажистых отложений, уменьшает выход СО в среднем на 50%, бенз(а)пирена в 2-3 раза и т. д. [1]

Другим преимуществом такой эмульсии перед чистым мазутом является тот факт, что для её приготовления не обязательно использовать чистую воду, – можно применять сточные воды, загрязнённые нефтепродуктами.

В связи с вышеизложенным, предлагается к установке диспергатор мазута ДМ-30, который обеспечивает гидромеханическую обработку топлива для качественного улучшения структуры и однородности мазута и получения мелкодисперсной водомазутной эмульсии, обеспечивающей при сжигании снижение выбросов оксидов азота в окружающую среду. Диспергатор мазута изготавливается на агрегатной базе центробежных насосов с электродвигателями (например, "К", "СД" и т.п.) на производительность по мазуту от 2 до 30 т/час.

Место установки диспергатора ДМ-30 в мазутном хозяйстве котельной ТЭС ОАО «ОЭМК» предлагается на участке между расходной топливной емкостью и мазутными насосами после фильтров грубой очистки (см. рисунок 1). Установка диспергатора перед мазутными насосами значительно повысит надежность их работы, так как предотвратит попадание крупных частиц воды в рабочие органы насоса.

Количество дозируемой воды устанавливается при наладке системы и теплотехнических режимов таким образом, чтобы обеспечить оптимальную влажность сжигаемой водо-мазутной эмульсии. Таким образом, обеспечивается эффективное сжигание топлива без снижения к.п.д. котельной установки.

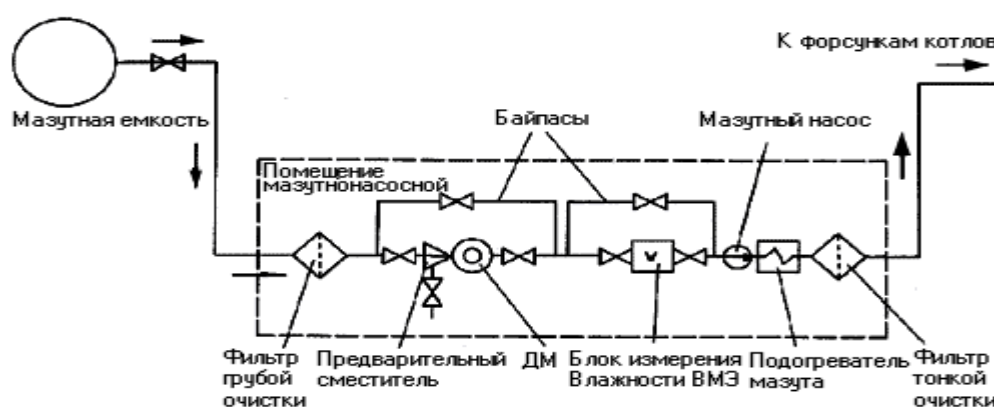


Рисунок 1 – Место установки диспергатора в мазутном хозяйстве.

Для реализации предложенных решений на котельной ОАО «ОЭМК» произвели необходимые теплотехнологические расчеты.

Результаты расчетов доказывают, что при работе котла на водомазутной эмульсии балансовая температура горения больше, чем при работе котла на мазуте.

Теплотехнические расчеты котла БКЗ/75-39 ГМГ показали, что реконструкция отдельных элементов парового котла БКЗ не требуется. Были проведены расчеты по определению тепловосприятий пароперегревателя, экономайзера, воздухоподогревателя и сведение теплового баланса парового котла. Текущие рабочие значения удовлетворяют условиям технологических и теплообменных процессов, проходящих в топке. Пароперегреватель и хвостовые поверхности нагрева замены не требуют, так как расчеты по определению невязки < 10%, удовлетворяют условиям точности при работе на водомазутной эмульсии.

Так же произведен расчет текущих и капитальных затрат. Рассчитаны показатели эффективности инвестирования средств на приобретение диспергатора ДМ-30. На основе проведенного анализа экономического эффекта можно сделать вывод, что приобретение диспергатора является экономически выгодным для предприятия. Экономия текущих затрат составляет 2718915 руб. при сроке окупаемости предлагаемого решения два месяца.

Список литературы

- 1.Кормилицын В.И., Лысков М.Г., Румынский А.А. Подготовка мазута к сжиганию для улучшения технико-экономических и экологических характеристик котельных установок. // Новости теплоснабжения.- 2000.-№ 4.- с.19-21.
- 2.Кобзарь С.Г., Халатов А.А. Снижение выбросов оксидов в газовых котлах методом рециркуляции дымовых газов.//Промышленная теплотехника.- 2009.- № 4.- с. 5-11.

УДК 331.14

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ТРАВМАТИЗМ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Спаринская И.П.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

isparinskaya@mail.ru

***Аннотация.** Проанализированы данные, отражающие состояние производственного травматизма в горнодобывающей отрасли РФ. Проведена типология несчастных случаев со смертельным исходом по травмирующим факторам.*

Ключевые слова: горнодобывающая промышленность; качество производственной среды; производственный травматизм; главные травмирующие факторы.

OCCUPATIONAL INJURIES IN THE MINING INDUSTRY

Sparinskaya I.P.

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

Abstract. *The data reflecting the state of occupational injuries in the mining industry of the Russian Federation. Spend a typology of accident fatalities on the traumatic factors.*

Keywords: *the mining industry; the quality of the working environment; occupational injuries; major traumatic factors.*

По данным Федеральной службы государственной статистики [1] в последние годы имеет место стойкая тенденция к снижению показателей производственного травматизма в Российской Федерации (таблица 1).

Однако показатели частоты смертельного и тяжелого травматизма все еще значительно превышают допустимые уровни риска. Принято считать, что индивидуальный риск гибели под действием техногенных опасностей должен находиться в пределах от 10^{-7} до 10^{-6} (смертельных случаев/чел.год) [2], тогда как фактические значения в настоящее время имеют порядки в пределах 10^{-5} – 10^{-4} . Более того, например в 2011 году численность погибших на производстве в Российской Федерации превысила аналогичный показатель в развитых странах (в Германии – в 4 раза, во Франции – в 5,5 раза, в Японии – в 2,5 раза) [3]. Это определяет важность и актуальность исследований динамики показателей и особенностей производственного травматизма в РФ.

Для горнодобывающей промышленности характерен комплекс производственных факторов, способных влиять на уровень производственного травматизма [1, 4]. Проведем сравнительный анализ факторов неблагоприятности производственной среды предприятий горнодобывающей промышленности и обрабатывающих производств (таблица 2).

Таблица 1 – Производственный травматизм в РФ

Год	Число пострадавших, в том числе со смертельным исходом, на 1000 работающих	Число пострадавших со смертельным исходом, на 1000 работающих	Потери рабочего времени по причине несчастных случаев, млн. чел. час
2005	3,1	0,124	
2006	2,9	0,119	2,3
2007	2,7	0,124	
2008	2,5	0,109	2,7
2009	2,1	0,09	
2010	2,2	0,094	2,2
2011	2,1	0,086	
2012	1,9	0,084	1,8

Таблица 2 – Удельный вес численности работников, занятых во вредных и опасных условиях труда (в процентах от общего числа работников данного вида деятельности)

Год	Вид производственной деятельности	
	Добыча полезных ископаемых	Обрабатывающие производства
Работают в условиях, не соответствующих гигиеническим нормативам		
2006	35,0	24,4
2007	37,9	25,3
2008	39,1	26,8
2009	40,3	28,2
2010	42,5	29,6
2011	45,3	31,5
2012	46,2	33,4
Заняты на тяжелых работах		
2006	16,0	4,8
2007	18,8	6,3
2008	20,2	7,2
2009	21,7	8,0
2010	22,8	9,1
2011	25,5	10,5
2012	26,6	11,6
Работают на оборудовании, не отвечающем требованиям охраны труда		
2006	1,5	0,3
2007	1,5	0,4
2008	1,5	0,4
2009	1,5	0,4
2010	1,5	0,5
2011	1,8	0,5
2012	1,6	0,6

Обращает внимание факт, что производственная среда, не зависимо от вида деятельности, с течением времени становится все более агрессивной по отношению к человеку, предъявляя растущие требования к компенсаторным и адаптационным механизмам организма. На предприятиях по добыче полезных ископаемых в рассматриваемый период значительно большая часть производственного коллектива работала во вредных и опасных условиях и выполняла тяжелые работы по сравнению с обрабатывающими производствами. Это может быть косвенной причиной более высоких

уровней производственного травматизма в горнодобывающей промышленности. Так, в 2011 году показатели общего производственного травматизма в организациях, осуществляющих добычу полезных ископаемых, ($K_{\text{ч}}=2,6$; $K_{\text{ч.см.}}=0,173$) превышали данные показатели по Российской Федерации в 1,3 и 2,0 раза [5].

Рассмотрим показатели общего травматизма и травматизма со смертельным исходом на предприятиях горно-металлургического комплекса (таблица 3) и сравним их с показателями в целом по РФ.

Таблица 3 – Показатели производственного травматизма работников предприятий горно-металлургического комплекса (по первичным данным Горно-металлургического профсоюза России [6])

Год	Число пострадавших, в том числе со смертельным исходом, на 1000 работающих ($K_{\text{ч}}$)	Число пострадавших со смертельным исходом, на 1000 работающих ($K_{\text{ч.см.}}$)
2004	2,5	0,134
2005	2,4	0,125
2008	2,1	0,108
2010	2,0	0,102
2011	1,9	0,093
2013	1,7	0,074
2014	1,8	0,105

Во все сравниваемые годы (2005, 2008, 2010, 2011) уровень общего травматизма работников горно-металлургических предприятий был несколько ниже общероссийских показателей, тогда как показатель травматизма со смертельным исходом был выше в 1,1 раза во все годы кроме 2008.

Управлением горного надзора Федеральной службы по экологическому, техническому и атомному надзору России приведены данные, отражающие изменения уровня травматизма со смертельным исходом и аварийности на фоне динамики объемов добычи горных масс горными предприятиями (рисунок 1) [7]. Просматривается явная связь между показателями травматизма и аварийности, в то время как изменения объемов добычи не оказывают прямого воздействия на уровни аварийности и травматизма.

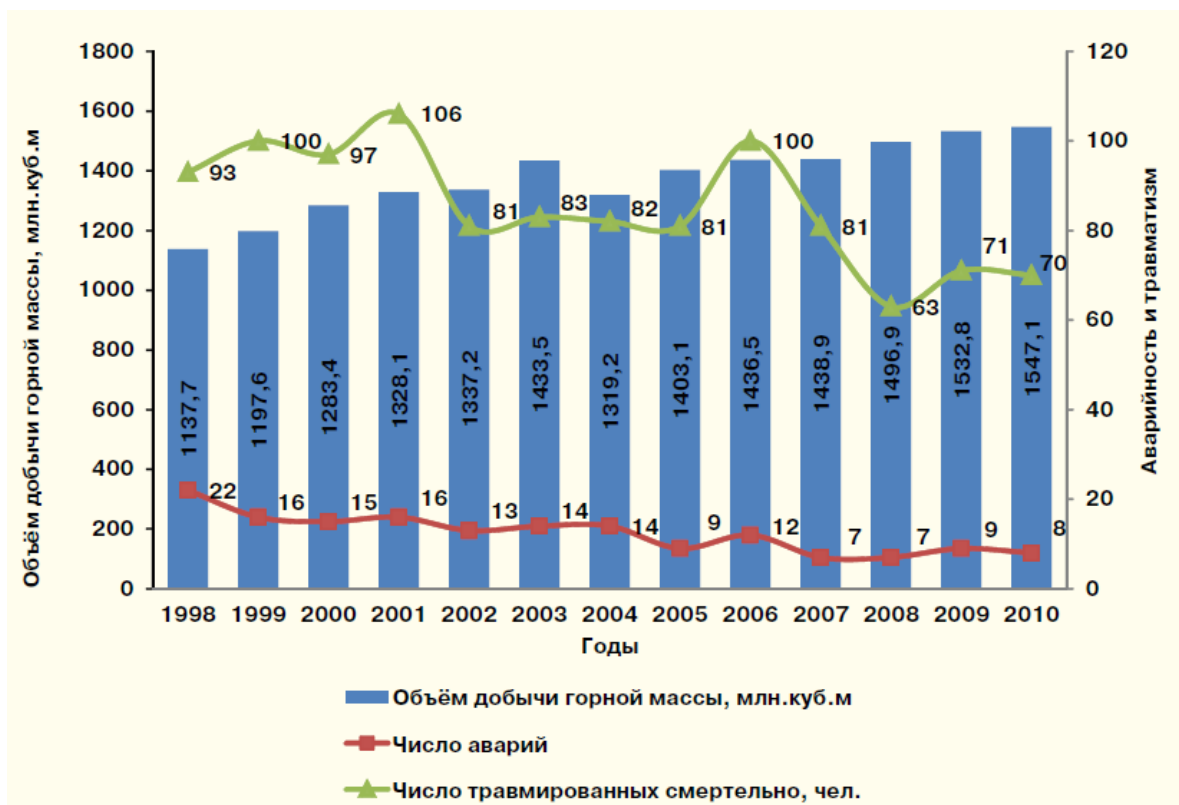


Рисунок 1 – Динамика объемов добычи горной массы, уровней травматизма со смертельным исходом и аварийности в горнодобывающей промышленности РФ[7]

По первичным данным Гостехнадзора РФ [7] изучены травмирующие факторы в несчастных случаях со смертельным исходом на предприятиях горнодобывающей промышленности за ряд лет. Результаты приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Распределение случаев травмирования со смертельным исходом в горнодобывающей промышленности РФ по травмирующим факторам (среднее значение за ряд лет, в процентах)

Периоды	Травмирующие факторы								Всего
	Обрушение горной массы	Технологический транспорт	Взрыв	Механизмы	Электрический ток	Отравление	Падение с высоты	Прочие	
2001-2003, 2009-2010	22,7	26,5	2,0	19,2	10,5	2,3	12,0	4,8	100
2001-2003	20,1	26,6	2,0	18,0	11,4	2,8	11,8	7,3	100
2009-2010	33,3	23,3	1,7	23,3	5,0	0	11,7	1,7	100

За весь период исследования 91% случаев травматизма со смертельным исходом происходили при воздействии 5 травмирующих факторов: технологический транспорт, обрушение горных масс, механизмы, падение с высоты, электрический ток. Ведущее место среди травмирующих факторов принадлежит технологическому транспорту

(26,5%). Анализируя данные по годам, установили, что за десять лет структура типологии несчастных случаев изменилась: если на первом месте среди травмирующих факторов в начале десятилетия (2001-2003 годы) находился технологический транспорт (26,6%), то в конце десятилетия (2009-2010 годы) это место принадлежит обрушению горных масс – третья часть всех несчастных случаев со смертельным исходом (33,3%). Повысили свой рейтинг среди травмирующих факторов механизмы – с 18,0% до 23,3%. В то же время доля несчастных случаев под действием электрического тока уменьшилась более чем в 2 раза (с 11,4% до 5,0%). Причины изменения типологии травматизма нуждаются в дальнейшем изучении, однако априори можно предположить, что это отражение успехов и провалов в организации производственного процесса в целом, и деятельности служб охраны труда, в частности.

Список литературы

1. Труд и занятость в России: Сборники Федеральной службы государственной статистики, 2003, 2005, 2007, 2009, 2011, 2013 [Электронный ресурс] URL: http://www.gks.ru/wps/wcm/connect/rosstat_main/rosstat/statistics/publications/catalog/doc_1135087_342078 (дата обращения 07.10.2015)
2. Занько Н.Г., Малаян К.Р., Русак О.Н. Безопасность жизнедеятельности: Учебник, 13-е изд., испр./ Под ред. О.Н. Русака.– СПб.: Издательство «Лань», 2010.– 672 с.: ил.– (Учебники для вузов. Специальная литература). ISBN 978-5-8114-0284-7
3. Справка Минздравсоцразвития РФ о состоянии охраны труда, 2012 [Электронный ресурс] URL: <http://www.ohranatruda.ru/news/901/147600/> (дата обращения 07.10.2015)
4. Руководство по гигиене труда. В 2 томах. Т. II/ Под ред. Н.Ф. Измерова.– М.: Медицина, 1987.–448 с.: ил.
5. Мониторинг производственного травматизма в Российской Федерации: Клинский институт охраны и условий труда [Электронный ресурс] URL: <http://www.kiout.ru/info/publish/448> (дата обращения 07.10.2015)
6. Горно-металлургический профсоюз России: официальный сайт. Охрана труда [Электронный ресурс] URL: <http://www.gmpr.ru/upload/iblock/c34/sayt-za-5mes-2015-goda-2.pdf> (дата обращения 07.10.2015)
7. Информационный бюллетень Федеральной службы по экологическому, техническому и атомному надзору: Bull_1_27-28.pdf, Bull_7_26-35.pdf, Bull_13_47-52.pdf, Bull_13_53-55.pdf, Bull_43_17-38.pdf, Bull_49_33-43.pdf [Электронный ресурс] URL: <http://ib.safety.ru/assets/pdf/> (дата обращения 08.10.2015)

**ПОЛУЧЕНИЕ ИЗ ЛЕЙКОКСЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА
АНОСОВИТОВОГО ПРОДУКТА – СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА
ПИГМЕНТНОГО TiO_2 СЕРНОКИСЛОТНЫМ СПОСОБОМ**

Копьёв Д.Ю., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В., Олюнина Т.В., Леонтьев Л.И.

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

г.Москва

dimas1803@mail.ru

***Аннотация.** Российская титановая отрасль полностью обеспечивается сырьем за счет импорта. Для снижения зависимости от импортных поставок необходимо создать собственную сырьевую базу титана. Одним из перспективных титановых месторождений является крупнейшее в России Ярегское месторождение лейкоксеновых песчаников. В ИМЕТ РАН нами была разработана технология переработки лейкоксеновых концентратов с получением синтетического рутила для дальнейшей его переработки хлорным способом. В 2014 г. в России появился крупный производитель пигментного TiO_2 по сернокислотному способу - предприятие "Крымский титан". Синтетический рутил не подходит для сернокислотного способа получения TiO_2 , так как он плохо разлагается в серной кислоте. Однако известно, что химическая активность аносовита (Ti_3O_5) в серной кислоте значительно выше. В связи с этим в настоящей работе рассмотрена возможность получения аносовитного продукта путем корректировки параметров магнетизирующего обжига технологической схемы по переработке лейкоксенового концентрата с получением синтетического рутила.*

***Ключевые слова:** Ярегское месторождение; лейкоксен; магнетизирующий обжиг; рутил; аносовит.*

**PRODUCTION FROM LEUCOXENE CONCENTRATE OF ANOSOVITE
PRODUCT WHICH MAY BE USED AS RAW MATERIAL FOR THE PRODUCTION
OF PIGMENT TiO_2 BY SULPHATE METHOD**

Kopyev D.Y., Sadykhov G.D., Goncharenko T.V., Olyunina T.V., Leontiev L.I.

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

Moscow

dimas1803@mail.ru

***Abstract.** Russian titanium industry is completely meet the requirement in raw materials by import. To reduce dependence on imports need to create its own resource base of titanium. One of the most promising and largest deposits of titanium in Russia is the Yaregskoye deposit of*

leucoxene sandstones. The IMET RAS we have developed technology for processing Leucoxene concentrates to produce synthetic rutile for further processing chlorine method. In 2014, appeared in Russia a large producer of TiO₂ pigment by sulfuric acid method, the company "Crimea Titan". The synthetic rutile is not suitable for the sulfuric acid process for producing TiO₂, it has been poorly decomposed in sulfuric acid. However it is known that the reactivity of anosovite (Ti₃O₅) in sulfuric acid is much higher. In this regard, in this paper we consider the possibility of anosovite production by adjusting the parameters of magnetizing roasting of flowsheet for processing leucoxene concentrate to produce synthetic rutile.

Keywords: *Yaregskoe deposit; leucoxene; magnetizing roasting; rutile; anosovite.*

С распадом СССР крупное производство металлического титана (в настоящее время ВСМПО-АВИСМА) осталось в России, а сырьевая база этого производства теперь принадлежит другому государству - Украине. В 2014 г. Россия с возвращением Крыма получила крупное производство (~100 тыс. т) пигментного диоксида титана сернокислотным способом [1]. Это обстоятельство усилило сырьевую зависимость титановой отрасли России от поставок импортного сырья (преимущественно с Украины) и текущей политической конъюнктуры. При этом стоит отметить, что в связи с девальвацией рубля цены на ввозимое сырьё значительно возросли. Данные обстоятельства являются достаточными основаниями для создания собственной сырьевой базы титана в России. Особенно ввиду того факта, что по объему разведанных запасов титанового сырья Россия занимает второе место в мире [2].

Практически все запасы титана России связаны с месторождениями коренного типа (более 97%) [3]. Из них наибольшее количество приходится на лейкоксеновые, ильменит-титаномагнетитовые и титаномагнетитовые руды. Ярегское месторождение нефтеносных лейкоксеновых песчаников в Республике Коми является крупнейшим отечественным месторождением титановых руд (около 40% запасов титана в России). Основным титансодержащим минералом этого месторождения является лейкоксен, представляющий собой полиминеральный агрегат из тонко проросших оксидов титана и кварца, а также оксидов железа. Ярегское месторождение выгодно отличается от других месторождений относительно высоким содержанием TiO₂ в руде (10-12%), а на отдельных участках – до 14% TiO₂ [4].

Лейкоксеновые руды обогащались методом флотации с использованием собирательных свойств нефти. Полученный концентрат после извлечения нефти и окислительного обжига, проводимого для удаления её остатков, содержал, (%): TiO₂ 47—52; SiO₂ 41-45; Fe₂O₃ 2-3,5; Al₂O₃ 2-3,5; CaO + MgO 0,5-1,0 [5]. Присутствие большого

количества кремнезема в концентрате делает невозможным его применение в качестве сырья для производства металлического титана и пигментного TiO_2 без дополнительной обработки. Кремнезем в концентрате присутствует как в виде тонких вкраплений кварца в рутиле, так и в виде отдельных зерен и сростков кварца с зернами лейкоксена. Более глубокое флотационное обогащение концентрата невозможно ввиду резкого роста потерь титана с хвостами обогащения. Провести его удаление можно только химическими методами, например, с применением щелочного выщелачивания.

В ИМЕТ РАН нами проводятся исследования по переработке лейкоксенового концентрата с получением синтетического рутила, а также попутного ценного продукта - синтетического волластонита [6-8]. В результате были разработаны основные операции технологии: высокотемпературный магнетирующий обжиг, электромагнитная сепарация, щелочное выщелачивание магнитной фракции, регенерация щелочи с использованием извести и прокаливание выделенного гидрата метасиликата кальция.

При магнетирующем обжиге выполняются две задачи: титансодержащие фазы приобретают магнитные свойства, а также повышается химическая активность

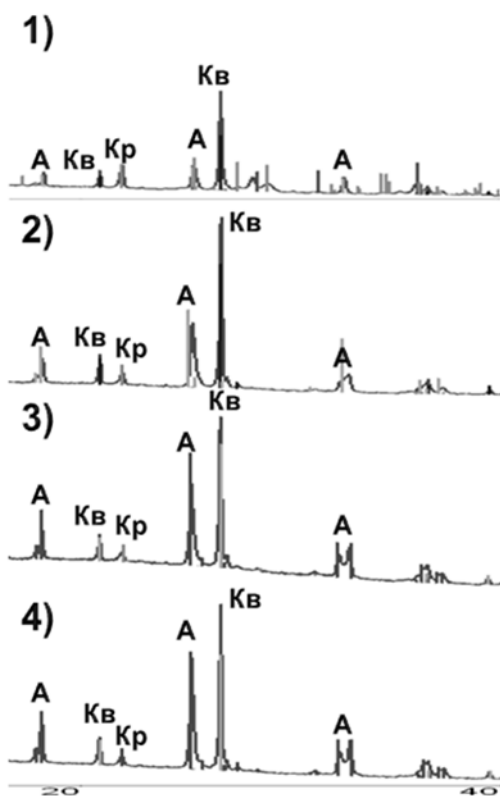


Рисунок 1 - Дифрактограммы образцов, восстановленных при 1350 °С в течение 60 минут при добавке $C, \%$: 1) 0,63; 2) 2,5; 3) 5,0; 4) 7,5
А – аносовит; Кв – кварц; Кр - кристобалит

кремнезема относительно щелочных растворов. Появление магнитных свойств у титансодержащих фаз обусловлено восстановлением углеродом равномерно распределенных оксидов железа до металлического состояния. Активация кремнезема внутри зерён лейкоксена происходит в результате полиморфного превращения кварца в кристобалит, химическая активность которого в щелочных растворах значительно выше.

Электромагнитная сепарация обожженного продукта позволяет удалить свободные зерна кварца. В результате в обогащенном концентрате содержание TiO_2 повышается до 63-67%. Остаточный кремнезем представляет собой тонко вкрапленный в рутил кристобалит и обладает высокой химической активностью, что позволяет удалить его при выщелачивании магнитной фракции растворами

NaOH при атмосферном давлении и температуре 100°C. После выщелачивания силикатный раствор направляется на регенерацию щелочи оксидом кальция, при этом

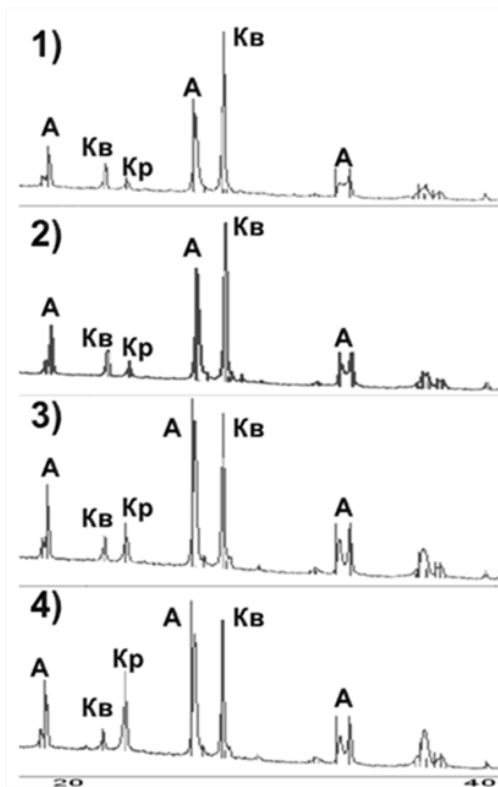


Рисунок 2 - Дифрактограммы образцов, восстановленных в течение 60 минут при добавке 7,5% С при температуре, °С:
1) 1300; 2) 1350; 3) 1400; 4) 1450
А – аносовит; Кв – кварц; Кр - кристобалит

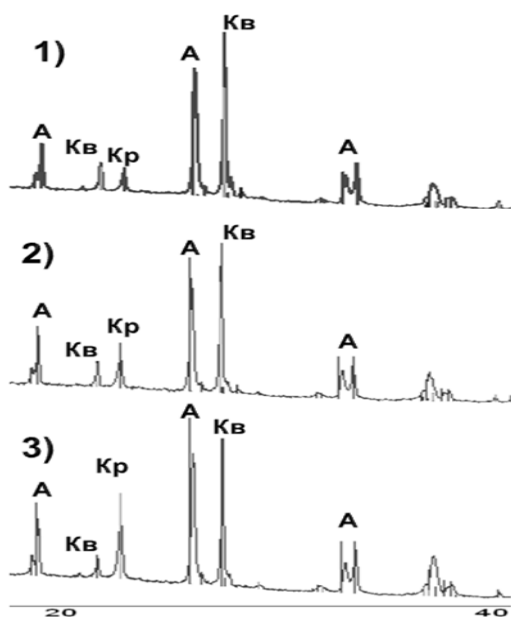


Рисунок 3- Дифрактограммы образцов, восстановленных при 1450 °С с добавкой 7,5% С при продолжительности, мин.: 1) 15 ; 2) 30; 3) 60
А – аносовит; Кв – кварц; Кр - кристобалит

получается попутный продукт - синтетический волластонит. Полученный синтетический рутил после контрольной электромагнитной сепарации и сушки содержит более 90% TiO_2 и может быть использован как высококачественное сырьё для переработки хлорным способом.

Однако для производства диоксида титана по сернокислотному способу синтетический рутил не пригоден, так как он плохо вскрывается серной кислотой. Известно, что химическая активность аносовита (Ti_3O_5) по отношению к серной кислоте значительно выше, чем рутила [9]. Поэтому повысить вскрываемость лейкоксенового концентрата серной кислотой можно при восстановлении рутила (TiO_2) до аносовита (Ti_3O_5). Для более глубокого восстановления титановых фаз требуется корректировка параметров магнетизирующего обжига, и прежде всего – увеличение количества восстановителя.

Исследование влияния количества восстановителя на образование аносовита при магнетизирующем обжиге проводили при температуре 1350°C и продолжительности 60 минут. Количество добавляемого углерода (в виде сажи) варьировали в интервале от 0,6 до 7,5% от массы концентрата. В результате было установлено, что с увеличением количества восстановителя увеличивается количество аносовита в восстановленном продукте, особенно в интервале от 0,6 до 5,0% (рис. 1).

Влияние температуры магнетизирующего обжига на образование аносовита изучали на

образцах, содержащих 7,5% восстановителя, при продолжительности 60 минут в интервале 1300-1450°C. С ростом температуры обжига в этом интервале количество образующегося аносовита также увеличивается (рис. 2). Наибольшее количество аносовита образуется при 1350-1400°C.

Изменение продолжительности магне-тизирующего обжига с 15 до 60 минут при температуре 1450°C и добавке 7,5% углерода показало, что процесс образования аносовита идет во времени, т.е. увеличение продолжительности процесса приводит к образованию большего количества аносовита.

На основании проведенных исследований можно сделать вывод, что для возможно более полного перевода титановых фаз в аносовит при магнетизирующем обжиге, процесс следует проводить с добавкой 5-7,5% твердого восстановителя при температуре 1400-1450°C в течение 60 минут. Полученный в этих условиях материал разлагали концентрированной серной кислотой при 200°C. Степень разложения титансодержащих фаз концентрата составила 94,3%.

Проведенные исследования показали принципиальную возможность путем корректировки режима магнетизирующего обжига лейкоксенового концентрата получить аносовитовый продукт, который является качественным сырьем для сернокислотного способа получения пигментного TiO₂.

Список литературы

1. Ашпина О.М. Крымская химия. // TheChemicalJournal, №5, 2014, с. 28-32.
2. Архипова Ю.А. Перспективы освоения минерально-сырьевой базы титана на Дальнем Востоке России. // Metallurg, №9, 2011, с. 4-10.
3. Л.П. Тигунов, Л.З. Быховский, Л.Б. Зубков. Титановые руды России: состояние и перспективы освоения/ «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая, № 17, М.: Изд-во ВИМС, 2005.
4. Швецова И.В. Минералогия лейкоксена Ярегского месторождения. – М.: Наука, 1975.
5. Игнатьев В.Д., Бурцев И.Н. Лейкоксен Тимана. СПб., Наука, 1997г.
6. Копьёв Д.Ю. Физико-химические и технологические основы комплексной переработки лейкоксенового сырья // X Российская ежегодная конференция молодых научных сотрудников и аспирантов «Физико-химия и технология неорганических материалов» (Москва, 22-25 октября 2013 г.).
7. Анисонян К.Г. Очистка лейкоксена от кварца с применением магнетизирующего обжига // Сборник материалов VIII Российской ежегодной конференции молодых научных

сотрудников и аспирантов «Физико-химия и технология неорганических материалов» (15-18 ноября 2011 г.) – М.: ИМЕТ РАН, 2011. -С.501.

8. Заблочкая, Ю.В. Особенности процессов автоклавного выщелачивания лейкоксенового концентрата с участием $\text{Ca}(\text{OH})_2$ / Ю.В. Заблочкая, Г.Б. Садыхов, Т.В. Гончаренко, Т.В. Олюнина, К.Г. Анисонян, Р.К. Тагиров. // Металлы. - 2011. - №6. - С. 9-14.

9. Л.И. Леонтьев, Н.А. Ватолин, С.В. Шаврин, Н.С. Шумаков. Пирометаллургическая переработка комплексных руд. М.: Metallurgia. 1997. 432 с.

УДК 669.295

**ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЛЕЙКОКСЕНОВЫХ РУД ЯРЕГСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННЫМ СЫРЬЕМ
ТИТАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ**

Заблочкая Ю.В., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В., Гончаренко Т.В.

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

nboxclear@gmail.com

***Аннотация.** Предложен способ переработки лейкоксеновых руд Ярегского месторождения с получением отечественного титанового сырья, пригодного для производства титана и его пигментного диоксида. Также показана возможность комплексного использования данного сырья с попутным получением синтетического игольчатого волластонита.*

***Ключевые слова:** Ярегское месторождение; титановое сырье; искусственный рутил; синтетический волластонит.*

**PROSPECTS FOR THE USE OF LEUCOXENE ORE YAREGA FIELD FOR THE
DOMESTIC PRODUCTION OF RAW MATERIALS OF TITANIUM INDUSTRY OF
RUSSIA**

Zablotskaya Yu. V., Sadykhov G.D., Olyunina T.V., Goncharenko T.V.,

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

nboxclear@gmail.com

***Abstract.** The method of processing leucoxene ore Yarega field with the receipt of domestic titanium feedstock suitable for the production of titanium dioxide pigment. Also the possibility*

of complex use of raw materials associated with production of synthetic needle-shaped wollastonite.

Keywords: *Yarega deposit; titanium raw materials; artificial rutile; synthetic wollastonite.*

Основная область применения титана – использование в качестве титановых пигментов, представляющих собой белый диоксид титана. Для его производства используется около 90% титанового сырья. Пигментный диоксид титана используется для получения титановых белил, в производстве бумаги, резины, пластиков, керамики и др. Вторым основным направлением является производство металлического титана и его сплавов, масштаб использования которых является показателем степени развития научно-технического прогресса в стране. Ведущими в мире производителями металлического титана являются Россия, Казахстан, Украина, Китай, США и Япония. Кроме того, титановые концентраты используются для производства ферротитана и в электродной промышленности для обмазки сварочных электродов [1, 2]. Последние годы отмечены быстро растущим спросом на новый вид продукции - высокочистый нанодиоксид титана, который обладает уникальными фотокаталитическими свойствами и имеет широкие возможности применения в солнечных батареях. Также нанодиоксид применяют в космической отрасли и в производстве специальных пластмасс для защиты от ультрафиолетового излучения, при изготовлении самоочищающихся стекол, фотокатализаторов, электрохромных дисплеев.

Россия располагает крупными запасами титана, однако не имеет титанового сырья, удовлетворяющего требованиям титановой и химической промышленности, что вызывает необходимость работать на импортном титановом сырье. Основными странами-импортерами ильменитовых и рутиловых концентратов являются Украина (около 80%), Австралия, Индия и др. [3, 4]. В 2014 г. правительством РФ была поставлена актуальная задача по изысканию новых возможностей для импортозамещений в промышленности и сельском хозяйстве, в связи с чем необходимо разрабатывать и развивать собственную титановую сырьевую базу. С этой целью одним из перспективных источников могут стать нефтеносные лейкоксеновые песчаники Ярегского месторождения на Южном Тимане (Республика Коми), на долю которого в балансовых запасах титана в России составляет около 40%. Песчаники богаты по титану и содержат порядка 10-12% TiO_2 , но присутствие нефти и минеральный состав данного месторождения позволяет относить его к достаточно оригинальному рудному сырью, не имеющим аналогов в мире и требующее разработки новых технологий переработки.

Отличительной особенностью лейкоксена этого месторождения является сложный полиминеральный состав и высокое содержание кремнезема. В нем содержатся 2,5-3,5%

Fe_2O_3 , 3-4% Al_2O_3 , редкие (Nb, Ta, Zr) и редкоземельные элементы (Y, Nd, Gd, Sm, Eu). Государственным балансом запасов Российской Федерации по Ярегскому месторождению учтено по промышленным категориям 219,4 тыс. т редких земель (1,2% от общероссийских) и по категории C_2 -811,7 тыс. т при среднем содержании 0,04%.

После предварительного удаления нефти и обогащения получают кремнисто-титановый концентрат с высоким содержанием кварца (45-50%) [5]. При этом основным титановым минералом является лейкоксен, представляющий собой рутиловую сетчатую матрицу, густо заполненную мелкодисперсным кварцем (крупностью 1-40 мкм). Содержание TiO_2 и SiO_2 в них изменяется в пределах 56-67 и 25-30%, соответственно. Примерно 1/5 часть всего кварца представлена отдельными зернами той же крупности (от -0,315 до +0,1 мм), что и лейкоксен, и зернами-сростками с ним. Этот кварц имеет близкую флотационную активность с зернами лейкоксена, что затрудняет его полное удаление флотационными методами. Использование такого концентрата в качестве титанового сырья без предварительного обескремнивания связано со значительными технологическими трудностями, которые отрицательно сказываются на рентабельности производства титановой продукции.

Ранее разработанные технологии по обогащению руды показали принципиальную возможность переработки лейкоксенового концентрата с получением различных многофункциональных материалов на основе титана. Однако в настоящее время ни один проект по переработки нефтеносно-лейкоксеновых песчаников с получением богатого по титану сырья не был реализован в промышленных масштабах.

В ИМЕТ РАН проводятся исследования по обогащению лейкоксеновых концентратов с целью разработки эффективной технологии обескремнивания данного сырья с получением искусственного рутила и волластонита. Лейкоксеновый концентрат после предварительного магнетизирующего обжига и электромагнитной сепарации, в результате которой происходит удаление свободного кварца, подвергался глубокому обескремниванию в автоклаве при повышенных температурах известковым молоком [6, 7].

Удаление остаточного кремнезема из предварительно обогащенного кремнисто-титанового концентрата, содержащего 66,7% TiO_2 , 27,7 SiO_2 ; 2,4 Al_2O_3 ; 1,3 Fe_2O_3 , осуществляется в результате автоклавного выщелачивания известковым молоком при температуре 200-220°C и соотношении $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1$. Процесс автоклавного обескремнивания кремнисто-титановых концентратов известковым молоком осуществляется в присутствии небольшого количества NaOH, выступающего в качестве инициатора и транспортного агента в процессе связывания SiO_2 в CaSiO_3 . Связывание

мелкодисперсного кремнезема с CaO в CaSiO₃ протекает ступенчато через образование на первой стадии промежуточного соединения Na₂SiO₃ в результате взаимодействия SiO₂ с NaOH. Далее происходит осаждение SiO₂ из раствора известковым молоком, в результате чего образуется CaSiO₃ и высвобождается свободная щелочь, которая таким образом постоянно циркулирует в системе. Концентрат при выщелачивании практически полностью освобождается от кремнезема, что подтверждается результатами микроскопического анализа рутильного продукта (рис.1). Пульпу после выщелачивания разделяют на рутильный продукт и гидрат метасиликата кальция с помощью мокрой магнитной сепарации при напряженности магнитного поля 3,0-5,0 кЭ.

Al₂O₃ 1,8; Fe_{общ} 2,7 и около 1% примесей. По содержанию TiO₂ этот продукт является искусственным рутилом и представляет собой ценное сырье для производства титана и пигментного TiO₂ хлорным способом. При этом содержащиеся в лейкоксеновом концентрате редкие и редкоземельные элементы концентрируются в рутильном продукте, что существенно облегчает их дальнейшее извлечение (в виде твердого остатка) при производстве тетрахлорида титана.

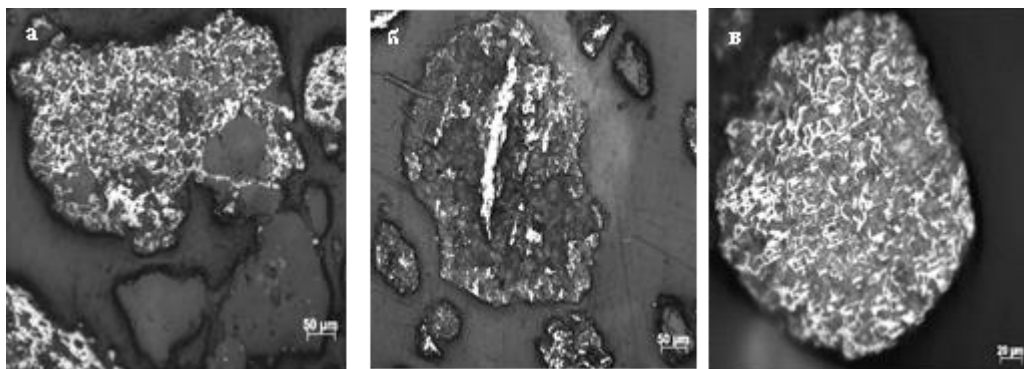


Рис.1. Микрофотографии исходного лейкоксенового концентрата Ярегского месторождения (а) и выщелоченных зерен лейкоксена после автоклавного обескремнивания (б, в). Светлое - рутил, серое - кварц, темное – поры.

Гидрат метасиликата кальция фильтруют, при этом получают осадок, содержащий до 80-85% воды, затем сушат и прокаливают при 1000-1050°С, в результате чего происходит удаление воды. При высоких температурах термической обработки происходит кристаллизации метасиликата кальция со структурой β-волластонита, что подтверждается рентгенофазовым анализом. Полученный волластонит представляет собой белое высокодисперсное вещество, содержащее 50,2% SiO₂, 46,9% CaO, до 0,9% TiO₂ и до 1,6% Na₂O. Потери титана с волластонитом незначительны и составляют всего 0,5-0,7%. Содержание примесей соответствует требованиям технических условий для различных марок волластонита (до 10%).

Морфологию метасиликата кальция, высушенного при 105°C и прокаленного при 1050°C, изучали с помощью растрового электронного микроскопа LeO-430i (рис. 2). В результате было показано, что образцы представляют собой агломераты различной формы от округлой до изометрической размером от 4 до 20-30 мкм, состоящие из игольчатых кристаллов. Длина (L) и диаметр (D) отдельных "иголок" составляет, соответственно, 2-5 мкм и ~0,2 мкм.

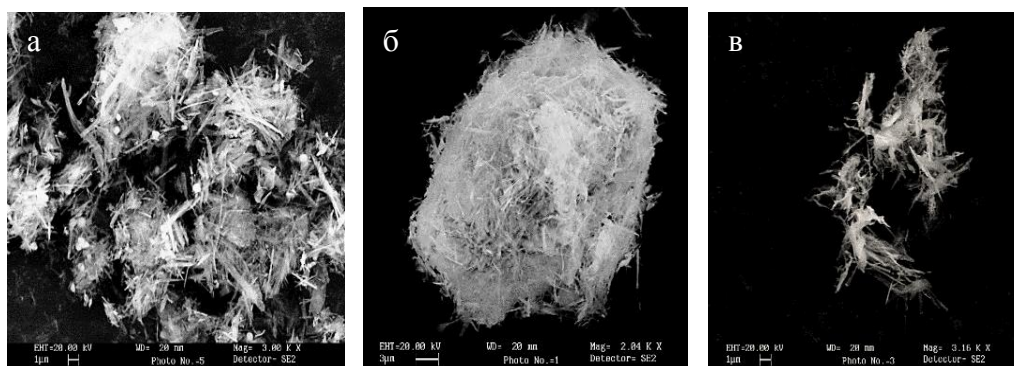


Рис. 2. Микрофотографии образцов силиката кальция, высушенного при 105°C (а) и прокаленного при 1050°C (б, в).

Волластонит является многофункциональным универсальным сырьем для производства лакокрасочных материалов, высокотемпературной керамики и др. Он используется как экологически чистый наполнитель, как заменитель асбеста, каолина, мела, диоксида титана, талька [7]. Стоимость синтетического волластонита составляет от 300 до 600 долларов за тонну. В связи с этим получение волластонита попутно с получением искусственного рутила позволит заполнить существующую нишу на российском рынке и создать рентабельное производство.

На основании проведенных исследований разработана экологически чистая, замкнутая технологическая схема переработки лейкоксенового концентрата Ярегского месторождения с получением искусственного рутила ($\geq 90\%$ TiO_2 и до 2,5% SiO_2). Реализация предлагаемой схемы при разработке Ярегского месторождения позволит решить важную задачу, направленную на создание надежной и качественной сырьевой базы для организации производства пигментного TiO_2 в России и на обеспечение титановой промышленности страны собственным сырьем при одновременном получении дефицитного и ценного материала – синтетического волластонита.

Список литературы

1. Рикошинский, А. Е. Мировой рынок пигментного диоксида титана. Состояние, тенденции, прогнозы / А. Е. Рикошинский // Снабженец. - 2004. - №9 (410). - С. 164-168.

2. Быховский, Л. З. Титан России: состояние, проблемы развития и освоения минерально-сырьевой базы: обзор / Л. З. Быховский, Л. Б. Зубков. – М.: ЗАО "Геоинформмарк", 1996. - 47с.
3. Мировой рынок титана [Электронный ресурс]. 15.08.2013. URL: <http://www.cmmarket.ru/markets/tiworld.htm>
4. Минприроды России публикует Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации за 2011 год» [Электронный ресурс]. 28.06.2013. URL: http://www.rudmet.ru/media/docs/3_16_ti.pdf
5. Игнатъев, В. Д. Лейкоксен Тимана / В. Д. Игнатъев, И. Н. Бурцев. – СПб.: Наука, 1997г. - 214 с.
6. Заблоцкая, Ю. В. Особенности процессов автоклавного выщелачивания лейкоксенового концентрата с участием $\text{Ca}(\text{OH})_2$ / Ю. В. Заблоцкая, Г. Б. Садыхов, Т. В. Гончаренко, Т. В. Олюнина, К. Г. Анисонян, Р. К. Тагиров. // Металлы. - 2011. - №6. - С. 9-14.
7. Анисонян, К. Г. Исследование процесса магнетизирующего обжига лейкоксенового концентрата / К. Г. Анисонян, Г. Б. Садыхов, Т. В. Олюнина, Т. В. Гончаренко, Л. И. Леонтьев // Металлы. – 2011. – № 4. – С. 62-66.
8. Гладун, В.Д. Перспективы создания производства синтетического волластонита в России / В.Д. Гладун, А.И. Холькин, Л.В. Акатьева // Химическая технология. - 2007. - №5. -С.201-204.

УДК 669.052

**ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА
ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

Гончаров К.В., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В., Олюнина Т.В.

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

г.Москва

goncharov-imet@mail.ru

***Аннотация.** На основе проведенных исследований разработан новый способ переработки титаномagnetитового концентрата, включающая в себя восстановительный обжиг с получением гранулированного чугуна (нагетсов) и титанованадиевого шлака и гидрометаллургическую переработку шлака с получением товарного V_2O_5 . При этом сквозное извлечение ванадия в 1,4-1,8 раза выше по сравнению с существующими промышленными способами. Особое внимание уделено влиянию защитной угольной подложки на процесс получения и качество титанованадиевых шлаков.*

Ключевые слова: титаномагнетитовый концентрат; прямое восстановление; пентаоксид ванадия; извлечение ванадия; угольная подложка; гранулированный чугун.

FEATURES OF THE DIRECT RECEIVING IRON METHOD APPLICATION AT PROCESSING THE TITANIUM MAGNETITE CONCENTRATE

Goncharov K. V., Sadykhov G. B., Goncharenko T. V., Olyunina T. V.

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

goncharov-imet@mail.ru

Abstract. On the basis of the carried out researches new method of processing of a titanium magnetite concentrate, including recovery roasting with obtaining the granulated cast iron (naggets) and complex Ti-V-slag and hydrometallurgical processing of slag with obtaining marketable V_2O_5 has been developed. Thus through extraction of vanadium is 1,4-1,8 times higher in comparison with the existing industrial ways. The special attention is given to influence of a protective coal bed on process of receiving and quality of Ti-V-slags.

Keywords: titanomagnetite concentrate; direct reduction; vanadium pentaoxide; vanadium extraction; coal bed; granulated cast iron.

Титаномагнетиты – основное сырье для извлечения ванадия. Традиционные способы переработки такого сырья имеют ряд недостатков. Переработка титаномагнетитов по коксодоменной схеме с последовательным получением ванадиевого чугуна и конвертерного ванадиевого шлака значительно затрудняется при использовании концентратов с повышенным 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.

В связи с этим в ИМЕТ РАН совместно с компанией «Петропавловск-черная металлургия» (Ариком) были проведены исследования по разработке нового направления комплексной переработки титаномагнетитов с применением метода прямого получения железа [1,2]. Основное отличие разработанной схемы от традиционных заключается в одностадийном высокотемпературном обжиге рудно-угольных окатышей титаномагнетитового концентрата в печи с вращающимся подом, при котором ванадий совместно с титаном остается в шлаковой фазе. Наряду с качественным железным продуктом получается комплексный титанованадиевый шлак, пригодный для дальнейшей переработки по гидрометаллургической схеме «окислительный обжиг-

сернокислое выщелачивание», позволяющей получить товарный пентаоксид ванадия и синтетический рутил. При этом сквозное извлечение ванадия в 1,4-1,8 раза выше по сравнению с существующими промышленными способами.

В ранее проведенных исследованиях были подробно изучены состав, структура титанованадиевых шлаков, а также возможность извлечения из них ванадия в зависимости от условий получения и дальнейшей переработки. Было показано, что для эффективного извлечения ванадия из титанованадиевых шлаков необходимо, чтобы содержание FeO в них было не менее 8%, а содержание CaO 10-20% [3-6].

Полученные титанованадиевые шлаки при высоких температурах (1300-1600°C) являются достаточно агрессивными по отношению к футеровке печи и для защиты футеровки в японской технологии «ITmk3» было предложено использование угольной подложки [7]. Однако применение угольной подложки приводит к неконтролируемому восстановлению железа и ванадия. В связи с этим были проведены исследования, направленные на улучшение показателей разрабатываемого одностадийного процесса восстановительного обжига титаномагнетитового концентрата с использованием угольной подложки и последующего гидрометаллургического извлечения ванадия.

Для снижения температуры плавления шлака и ограничения восстановления ванадия в металл нами применялись флюсующие добавки CaCO₃ и MnO (в виде MnO₂) в количестве 0-7 и 0-2,75% от массы концентрата, соответственно. [8]. Введение марганца также может способствовать, во-первых, пассивации ванадия в шлаковой фазе при высокой степени металлизации железа титаномагнетитового концентрата благодаря связыванию избыточного Al₂O₃ в шлаке в шпинелид MnAl₂O₄, а во-вторых, увеличению реакционной способности ванадийсодержащих фаз при окислительном обжиге шлака, в результате компенсации недостатка ионов Fe²⁺ в этих шлаковых фазах.

Исследования проводили на титаномагнетитовом концентрате Куранахского месторождения, имеющим следующий химический состав (%): 62,80 Fe_{общ}, 56,3 Fe₂O₃, 30,1 FeO, 6,14 TiO₂, 1,09 V₂O₅, 0,29 SiO₂, 3,81 Al₂O₃, 0,50 MgO, <0,1 CaO, 0,22 MnO, 0,58 Cr₂O₃, 0,03 (K,Na)₂O, 0,04 P₂O₅, 0,01 S. В качестве твердого восстановителя был использован каменный уголь Нерюнгринского месторождения (Якутия) (0,2% S_{общ}, 17,7% летучих, зольность 10,2%), расход которого изменялся в пределах 19-21%. Восстановительный обжиг проводился в области температур 1380-1425°C. Для определения оптимальных параметров извлечения ванадия титанованадиевый шлак подвергали окислительному обжигу в области температур 800-1250°C в течение 1 часа с последующим выщелачиванием продуктов обжига в слабокислом растворе H₂SO₄ (pH=2,5). По содержанию ванадия в растворе рассчитывали степень извлечения ванадия.

Установлено, что введение в шихту 19-20% угля и флюсующих добавок при восстановительном обжиге на защитной угольной подложке позволяет снизить температуру процесса до 1380-1425°C и около 80% ванадия сохранить в титанованадиевом шлаке. В результате последующего окислительного обжига при 1100-1140°C и сернокислотного выщелачивания степень извлечения ванадия из шлака в раствор достигает 84-87%.

На основании проведенных исследований была разработана принципиальная технологическая схема переработки титаномагнетитового концентрата с получением гранулированного чугуна и титанованадиевого шлака с последующим извлечением ванадия (рис. 1), отличающаяся высокой степенью сквозного извлечения ванадия 79-87% (с учетом полезного использования ванадия из чугуна). Окомкованную шихту восстанавливают в печи с вращающимся подом с применением защитной угольной подложки в течение 10-15 мин с достижением максимальной температуры 1380-1425°C. После выгрузки и охлаждения продукт подвергают дроблению и магнитной сепарации для отделения металлических гранул от шлака. При этом до 80% ванадия извлекается в титанованадиевый шлак, который содержит (%): 3,5-4,5% V_2O_5 , до 20% CaO, не менее 10% FeO, 25-30% TiO_2 , 18-20% Al_2O_3 , 6-8% SiO_2 , 2,4-2,7% Cr_2O_3 , 2,4-2,7% MgO, около 10% MnO и 0,3-0,5% (Na,K) $_2$ O.

Получаемые металлические гранулы (чугун) содержат 0,18-0,36% V, 2,5-3,0% C, 0,07% S и 0,01-0,016% P, 0,011-0,033% Si и могут быть успешно использованы для производства качественной легированной стали, а также могут служить высококачественным охладителем при конвертировании ванадиевого чугуна, особенно высококремнистого с низким содержанием ванадия (0,25-0,35% V). Также его можно использовать для непосредственного легирования стали.

Измельченный титанованадиевый шлак подвергают окислительному обжигу при температуре 1100-1140°C в течение 60 мин для перевода ванадия в кислоторастворимые ванадаты кальция. После выщелачивания серной кислотой при pH-2,5 и фильтрации ванадатный раствор, направляют на осаждение ванадия известными способами в виде гидрата или поливанадата аммония. Обработанный кислый раствор (pH-1,5-2) нейтрализуется и возвращается в процесс.

Значительное количество TiO_2 (около 30%) в остатках от выщелачивания предполагает их дальнейшую переработку с извлечением титана в виде искусственного рутила [9].

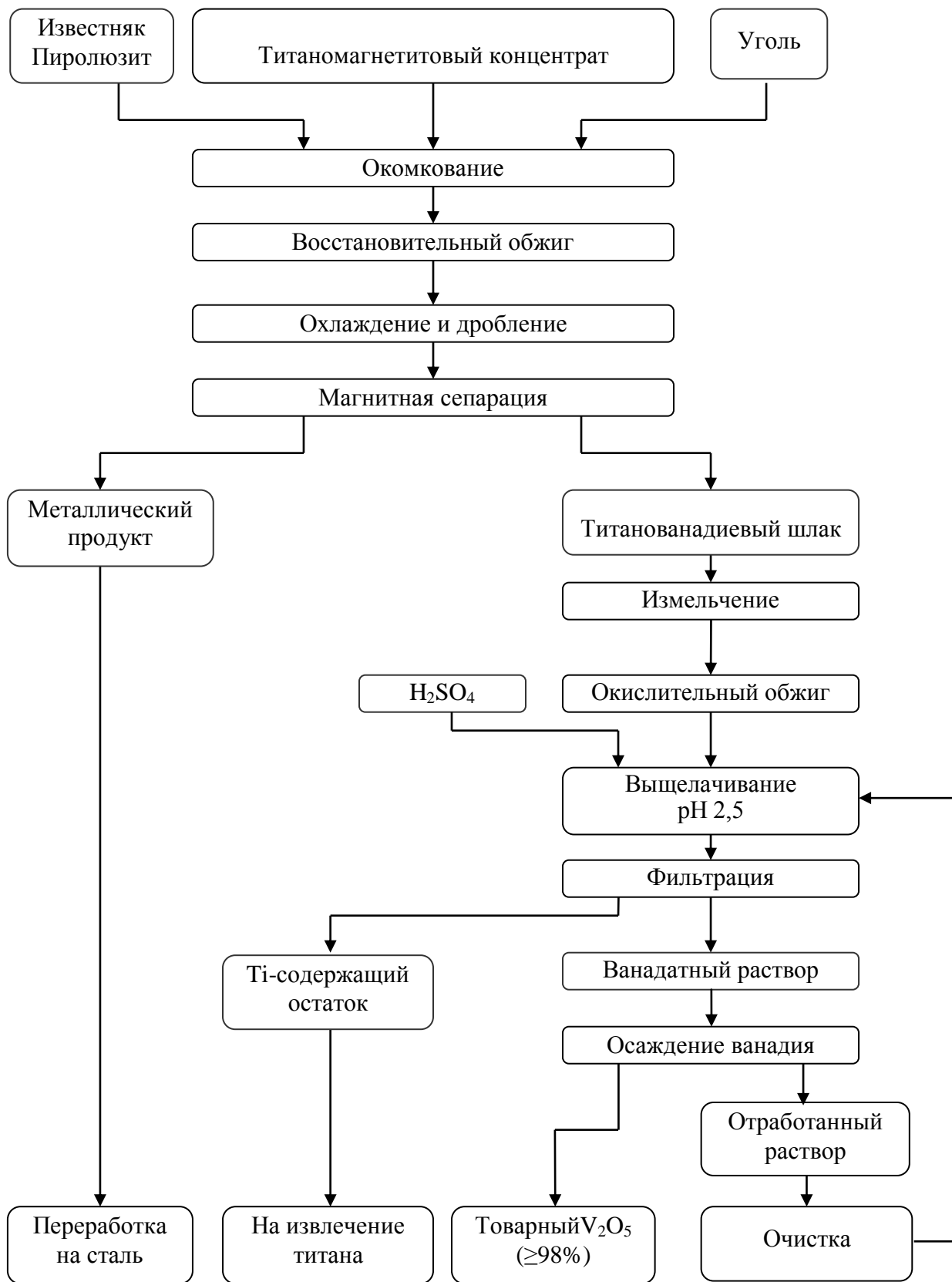


Рис.1. Принципиальная технологическая схема комплексной переработки титаномагнетитовых концентратов с прямым получением железа и с извлечением ванадия.

Список литературы

1. Патент РФ № 2399680. Способ металлизации титаномагнетитовых концентратов с получением железных гранул и титанованадиевого шлака / Макаров Ю.В., Садыхов Г.Б., Самойлова Г.Г., Мизин В.Г. Оpubл.: 20.09.2010 г., Бюл. № 26.
2. Патент РФ № 2365649. Способ извлечения ванадия из титанованадиевых шлаков./ Макаров Ю.В., Садыхов Г.Б., Самойлова Г.Г., Мизин В.Г. Оpubл.: 30.04.2008 г., Бюл. № 24.
3. Садыхов Г.Б., Гончаров К.В., Гончаренко Т.В, Олюнина Т.В. Особенности фазовых превращений при окислении кальцийсодержащих титанованадиевых шлаков и их влияние на образование ванадатов кальция. //Металлы, 2013, № 2, с.3-11.
4. Гончаров К.В.Изучение влияния содержания СаО на извлечение ванадия из титанованадиевых шлаков. //Материалы VI Российской ежегодной конференции молодых научных сотрудников и аспирантов, 17-19 ноября 2009г., Москва. Сборник статей, Москва, 2009, стр. 429-431.
5. Гончаров К.В. Изучение влияния добавок СаО на извлечение ванадия из титанованадиевых шлаков. //Сборник статей VII Российской ежегодной конференции молодых научных сотрудников и аспирантов, 8-11 ноября 2010г., Москва, 2010.
6. Гончаров К.В. Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В, Олюнина Т.В. Новый процесс извлечения ванадия из титаномагнетитовых концентратов. //Труды научно-практической конференции с международным участием и элементами школы для молодых ученых «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР». Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013, с. 199-202.
7. Официальный сайт компании Kobe Steel Ltd. [Электронный ресурс] / Kobe Steel Ltd.– Режим доступа: <http://www.kobelco.co.jp>, – свободный.
8. Леонтьев Л.И., Ватолин Н.А., Шаврин С.В., Шумаков Н.С. Пирометаллургическая переработка комплексных руд. - М.: Металлургия, 1997. - 432 с.
9. Садыхов Г.Б. Диссерт. на соиск. докт. техн. наук. Разработка научных основ и технологии комплексного использования титаномагнетитов с высоким содержанием диоксида титана. – М.:ИМЕТ РАН, 2001 313 с.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ АГЛОМЕРАЦИИ С ИЗМЕНЕНИЕМ
ТОНИНЫ ПОМОЛА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА**

Исаенко Г.Е., Хайдуков В.П., Баканова Е.А., Шпаков Р.Л.

ОАО “Новолипецкий металлургический комбинат”, Россия, г. Липецк

Липецкий Государственный Технический Университет, Россия, г. Липецк

isaenko_ge@nlmk.com

***Аннотация.** В работе экспериментально определены технологические параметры агломерационного процесса с изменением тонины помола концентрата, используемого в составе аглошихты. Установлена зависимость влияния тонины помола концентрата на показатели агломерации.*

***Ключевые слова:** агломерация; тонина помола концентрата; агломерационная чаша; прочность сырых гранул: термостойкость.*

**SINTERING TECHNOLOGY STUDIES WITH ALTERATION OF IRON ORE
CONCENTRATE GRINDING FINENESS**

Isaenko G.E., Khaidukov V.P, Bakanova E.A., Shpakov R.I.

NLMK, Russia, Lipetsk

Lipetsk State Technical University, Russia, Lipetsk

isaenko_ge@nlmk.com

***Abstract.** Process parameters of sinter production with the change in grinding fineness of concentrate used within sinter burden were experimentally determined in the work. Dependence of sintering indicators upon grinding fineness of concentrate was established.*

***Keywords:** sintering; concentrate grinding fineness; sinter pot; pellet strength, thermal resistance.*

Окускование мелких железорудных материалов имеет большое значение в обеспечении доменных печей качественным сырьем и рациональным использованием материальных ресурсов.

Самым распространенным способом окускования железорудных материалов является агломерация. Агломерационное производство получило большое развитие в России и в мире. В настоящее время в год производится в России около 60 млн. тонн агломерата, что составляет около 65% в металлосодержащей шихте доменных печей. С интенсификацией работы доменных печей возрастают требования к качественным показателям агломерата. Эти показатели в очень большой степени зависят от подготовки

шихты к спеканию. Роль подготовки шихты в агломерационном производстве особенно возросла при увеличении использования в шихте тонкоизмельченных железорудных концентратов, доля которого в общей массе агломерируемых материалов с каждым годом все больше возрастает.

Агломерационная шихта спекается равномерно и качественно в том случае, когда она имеет оптимальный и ровный гранулометрический состав и обладает такой газопроницаемостью, которая обеспечивает интенсивное горение топлива и интенсивный теплообмен между газообразной и твердой фазами. Существующая технология подготовки аглошихты не обеспечивает равномерного смешивания и окомкования материалов, малейшие изменения состава шихты приводят к нарушениям постоянства режима спекания.

В настоящее время на ГОКах с увеличением производства продукции наблюдается снижение тонины помола железорудного концентрата, что сказывается на изменении ее водно-физических свойств и приводит к снижению показателя комкуемости.

Тонина помола концентрата является главной характеристикой, но в литературе нет работ, посвященных изучению зависимостей показателей процесса спекания от гранулометрического состава концентрата.

Целью данной работы являлось исследование влияния тонины помола концентрата на технологию грануляции и спекания.

Исследования проводили на аглошихте с использованием 3-х различных видов концентрата, отличающихся по физико-химическому составу.

Оценку процесса грануляции проводили по следующим критериям: гранулометрический состав шихты и средневзвешенный диаметр гранул, прочность и термостойкость гранул диаметром 5-8 мм.

Исследуемая аглошихта для спекания состояла из концентрата, аглоруды фракции 0-3мм, флюсовой смеси (известняк, доломит) фракции 0-3мм, извести 0-1,5мм, возврата 0,5-4мм и коксовой мелочи 0,5-3мм. Согласно выполненным расчетам (основность – 1,7ед.) количественно шихта готовилась из концентрата, аглоруды, флюсов, возврата, коксовой мелочи и извести с расходом 35 кг/тн агломерата. Расходы материалов приведены в таблице 1.

Таблица 1.

Состав шихты для исследования технологии окомкования и спекания

Наименование	Расход материалов, кг						
	аглоруда	концентрат	флюсы	возврат	известь	топливо	итого
Шихта с расходом 35 кг/тн агл.	0,85	13,0	3,1	3,7	0,59	0,86	22,1

Эксперимент по окомкованию шихты проводили в лабораторном чашевом грануляторе диаметром 1000мм, высотой борта 170мм, скоростью вращения 25об/мин. Исследования по окомкованию аглошихты проводили с временем грануляции 3 минуты. Для окомкования использовалась небольшое количество воды до влаги аглошихты около 7-8%, которую определяли визуально.

Спекание агломерационной шихты проводили в лабораторной чаше, которая представляет собой усеченный конус с внутренним диаметром оснований 140мм (нижнего) и 198мм (верхнего), высотой 500мм. Зажигание проводили в течение 2 минут с заданной температурой 1050-1150⁰С. Спекания шихты проводили на колосниковой решетке агломерационной чаши при просасывании воздуха через слой шихты сверху вниз, в результате развития высоких температур при горении углерода в слое и регенерации тепла верхних слоев агломерата. Окончание процесса спекания определяли по температуре отходящих газов в коллекторе. Момент, отвечающий наибольшей температуре газов, является концом процесса спекания. После завершения процесса спекания спек охлаждают в аглочаше путем продувки воздуха через слой эксгаустерами. Режим охлаждения спека ведется до достижения температуры отходящих газов 120⁰С и разрежения при охлаждении спека 80мБар. Спек с помощью специального устройства выгружали на стальную плиту и дробили на куски не более 70мм.

Важнейшей составляющей рудной части агломерационной шихты «НЛМК» является концентрат Стойленского ГОКа, который в зависимости от технологии обогащения имеет различную тонины помола и, как следствие, отличающийся физико-химический состав. Физико-химический состав концентратов и показатели водно-физических свойств приведены в таблице 2.

Таблица 2.

Показатели качества концентрата

Наименование	Содержание класса-45мк, %	Удельная поверхность, см ² /г	Массовое содержание, %					Капиллярная влагоемкость, %	Максимальная молек. влагоемкость, %	Комкуемость, ед.
			Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃			
Концентрат 1	78,7	1460	66,0	7,01	0,31	0,55	0,18	15,5	5,9	0,61
Концентрат 2	83,4	1550	66,6	6,51	0,35	0,52	0,15	16,2	6,3	0,64
Концентрат 3	87,2	1610	66,3/66,5	6,91/7,0	0,30	0,54	0,19	17,3	7,0	0,68

Согласно выполненным исследованиям по определению водно-физических свойств следует отметить, что представленные концентраты относятся к категории хорошо комкуемых тонкодисперсных материалов, и с увеличением тонины помола возрастет показатель комкуемости.

Исследования процессов грануляции различных видов концентратов и экспериментальная оценка полученных результатов.

Согласно существующей методики проведена серия исследований по грануляции шихты с использованием концентрата с различным гранулометрическим составом и выполнена технологическая оценка полученных продуктов.

На основании литературных [1,2,3] данных критерием оценки показателей качества окомкованной шихты являются:

1. Гранулометрический состав шихты: количество класса $> 8\text{мм}$ и $< 1,25\text{мм}$.
2. Средневзвешенный диаметр шихты после грануляции.
3. Прочность гранул диаметром 5-8мм.
4. Термическая стойкость гранул диаметром 5-8мм.

Прочностные показатели характеризуют степень разрушения отдельных гранул в процессе транспортировки, сушки и интенсивного нагрева и, как следствие, образование запирающего слоя.

На графиках 1,2 приведены средние показатели зависимости изменения гранулометрического состава шихты и средневзвешенного диаметра шихты от гранулометрического состава (удельной поверхности) концентрата, на графиках 3,4 – зависимости прочности сырых гранул (5-8мм) и их термостойкости от гранулометрического состава (удельной поверхности) концентрата.

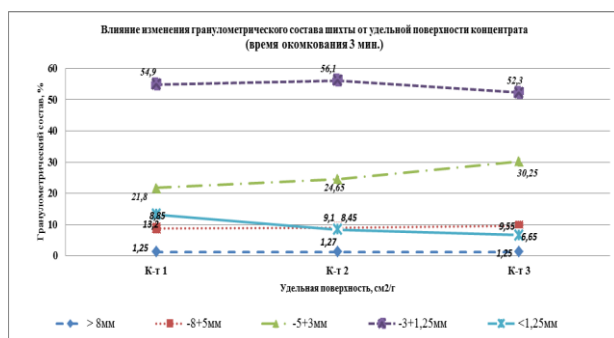


График 1

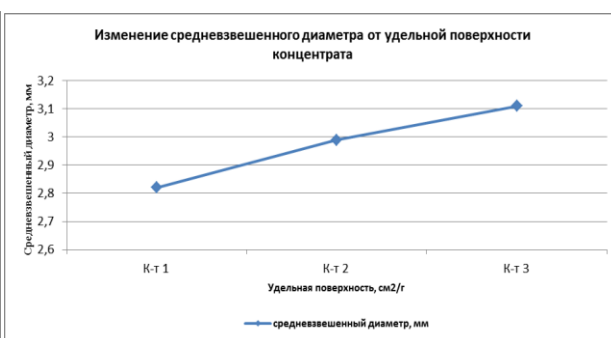


График 2



График 3



График 4

На основании проведенных исследований процесса окомкования с использованием концентратов с различной тониной помола (содержанием класса -0,045мм) установлено:

1. С повышением в концентрате класса -0,045мм в гранулированной аглошихте увеличивается средневзвешанный диаметр гранул, снижается количество класса <1,25мм и повышается количество класса 3-5 и 5-8мм.

2. С повышением в концентрате класса -0,045мм (удельная поверхность) в гранулированной аглошихте увеличивается показатель прочности сырых гранул по классу 5-8мм и их термостойкости.

Исследования процессов спекания различных видов концентратов и экспериментальная оценка полученных результатов.

Из окомкованной аглошихты произведенной с использованием концентратов различной тонины помола произведена серия спеканий.

Оценку процесса спекания проводили согласно следующих показателей:

- выход годного спека:
$$P_z = \frac{P_1}{P_n} \cdot 100\%$$

(1)

- механическая прочность спека:
$$P_{м.п.} = \frac{P_2}{P_1} \cdot 100\%$$
 (2)

- вертикальная скорость спекания:
$$V_{м.п.} = \frac{h}{T} \cdot 100\%, \quad [\text{мм/мин}]$$

(3)

- валовая удельная производительность по годному:

$$q_1 = \frac{6 \cdot P_1}{100 \cdot S \cdot T}, [\text{т/м}^2 \cdot \text{ч}] \quad (4)$$

где P_n, P_1, P_2 - вес пирога, годного, механическая прочность спека, кг;

h, S, T - высота спекаемой шихты, площадь чаши, время спекания, мм, м², мин.

Для оценки прочностных свойств агломерата годный продукт испытывали на механическую прочность, а затем рассеивали на классы в соответствии с ГОСТ 20784-79. Для определения механической прочности наибольшее применение нашел способ испытания во вращающемся барабане (ГОСТ 15137-77).

Показателем прочности агломерата является выход класса более 5мм, а выход класса менее 0,5мм служит характеристикой истираемости.

По результатам исследований на графиках 5-10 приведены средние показатели результатов экспериментальных и расчетных технологических показателей исследований, а также показаны зависимости механической прочности (выход класса +5мм) и истираемости (выход класса -0,5мм) агломерата от тонины помола концентрата(содержание класса -0,045мм).

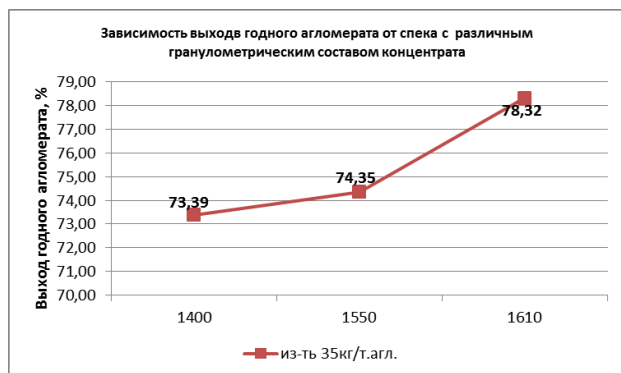


График 5

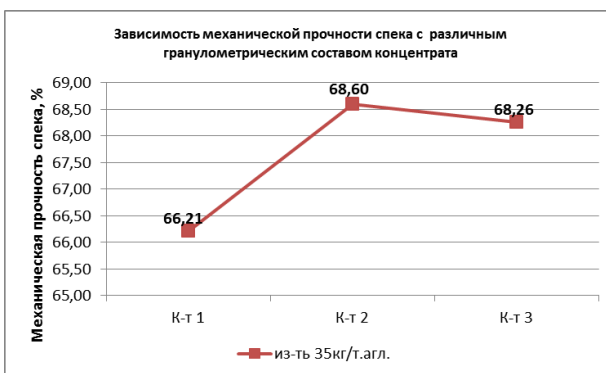


График 6

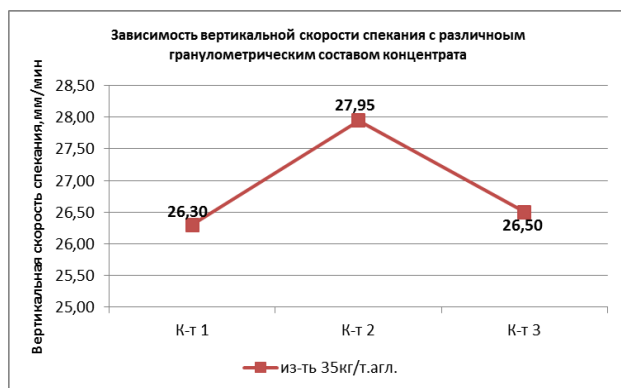


График 7

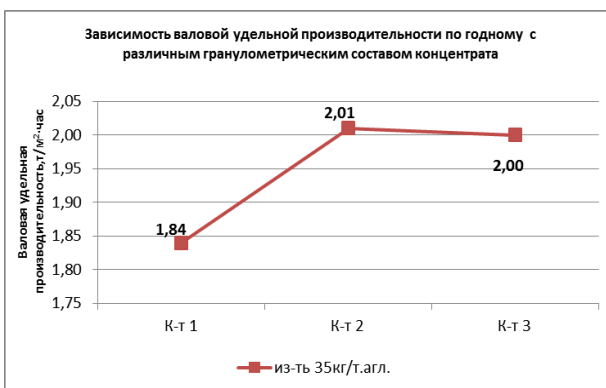


График 8



График 9

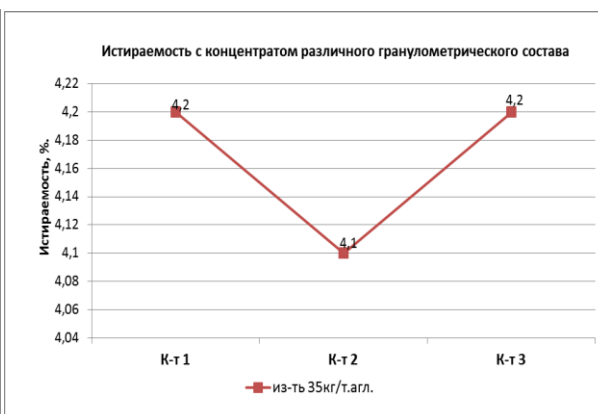


График 10

На основании проведенных исследований процесса спекания с использованием концентратов с различной тониной помола (содержанием класса -0,045мм) установлено:

1. Наилучшие технологические показатели при спекании (вертикальная скорость спекания, валовая удельная производительность, механическая прочность спека)

получены при производстве агломерата с использованием концентрата-2 (с содержанием класса -0,045мм - 83,4% и удельной поверхностью – 1550 см²/г).

2. Наилучшие технологические показатели при спекании (выход годного агломерата от спека, показатель механической прочности и истираемости агломерата) получены при производстве агломерата с использованием концентрата-3 (с содержанием класса -0,045мм – 87,3% и удельной поверхностью – 1610 см²/г).

3. Использование в шихте концентрата с пониженным количеством класса -0,045мм в концентрате (концентрат-1) приводит к снижению технологических показателей процесса спекания и к снижению прочностных свойств агломерата.

Список литературы

1. Коротич, В.И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов/ М.: Металлургия, М., 1966. – 151с.
2. Исаенко Г.Е. Алгоритм оценки рационального состава и степени грануляции аглошихты различного состава/Г.Е. Исаенко, В.П. Хайдуков// Металлург.- 2012.- №4. –С. 36-39.
3. Серебряник Г.И. Комкуемость тонкозернистых шихт / Г.И. Серебряник // Сталь. - 1976. - №8. – С. 8-10.

УДК 669.295

ОБОГАЩЕНИЕ ЛЕЙКОКСЕНОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА

Анисонян К.Г., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В., Гончаренко Т.В., Леонтьев Л.И.

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

г.Москва

grikar84@mail.ru

***Аннотация.** На основе проведенных исследований по восстановлению лейкоксенового концентрата в широком интервале температур как твердым, так и газообразным восстановителями, предлагается принципиально новый процесс обогащения лейкоксеновых руд и концентратов Ярегского месторождения (республика Коми), суть которого заключается в магнетизирующем обжиге рудного сырья с последующим разделением лейкоксена и кварца магнитной сепарацией. Разработанный процесс позволяет получить богатый титановый концентрат с содержанием TiO₂ до 65%, обеспечивая высокую степень извлечения титана в конечный продукт.*

Ключевые слова: Ярегское месторождение, лейкоксен, магнетизирующий обжиг, титановый концентрат

BENEFICATION OF LEUCOXENE ORES AND CONCENTRATE WITH USING MAGNETISING ROASTING

Anisonjan K.G., Sadyhov B., Oljunina T.V., Goncharenko T.V., Leontev L.I.

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

grikar84@mail.ru

***Abstract.** On the basis of leucoxene concentrate reduction studies in a wide temperature range of both solid and gaseous reducing agents, it is proposed a fundamentally new beneficiation process leucoxene ores and concentrates of Yaregskoye deposit (Komi Republic), the essence of which is magnetising roasting of ore raw materials, followed by segregation leucoxene and quartz by magnetic separation. The developed process provides a rich titanium concentrate containing TiO₂ up to 65%, providing a high degree of extraction of titanium in the final product.*

***Keywords:** Yaregskoye deposit, leucoxene, magnetising roasting, titanium concentrate*

В России около половины промышленных запасов титана сосредоточено в нефтеносных лейкоксеновых песчаниках Ярегского месторождения [1]. Основным титансодержащим минералом является лейкоксен, представляющий собой структуру тонкого срастания рутила и кварца (рис. 1 а). Песчаники Ярегского месторождения отличаются наиболее высоким по сравнению с другими месторождениями содержанием TiO₂ – порядка 10-12%. Кроме этого в руде содержится до 80% SiO₂ и около 6-9% тяжелой нефти, которая является достаточно ценным продуктом. При обогащении песчаников полученный концентрат содержит 45-50% TiO₂ и до 45% SiO₂ [2, 3]. Помимо этого, в продукте концентрируются 0,23% ZrO₂, 0,063% Nb₂O₅, 0,005% Ta₂O₅ и до 0,2% РЗЭ. Половина содержащегося кварца находится в виде свободных зерен (рис. 1 б, в) и не удаляется при флотационном обогащении. Высокое содержание кремнезема в концентрате не позволяет применять его в производстве титана и пигментного TiO₂. Попытка снижения содержания диоксида кремния в концентрате с применением дешламации позволяет повысить содержание TiO₂ до 60%. Однако при этом значительно падает извлечение титана в конечный продукт (менее 75%), а схема флотации значительно усложняется. Полученный с применением флотации лейкоксеновый концентрат является некондиционным нестандартным титановым сырьем, который, как по содержанию титана, так и по технологическим свойствам не удовлетворяет требованиям, предъявляемым

производством металлического титана и пигментного TiO_2 хлорным и сернокислотным способами.

В связи с этим, в ИМЕТ РАН нами был разработан принципиально новый способ обогащения руд и концентратов, суть которого заключается в магнетирующем обжиге рудного сырья с последующим разделением лейкоксена и кварца магнитной сепарацией [4, 5]. Целью магнетирующего обжига является изменение физических свойств рутила, входящего в состав лейкоксена. В результате восстановления рутила и оксидов железа, присутствующих в лейкоксене, происходит образование фаз Магнели, по всему объему которых распределяется тонкодисперсное металлическое железо, придающее титансодержащей фазе магнитные свойства. Исследование магнетирующего обжига лейкоксенового концентрата в широком температурном интервале ($600\text{-}1500^\circ\text{C}$) с использованием разных типов восстановителей, позволило выявить условия формирования минеральных фаз с высокой магнитной восприимчивостью, при которых возможно достижение наиболее полного разделения титансодержащих фаз и нерудных составляющих с помощью магнитной сепарации [4, 5]. На основе этого, нами была

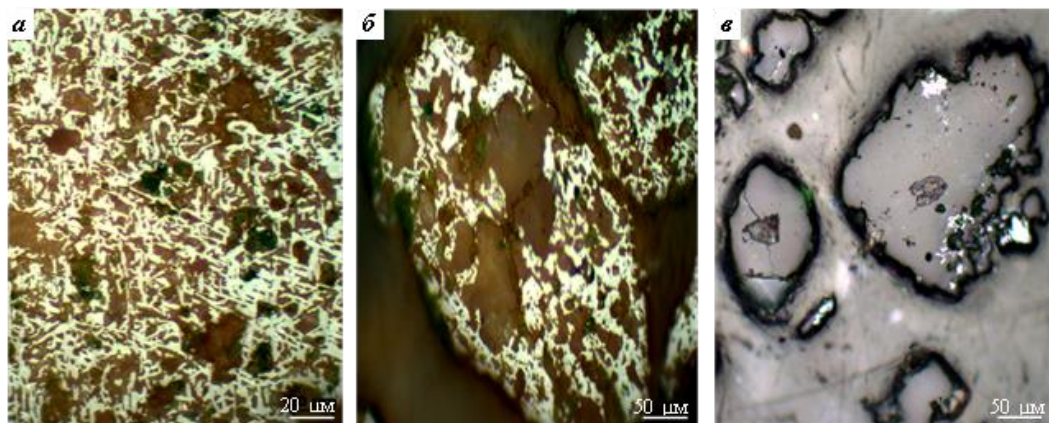


Рисунок 1 – Микрофотографии зерен лейкоксена: а – сагенитовая структура лейкоксена, б – с крупными включениями кварца, в – свободные зерна кварца; светлое – рутил, темное – кварц

разработана принципиальная технологическая схема обогащения лейкоксенового концентрата, основными стадиями которой являются магнетирующий обжиг и магнитная сепарация.

Проведение магнетирующего обжига может быть осуществимо в широком интервале температур $900\text{-}1300^\circ\text{C}$. При этом, восстановление в низкотемпературном режиме $900\text{-}1150^\circ\text{C}$ требует высокого содержания H_2 (CO) в восстановительной газовой фазе (более 95 об.%), что достаточно сложно реализуемо в промышленных масштабах при

использовании в качестве восстановителя природного газа. Повышение температуры обжига выше 1150°C позволяет снизить содержание H_2/CO до 80 об.% и менее. Одновременно с этим, в данной температурной области представляется возможным использование комбинированного метода восстановления с добавками углеродсодержащего твердого восстановителя к исходной шихте. Использование вращающейся печи позволяет проводить процесс восстановительного обжига сыпучего материала без предварительной подготовки (окомкования) в непрерывном режиме при относительно высоких температурах, постепенном нагреве и постоянном перемешивании, позволяющем предотвратить спекание материала. Охлаждение материала на выходе из печи рекомендуется проводить в инертной атмосфере для предотвращения окисления металлического железа.

Охлажденный продукт поступает на магнитную сепарацию. Для сепарации наиболее эффективно применение сепараторов на постоянных магнитах, работающих в области высоких напряженностей магнитного поля (2-7 кЭ и выше) по сухому и мокрому способам. После выделения магнитной фракции, состоящей из наиболее магнитных зерен (2-3 кЭ), и последующего измельчения, продукт подвергается повторной перемелке при 5-7 кЭ. В результате получается титановый концентрат, содержащий до 65-67% TiO_2 , при извлечении титана более 95%. Этот концентрат подвергается химическому обескремниванию с получением синтетического рутила и синтетического волластонита [6, 7]. В немагнитной фракции концентрируются свободные зерна кварца. Содержание TiO_2 в хвостах не превышает 3%. Кварцевые хвосты от сепарации, содержащие до 96% SiO_2 , можно использованы в качестве формовочного материала в металлургической промышленности и др.

Преимуществом разработанной схемы является то, что она не требует применения агрессивных и дорогостоящих реагентов, обеспечивает высокую степень извлечения титана и концентрирование присутствующих в лейкоксеновом концентрате редких и редкоземельных элементов совместно с титаном в магнитной фракции. Это существенно облегчает их дальнейшее извлечение при хлорировании титанового сырья.

Разработанная схема применима как для обогащения флотационного лейкоксенового концентрата, так и для первичного рудного сырья при условии предварительного удаления из него нефти. Изучение вещественного состава руды показало, что в основном титансодержащая фракция находится в классе крупности -1 мм. Таким образом, при использовании классификационных методов обогащения можно получать черновой лейкоксеновый концентрат с содержанием TiO_2 до 25%, что позволяет

исключить предварительное флотационное обогащение, существенно повысив извлечение титана в конечный продукт.

Список литературы

1. Тигунов Л.П., Быховский Л.З., Зубков Л.Б. Титановые руды России: состояние и перспективы освоения. М.: ВИМС, 2005. 104 с.
2. Швецова И.В. Минералогия лейкоксена Ярегского месторождения. М.: Наука, 1975. 47 с.
3. Гернгардт Н.Э. Лейкоксен – новый вид комплексного сырья. М.: Наука, 1969. 76 с.
4. Обогащение нефтеносных лейкоксеновых руд и концентратов с применением магнетизирующего обжига / К.Г. Анисонян, Г.Б. Садыхов, Т.В. Олюнина, Т.В. Гончаренко, Л.И. Леонтьев // Труды научно-технической конференции: Проблемы и перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР, г. Екатеринбург, 8-10 ибня. 2011. ИздатНаукаСервис, 2011. Т.1. С. 163-167.
5. Исследование процесса магнетизирующего обжига лейкоксенового концентрата / К.Г. Анисонян, Г.Б. Садыхов, Т.В. Олюнина, Т.В. Гончаренко, Л.И. Леонтьев // Металлы. 2011. № 4. С. 62-66.
6. Особенности процессов автоклавного выщелачивания лейкоксенового концентрата с участием $\text{Ca}(\text{OH})_2$ / Ю.В. Заблоцкая, Г.Б. Садыхов, Т.В. Гончаренко, Т.В. Олюнина, К.Г. Анисонян, Р.К. Тагиров // Металлы. 2011. №6. С. 9-14.
7. Получение игольчатого волластонита при каталитическом автоклавном выщелачивании лейкоксенового концентрата известковым молоком / Г. Б. Садыхов, Ю. В. Заблоцкая, К. Г. Анисонян, Д. Ю. Копьев, Т. В. Олюнина, Т. В. Гончаренко // Перспективные материалы. 2015. №1. С. 65-71.

УДК 669.162.1

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ВЫСОКОСЕРНИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ СЕРЫ ДО 0,05%

Берсенеv Е.С., Берсенеv И.С., Горбачев В.А., Колясников А.Ю., Яхнев М.А.

ООО “Научно-производственное внедренческое предприятие ТОРЭКС”, Россия,

г. Екатеринбург

npvp@torex-npvp.ru

Аннотация. Проведены исследования процесса термической обработки высокосернистого железорудного концентрата в слое при механическом перемешивании и в пересыпающемся слое. Определены параметры, влияющие на процесс десульфурации.

Ключевые слова: концентрат; обжиг; десульфурация; механическое перемешивание; пересыпающийся слой.

**STUDY ON THERMAL DESULPHURIZATION OF HIGH-SULFUR ORE
CONCENTRATES TO REDUCE SULPHUR CONTENT TO 0.05%**

Bersenev E.S., Bersenev I.S., Gorbachyov V.A., Kolyasnikov A.Y., Yakhnev M.A.

ООО “Nauchno-proizvodstvennoe vnedrencheskoe predpriyatie TOREX”

(Research & Development Company TOREX, LLC), Russia,

Yekaterinburg

npvp@torex-npvp.ru

Abstract. One has conducted studies into the heat treatment process of high-sulphur iron ore concentrate in a bed during mechanical stirring/mixing and studies with the said concentrate in an overturning bed. Consequently, one has determined parameters affecting the desulphurization process.

Keywords: ore concentrate; firing; desulphurization; mechanical mixing; overturning bed.

Ограниченность запасов высококачественных железных руд требует поиска пути вовлечения в процесс переработки руд с высоким содержанием серы. Одними из таких месторождений железных руд являются Таёжное, Дёсовское и ряд других месторождений Восточной Сибири. Использование их ресурсов позволит решить проблему дефицита рудного сырья для металлургических предприятий Сибири. Содержание серы в руде указанных месторождений достигает 2%. Значительные проблемы с переработкой сернистых руд возникают и на ОАО «Лебединский ГОК».

Использование сернистых руд и концентратов в аглодоменном переделе приводит как к ухудшению качества чугуна, так и к росту выбросов вредных оксидов серы в окружающую среду. Металлизация сернистых окатышей приводит к «отравлению» катализаторов реформеров и существенно повышает себестоимость DRI. Технические решения для нейтрализации указанных вредных последствий использования сернистых материалов (обессеривание в доменной печи, внедоменное обессеривание, очистка газов на агломашинах) весьма дорогостоящи и их реализация на действующем производстве может быть связана с существенными трудностями. Поэтому вовлечение сернистых руд в металлургический оборот рационально организовать после их десульфурации.

Десульфурация (до содержания серы не более 0,05 %) может быть организована при обогащении руды либо после него, за счет окислительного обжига.

Целью настоящей работы является определение особенностей десульфурации высокосернистых концентратов при различных температурно-временных параметрах термообработки и выбор условий, обеспечивающим получение концентрата с содержанием серы не более 0,05 %.

В качестве объекта исследования был использован магнетитовый концентрат, химический состав и его свойства которые представлены в таблице 1.

Таблица 1

Химический состав и свойства концентрата

Содержание элементов, %							Класс - 0,071 мм, %	Уд.поверхность, см ² /г
Fe _{общ}	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S		
61,2	28,2	4,5	1,5	1,2	4,1	1,4	60,8	977,8

Исследования были проведены с использованием полного факторного эксперимента с двумя варьируемыми факторами (температура, время), при этом интервал варьирования составил:

- По температуре – 700 °С – 1300 °С;
- по времени – 1 – 10 минут.

Исследования производили методом физического моделирования процесса термообработки в слое с механическим перемешиванием: подготовленный концентрат в количестве 10 грамм загружался в алундовый тигель, после чего тигель устанавливался в разогретую до необходимой температуры лабораторную электропечь и проводилась термическая обработка концентрата при необходимом времени выдержки и периодическим (1 раз в минуту) механическим перемешиванием. При проведении исследования концентрат обжигался тремя пробами в идентичных условиях, после чего производилось охлаждение данных проб в естественных условиях до температуры 20 °С, извлечение концентрата из тиглей, их усреднение и подготовка объединенной пробы для проведения химического анализа с целью определения содержания серы. Результаты серии тестовых исследований представлены на рис 1.

Согласно полученным результатам серии тестовых исследований установлено, что необходимыми условиями термической обработки концентрата для обеспечения содержания в нем серы не более 0,05 % являются температура не менее 1200 °С и время выдержки не менее 10 минут при данной постоянной температуре. При этом увеличение времени выдержки с 10 до 20 минут сказывается на результатах тестовых испытаний незначительно.

Альтернативой печи с механическим перемешиванием может служить трубчатая вращающаяся печь. Для исследования процесса обжига железорудного концентрата в трубчатой печи использовали экспериментальную установку со следующими размерами: длина 800 мм, диаметр в свету 250 мм. Футеровка печи выполнена из мягких, ватных алюмосиликатных огнеупоров. Один торец экспериментальной установки полностью за-

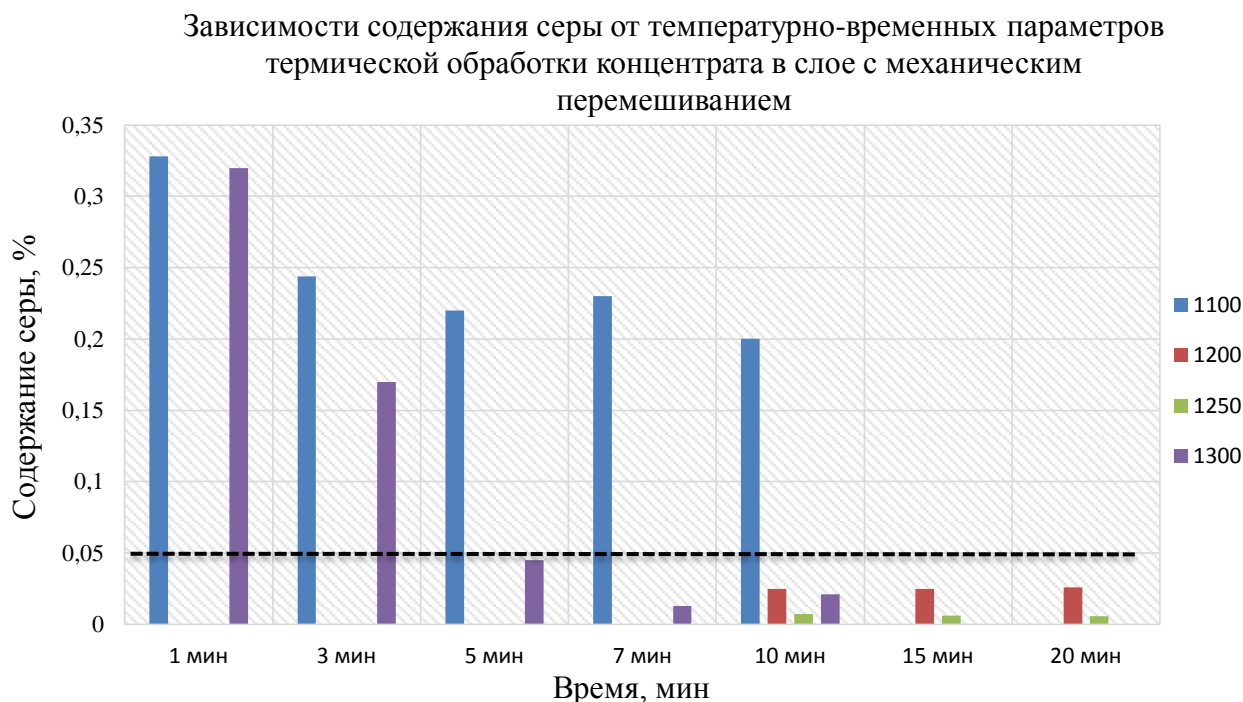


Рис. 1- Зависимости содержания серы от температурно-временных параметров термической обработки концентрата в слое с механическим перемешиванием согласно серии тестовых

рыт и футерован, во втором торце корпуса имеется отверстие диаметром 150 мм, в которое вводится подвижное горелочное устройство, диаметр фурмы горелки 50 мм, и одновременно через него отводятся дымовые газы. Скорость вращения составляла от 10 до 20 об/мин, что соответствует показателям промышленных печей – 7,85 – 15,7 м/мин.

Исследования производили следующим образом: проба концентрата массой 600 грамм загружалась в предварительно разогретую до необходимой температуры экспериментальную установку и проводилась термическая обработка концентрата при необходимом времени выдержки (10-15-20 минут). По прошествии необходимого времени выдержки производилось охлаждение образцов в естественных условиях до температуры 20°C, рассев проб для определения гранулометрического состава обожженного концентрата и их подготовка для проведения химического анализа. Определение гранулометрического состава обожженного концентрата проводились на ситах с

номинальными рабочими размерами ячейки в свету 10,00 мм, 7,00 мм, 5,00 мм, 3,00 мм, 2,00 мм, 1,00 мм, 0,25 мм, 0,10 мм. Результаты серии тестовых исследований представлены на рис 2.

Из полученных данных с термообработкой в пересыпающемся слое следует, что для обеспечения содержания серы в концентрате не более 0,05 % достаточно выдержки при температурах 1200°C в течение 10 минут. Следует отметить, что при термической обработке концентрат начинает спекаться при температуре выше 1100 °С, укрупняясь за счет частичного оплавления поверхности и спекания в более крупные частицы и образуя настыли на поверхности футеровки.

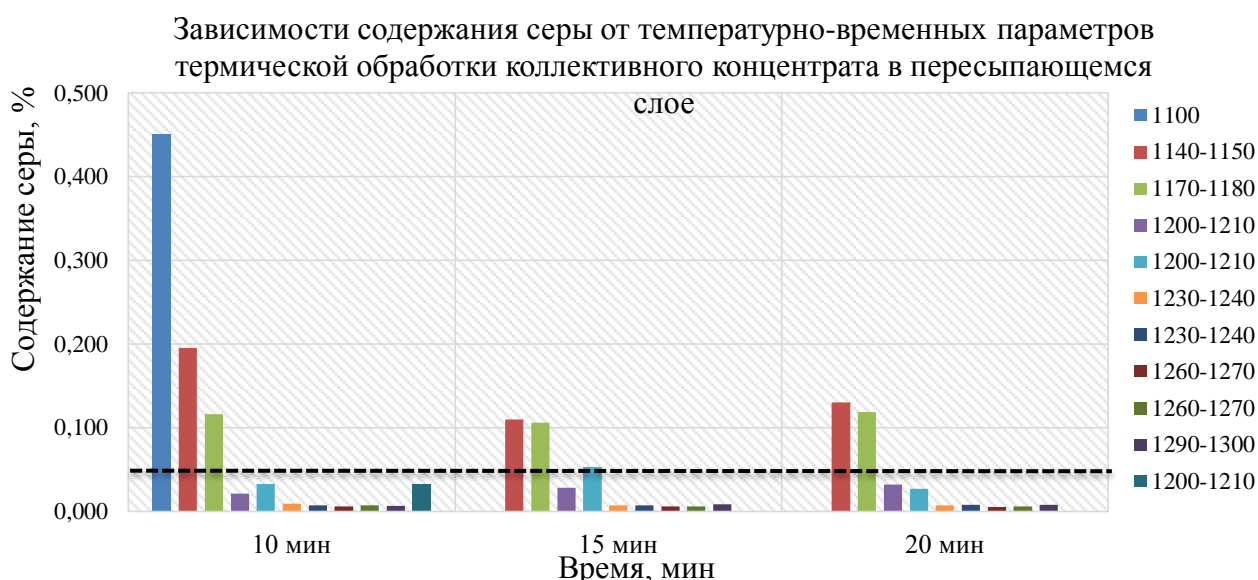


Рис. 2 Зависимости содержания серы от температурно-временных параметров термической обработки концентрата в пересыпающемся слое согласно серии тестовых исследований.

На основании проведенных исследований термической обработки концентрата в пересыпающемся слое (при температуре 1200÷1210 °С и времени выдержки 10 минут) получены пробы концентрата, усредненный гранулометрический состав которых приведен в таблице 2.

Таблица 2

Усредненный гранулометрический состав проб концентрата после термической обработки в пересыпающемся слое

Фракция, мм	+10	10÷7	7÷5	5÷3	3÷2	2÷1	1÷0,25	0,25÷0,1	-0,10	Σ
Содержание, %	19,97	14,85	14,92	12,82	5,12	7,83	14,48	8,10	1,90	100

Из полученных данных видно, что часть концентрата спекается в процессе термической укрупняясь в более крупные частицы. Так, доля фракций + 10,00 мм составляет 19,97 %, + 5,00 мм – 49,74 %, – 1,00 мм – 24,48 %.

Выводы: На основании проведенных исследований термической обработки концентрата в слое при механическом перемешивании и в пересыпающемся слое, определено, что необходимыми условиями термической обработки концентрата для обеспечения содержания в нем серы не более 0,05% является температура не менее 1200°C и время выдержки не менее 10 минут при данной постоянной температуре. При обжиге формируются спеки, вследствие чего обожженный концентрат (огарок) является частично гранулированным.

УДК 669.052

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА И ОСНОВЫ ИХ МОДЕЛИРОВАНИЯ

Вохмякова И. С., Горбачев В. А.

ООО “Научно-производственное внедренческое предприятие ТОРЭКС”, Россия,
г. Екатеринбург

i.vohmyakova@torex-npvp.ru, npvp@torex-npvp.ru

Аннотация. Рассмотрены современные способы прямого получения железа. Изложены основные особенности производства чугуновых гранул в процессе ITmk3 и возможности математической модели, разработанной фирмой ТОРЭКС.

Ключевые слова: прямое получение железа; ITmk3; чугуновые гранулы; математическая модель.

THE CONTEMPORARY METHODS OF DRI AND THE BASICS OF MODELING

Vokhmyakova I.S., Gorbachev V. A.

ООО “Nauchno-proizvodstvennoe vnedrencheskoe predpriyatie TOREX”

(Research & Development Company TOREX, LLC), Russia,

Yekaterinburg

i.vohmyakova@torex-npvp.ru, npvp@torex-npvp.ru

Abstract. The contemporary DRI methods have been considered. The basic features of cast iron granule production in the ITmk3 process were mentioned, along with math model options developed by TOREX company.

Keywords: DRI; ITmk3; cast iron granules; math model.

История бескоксовой металлургии начинается с древности, с момента зарождения черной металлургии, когда железные изделия производили путем восстановления руды

углем в примитивных печах с последующей ковкой получаемого губчатого железа или крицы непосредственно в изделия. В дальнейшем, с повышением высоты печей, в них происходило науглероживание железа и получался чугуны. Постепенно развилось двухступенчатое производство металла: восстановление руды с получением чугуна и передел чугуна в сталь. В результате двухступенчатая схема металлургического производства постепенно полностью заменила прямое одностадийное получение железа из руды.

Несмотря на высокий технический и экономический уровни традиционного способа получения стали из доменного чугуна, технически полностью разрешенного вопроса вовлечения в шихту коксовых батарей некоксуемых углей (решение проблемы истощения коксующихся углей, методы TISSEN и SCOPE-1), все больший интерес проявляется к альтернативным способам прямого получения железа и чугуна. Предпосылками для их развития являются:

- 1) необходимость подготовки сырья для доменного передела; потребление большого количества энергии и его неблагоприятное влияние на окружающую среду; высокие эксплуатационные затраты; отсутствие гибкости производства чугуна;
- 2) распространенные процессы прямого восстановления (MIDREX, HYL) привязаны к источникам природного газа;
- 3) распространенный и дешевый вид энергии – энергетический уголь;
- 4) наличие малых объемов месторождений железной руды (строительство мини-заводов).

На рисунке 1 представлены основные процессы по производству прямовосстановленного железа и чугуна, разработанные к настоящему времени, по крайней мере, на стадии демонстрационных установок и условно разделены на 4 группы по виду применяемого основного топлива и типу исходного железорудного сырья.

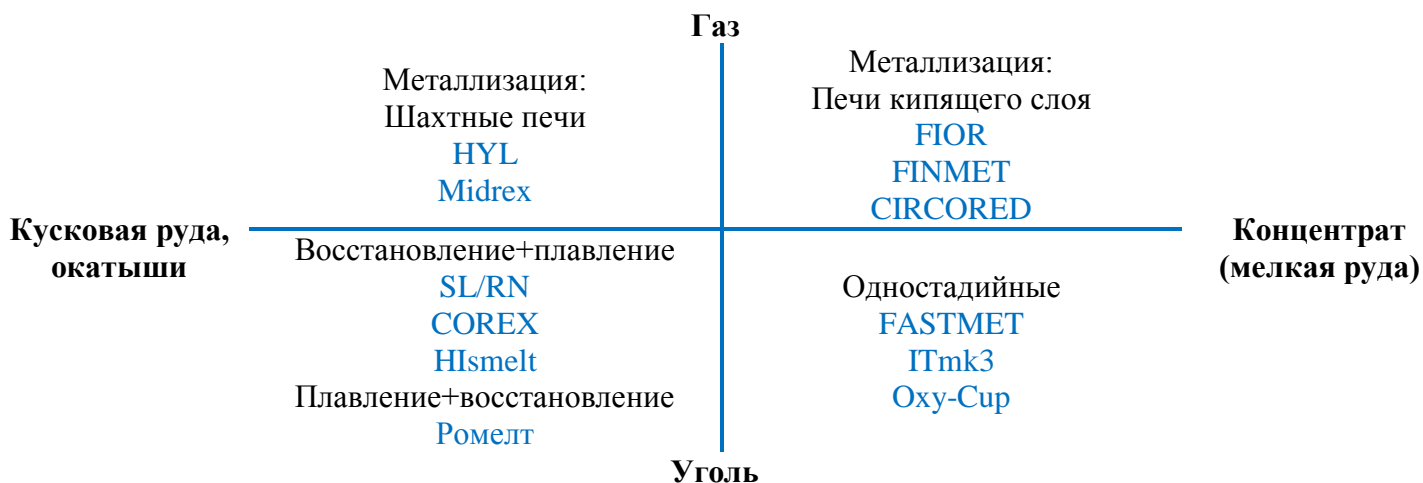


Рис. 1. Основные альтернативные процесс производства чугуна и восстановленного железа

Анализ энергетических запасов по странам, показал, что приоритет должен отдаваться угольному восстановлению, так как запасы угля, распространены на более обширных территориях (рис. 2).

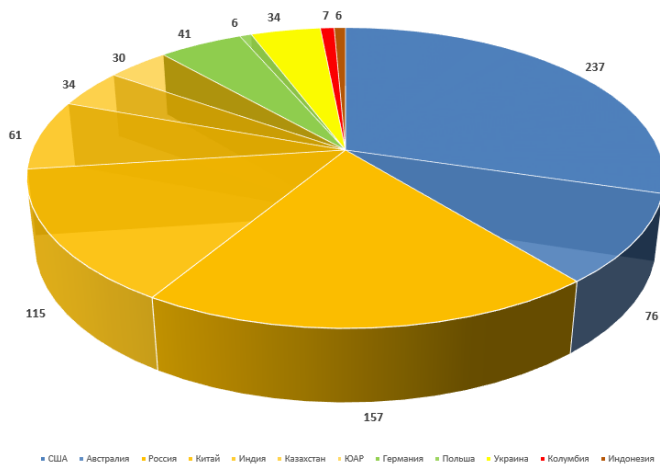


Рис.2. Запасы угля по странам, млрд. тонн

Таким образом, интересными представляются одностадийные технологии с использованием некоксуемого угля в качестве восстановителя, а конечным продуктом в которых является продукт прямого получения железа в твердом виде. Такие технологии привлекательны по двум основным причинам, а именно, относительно низкие капитальные

затраты на строительство установок и конечный продукт можно использовать для выплавки стали, т.е. установка металлзации и сталеплавильный агрегат могут быть расположены поблизости, или реализовывать другим производителям стали. Поэтому рассмотрим процесс производства чугуновых гранул по технологии ITmk3, четвертый блок рисунка 1.

Технологическая схема процесса ITmk3 представлена на рисунке 3. Окатыши или брикеты из железорудного концентрата, угля, флюса и связующей добавки после сушки на агрегате конвейерного типа загружают монослоем на вращающейся под кольцевой печи.

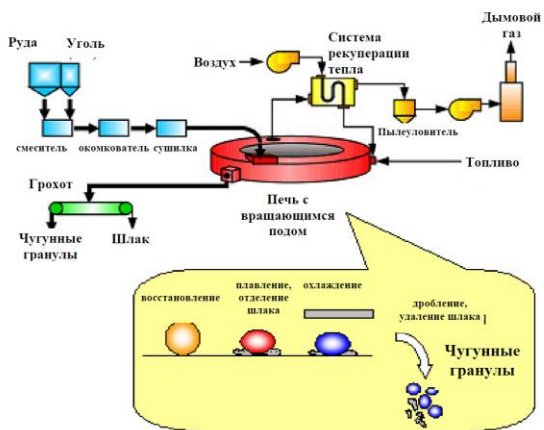
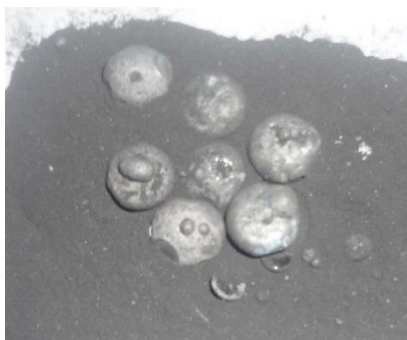


Рис. 3. Технологическая схема процесса ITmk3

Основной вид теплообмена между газом, стенками печи и материалом – излучение. Тепловой режим рабочего пространства печи – противоток. По температурному режиму в печи выделены следующие зоны: нагрева, восстановления, плавления и охлаждения. Максимальная температура в технологии ~1400-1450°C. Продолжительность восстановительно-тепловой обработки 10-15 минут. Так как чугуновые гранулы со шлаком из печи выгружаются в неразделенном

виде, то их отделение осуществляют в дробилке с последующим разделением на металлическую и неметаллическую части. Получаемые чугунные гранулы характеризуются высоким содержанием металлического железа 96-97 %, высокой степенью металлизации (до 98 %), содержанием углерода до 4 %. Все эти показатели позволяют их использовать как качественную шихту для производства стали в ДСП.

В настоящее время построены опытно-промышленная и промышленная установки технологии ITmk3 в России и США, соответственно. Проводятся пуско-наладочные работы, отработка технологии, устранение недостатков и др. Исходным железорудным сырьем для получения чугунных гранул в обеих странах является магнетитовый концентрат. Перенесение особенностей технологии производства чугунных гранул из магнетитового концентрата на другие виды железной руды не всегда приемлемо, вследствие ряда особенностей минералогического состава и свойств гематитовых руд, возможно высокого содержания серы в рудах и др. Это определило необходимость проведения исследовательских работ фирмой ТОРЭКС по изучению возможности переработки гематитовых руд Большетроицкого месторождения, сернистых руд Таёжного месторождения и др. в процессе ITmk3. Результатами этих работ являлась разработка технологии получения чугунных гранул из окатышей или брикетов требуемого состава, для возможности их использования при производстве стали (рис. 5).



Чугунные гранулы из окатышей



Чугунные гранулы из брикетов

Рис. 5. Чугунные гранулы, полученные в лабораторных условиях

Результаты, полученные при проведении исследовательских работ позволили разработать математическую модель (ММ) технологии, которая базируется на фундаментальном математическом описании тепло-массообмена при наличии химических реакций внутри рудоугольных окатышей и теплообмена в объеме кольцевой печи с вращающимся подом.

Расчет теплообмена в печи включает описание конвективных и лучистых тепловых потоков в системе газ – окатыш - свод печи - свободная поверхность угольной подушки.

Теплообмен в угольной подушке и огнеупорной подине рассчитывается с учетом их теплопроводности, зависящей от температуры. После расчета теплообмена в печи по зонам восстановления, плавления и охлаждения компьютерная программа выдает зональный тепловой баланс, удельный расход топлива на отопление печи и графический материал для конкретного варианта исходных данных.

ММІТmk3 позволяет рассчитывать процессы восстановления для разных типов железных руд, при различном химическом составе флюсующих и упрочняющих добавок. Кроме того, при решении вопроса о вводе в шихту известняка для рудоугольных окатышей необходимо учитывать не только его влияние на прочность загружаемых окатышей, формирование шлака, химический состав конечного продукта и др., но и на технико-экономические показатели работы теплового агрегата. ММІТmk3 позволяет прогнозировать расход топлива и производительность теплового агрегата при увеличении/уменьшении содержания известняка в шихте окатышей/брикетов.

В модели учтена возможность изменения размеров частиц, составляющих шихты. Известно, что поверхностные свойства рудных частиц и гранулометрический состав исходного железорудного сырья влияет на прочность сырых окатышей и скорость их формирования, в то время как при выборе твердого восстановителя, необходимо учитывать тонину помола, определяющую его реакционную способность. ММ ІТmk3 позволяет изменять как реакционную способность твердого топлива, так и размер его частиц.

В модели учтена возможность изменения температуры загружаемых сухих окатышей в кольцевую печь, химического состава природного газа и др. В настоящей работе приведены только некоторые аспекты математической модели, не охватывающие полностью её возможности.

Математическая модель технологического процесса ІТmk3 не противоречит основным физико-химическим и термодинамическим закономерностям процесса восстановления рудоугольных окатышей и соответствуют данным, имеющимся в литературе. Использование её как инструмента для существующих установок позволит определить пути их усовершенствования, а при создании новых – определить условия восстановительно-тепловой обработки для кольцевой печи, необходимые для получения качественного конечного продукта за короткое время.

Список литературы

7. Маерчак Ш. Производство окатышей. М.: Metallurgia, 1982. – 232 с.

8. Бескоксовая металлургия железа / В.Ф. Князев, А.И. Гиммельфарб, А.М. Немов. – М.: Металлургия, 1972. – 272 с.
9. Развитие бескоксовой металлургии / Н.А.Тулин, В.С.Кудрявцев, С.А.Пчелкин [и др.]. – М.: Металлургия, 1987. – 328 с.
10. Боковиков А.Б., Боковиков Б.А., Горбачев В.А., Поколенко С.И. / Математическая модель технологии производства гранулированного чугуна на движущейся подине / Сборник докладов международной научно-практической конференции «Творческое наследие В.Е. Грум-Гржимайло», 27-29 марта 2014 г., Екатеринбург, 2014, с. 66-72.
11. Вохмякова И.С., Боковиков Б.А., Горбачев В.А. / Расчетный анализ параметров работы кольцевой печи в технологии ITmk3 / Сборник материалов VII международной научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология», 15-17 марта 2014 г., М.:МИСиС, 2014, с. 132-136.

УДК 669.243.881

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА ФЕРРОНИКЕЛЯ,
ПОЛУЧЕННОГО СЕЛЕКТИВНЫМ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ
ИЗ БЕДНЫХ ЖЕЛЕЗОХРОМОВЫХ РУД**

Бигеев В.А., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Потапов М.Г., Бережная Г.А.

ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,

Россия, г. Магнитогорск

v.bigeev11@yandex.ru

Аннотация. На основе экспериментальных данных получены зависимости степеней восстановления никеля, фосфора и серы в металл от степени извлечения железа из бедной железохромоникелевой руды. С учетом полученных результатов выбран рациональный состав чернового ферроникеля.

Ключевые слова: черновой ферроникель; селективное восстановление; железохромоникелевая руда

**DEFINITION OF RATIONAL COMPOSITION OF FERRONICKEL
OBTAINED BY POOR IRON-CHROMIUM-NICKEL
ORES SELECTIVE REDUCTION**

Bigeev V.A., Potapova M.V., Pischaskina A.V., Potapov M.G., Berezhnaya G.A.

“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

v.bigeev11@yandex.ru

***Abstract.** The dependences of nickel, phosphorus and sulfur recovery degrees on extraction extend of iron from the poor iron-chromium-nickel ores are obtained by experimental data analysis. The rational composition of rough ferronickel is selected taking into account the received results.*

***Keywords:** rough ferronickel; selective reduction; iron-chromium-nickel ore.*

Введение

Одним из важнейших металлов, применяемых для выплавки легированных сталей является никель. В России для выплавки высококачественных никелевых сталей в основном используется металлический никель (~99 % Ni), высокая цена которого не способствует развитию производства никельсодержащих марок стали. В то же время в нашей стране ощущается дефицит относительно дешевых никелевых ферросплавов с содержанием никеля 10...20 % .

Серьезным дополнительным источником для увеличения производства ферроникеля могут служить железохромоникелевые руды Халиловского месторождения (Оренбургская обл.), запасы которых значительны. Переработка этих руд существующими способами не нашла широкого применения ввиду их бедности как по никелю (~ 0,4...0,8 %), так и по железу (~30...35 %) [1].

Подобное сырье предлагается перерабатывать методом селективного (избирательного) восстановления, который основан на предварительном извлечении никеля и части железа из рудного сырья и дальнейшего восстановления оставшегося оксидного расплава с получением чугуна.

В настоящей работе ставилась задача изучить зависимости степеней восстановления элементов окисленной никелевой руды от степени извлечения железа. Эти характеристики необходимо знать для выбора состава и разработки технологии получения ферроникеля.

Эксперименты по восстановлению проводились в лаборатории кафедры литейного производства и материаловедения на однофазной установке УЭШП-6. В качестве шихтовых материалов в опытных плавках использовались:

- обожженная железохромоникелевая руда Халиловского месторождения;
- коксовая мелочь.

Химический состав проб руд и коксовой мелочи приведен в табл.1 и

Таблица 1

Химический состав проб железохромоникелевой руды, %

№ пробы	Fe _{общ}	SiO ₂	CaO	NiO	S	P	Cr	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	TiO ₂
1	41,4	25,7	1,62	0,85	0,035	0,15	1,78	8,52	3,40	0,68	0,58
2	42,3	23,8	1,68	0,77	0,08	0,17	1,89	9,12	2,85	0,65	0,66

Таблица 2

Химический состав коксовой мелочи

C	S	H ₂ O	Зола	летучие
84,15	0,34	0,35	12,49	3,02

Масса плавки составляла 1 кг руды. Количество восстановителя варьировалось в зависимости от требуемой степени восстановления железа. Расход восстановителя на частичное восстановление руды с целью получения черного ферроникеля определяется из выражения

$$g_{\text{юз}}^{\text{вос}} = \sum \left(M_{(E_x O_y)^{\text{окс}}} \cdot \frac{\xi_E}{100} \cdot \frac{K \cdot \mu_C}{\mu_{E_x O_y}} \right) \cdot \frac{100}{C_{\text{юз}}},$$

где $M_{(E_x O_y)^{\text{окс}}}$ – количество соответствующего оксида в расплавленной руде, кг;

K – стехиометрический коэффициент в реакциях восстановления элементов;

μ_C и $\mu_{E_x O_y}$ – молярные массы углерода и оксида, содержащегося в руде, кг;

ξ_E – степень восстановления элемента, %;

$C_{\text{юз}}$ – содержание углерода в восстановителе, %.

Степени восстановления железа никеля фосфора и хрома принимались 10, 90, 15 и 0,1 соответственно.

Расчетные расходы восстановителя по плавкам представлены в табл. 3.

Таблица 3

Степень восстановления железа, %	1	2	3	4	5	10	15	20
Расход коксика кг/100кг руды	0,32	0,47	0,62	0,76	0,91	1,64	2,38	3,11

Всего было проведено 24 плавки (по три плавки с каждым расчетным расходом восстановителя). В общей сложности было проплавлено 25 кг руды. Ниже в табл. 4 и 5 приводится химический анализ ферроникеля и шлака по выпускам.

Таблица 4

Химический анализ проб металла опытных плавков

Расход коксика, кг/100 кг	№ плавки	Массовая доля химических элементов, %						Извлечение, %	
		Ni	C	Si	Mn	S	P	Ni	Fe
0,32	1	64,35	0,01	Сл.	Сл.	0,09	0,68	73,5	0,75
	2	57,73	0,01	Сл.	Сл.	0,076	0,59	70,5	0,95
	3	65,05	0,03	Сл.	Сл.	0,06	0,58	80,4	0,70
0,47	1	33,91	0,01	Сл.	Сл.	0,069	0,54	77,3	2,70
	2	47,48	0,02	Сл.	Сл.	0,056	0,58	76,3	1,49
	3	39,89	0,01	Сл.	Сл.	0,07	0,43	70,1	2,08
0,62	1	32,3	0,03	Сл.	Сл.	0,035	0,57	85,2	2,95
	2	30,76	0,01	Сл.	Сл.	0,086	0,68	92,5	3,15
	3	28,14	0,01	Сл.	Сл.	0,061	0,56	83,7	3,64
0,76	1	22,98	0,01	Сл.	Сл.	0,092	0,56	93,5	4,77
	2	21,45	0,03	Сл.	Сл.	0,09	0,54	89,8	5,12
	3	23,59	0,01	Сл.	Сл.	0,077	0,52	94,4	5,20
0,91	1	20,31	0,02	Сл.	Сл.	0,09	0,51	97,0	5,55
	2	18,42	0,02	Сл.	Сл.	0,084	0,41	87,6	6,30
	3	17,92	0,01	Сл.	Сл.	0,101	0,52	89,3	6,52
1,64	1	10,96	0,24	Сл.	Сл.	0,06	0,37	99,2	11,68
	2	8,63	0,06	Сл.	Сл.	0,096	0,42	88,8	15,10
	3	12,76	0,03	Сл.	Сл.	0,087	0,38	95,6	9,83
2,38	1	8,01	0,08	0,05	Сл.	0,105	0,40	98,7	15,26
	2	7,51	0,13	0,02	Сл.	0,14	0,36	94,5	17,11
	3	6,33	0,03	0,05	Сл.	0,089	0,34	91,9	20,03
3,11	1	3,55	0,14	0,14	Сл.	0,175	0,33	97,3	18,63
	2	5,18	0,059	0,04	Сл.	0,082	0,31	99,5	22,8
	3	2,98	0,19	0,54	Сл.	0,183	0,38	98,5	24,06

В полученном ферроникеле содержание Ni с увеличением расхода восстановителя уменьшалось с 65 до 3 %, P – с 0,68 до 0,38 %, S – с 0,19 до 0,10 %. Степень извлечения никеля при степени восстановления железа 1 % составила всего 50 %, при 5 % – 65...75 %, при 20 % – 95 %. Содержание оксидов железа в частично восстановленном расплаве с увеличением расхода коксика снизилось с 61 до 53 %, а NiO – с 0,192 до 0,010 %.

На рис. 1...3 представлены зависимости степеней восстановления никеля, фосфора и серы из рудного сырья от степени извлечения железа соответственно, построенные по экспериментальным данным.

Химический анализ шлака опытных плавов

Расход коксика, кг/100 кг	№ плавки	Массовая доля химических элементов, %								
		SiO ₂	MnO	NiO	Fe _{общ}	S	P ₂ O ₅	CaO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃
0,32	1	25,13	0,69	0,192	43,73	0,023	0,161	2,23	25,82	2,01
	2	24,68	0,61	0,128	43,75	0,021	0,172	2,22	27,97	2,67
	3	25,76	0,71	0,172	43,96	0,023	0,164	2,14	26,95	2,26
0,47	1	25,18	0,69	0,128	43,44	0,023	0,161	2,15	26,74	3,14
	2	24,98	0,58	0,155	43,61	0,023	0,158	2,17	27,24	3,16
	3	25,67	0,68	0,196	42,48	0,024	0,160	2,18	27,33	3,28
0,62	1	25,47	0,70	0,097	43,35	0,024	0,160	2,19	27,51	3,18
	2	26,03	0,75	0,049	43,33	0,024	0,161	2,11	26,48	3,18
	3	27,05	0,81	0,108	43,21	0,024	0,160	2,04	25,59	3,05
0,76	1	25,75	0,71	0,047	43,01	0,024	0,156	2,16	27,08	3,22
	2	25,85	0,68	0,068	42,83	0,023	0,158	2,17	27,34	3,17
	3	25,96	0,66	0,037	42,95	0,025	0,161	2,15	26,85	3,26
0,91	1	25,88	0,73	0,020	41,58	0,024	0,158	2,28	28,59	3,02
	2	25,98	0,71	0,083	42,68	0,024	0,157	2,16	27,12	3,24
	3	26,02	0,72	0,072	40,79	0,024	0,057	2,32	29,07	3,25
1,64	1	26,85	0,74	0,006	42,54	0,25	0,153	2,08	26,11	3,35
	2	27,40	0,75	0,079	40,79	0,25	0,150	2,16	27,27	3,42
	3	28,27	0,78	0,059	39,64	0,024	0,146	2,20	27,55	3,53
2,38	1	27,44	0,75	0,009	40,78	0,027	0,150	2,18	27,36	3,52
	2	27,75	0,76	0,039	40,30	0,026	0,149	2,47	25,63	3,43
	3	28,27	0,77	0,058	39,64	0,026	0,146	2,36	28,16	3,47
3,11	1	32,09	0,882	0,012	34,54	0,03	0,127	2,28	28,58	3,74
	2	29,37	0,807	0,004	38,21	0,027	0,141	2,17	27,29	4,15
	3	34,19	0,94	0,013	40,81	0,032	0,017	1,58	19,78	4,22

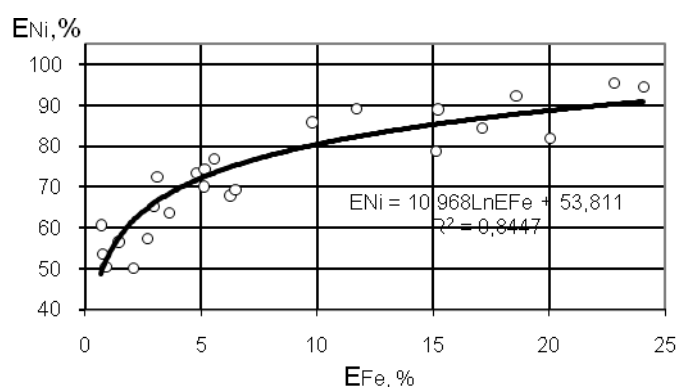


Рис.1. Зависимость степени извлечения никеля E_{Ni} из рудного сырья от степени восстановления железа E_{Fe}

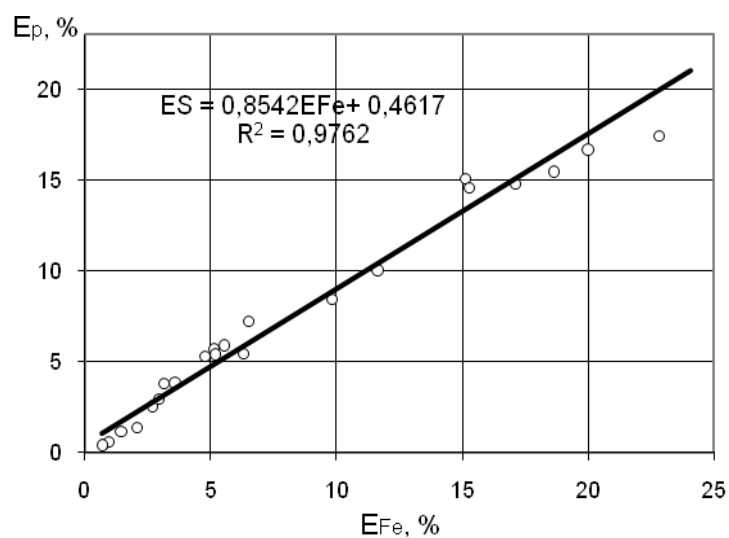


Рис.2. Зависимость степени перехода фосфора в металл E_p от степени восстановления железа из рудного сырья E_{Fe}

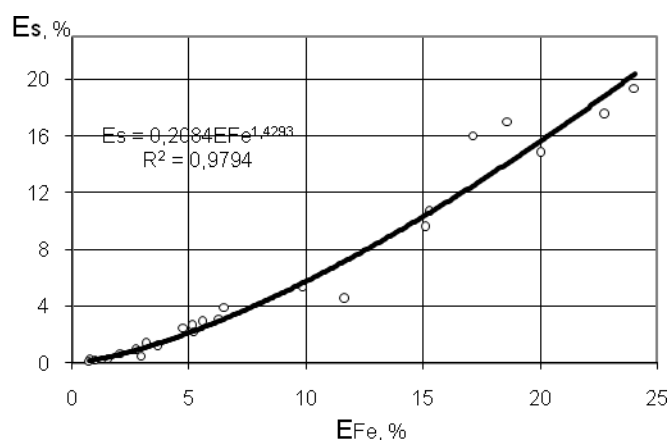


Рис.3. Зависимость степени перехода серы в металл E_s от степени восстановления железа из рудного сырья E_{Fe}

Заключение

Результаты проведенных экспериментов показывают принципиальную возможность получения ферроникеля с очень высоким содержанием никеля (50...60 %), но при таких концентрациях степень его извлечения достаточно низкая (50...60 %), а содержание фосфора превышает 0,6 %. Из полученных зависимостей следует, что восстанавливать менее 5 % железа не целесообразно, из-за низкой степени извлечения никеля (менее 70 %). Рациональная степень восстановления железа из рудного сырья – 5...10 %, что соответствует содержанию никеля в получаемом ферросплаве Ni~10...20%,

фосфора – P~0,3...0,5 %, серы – S~0,08...0,09%. Очевидно, что получаемый черновой ферроникель нуждается в рафинировании, прежде всего в дефосфорации.

Получаемый железистый шлак (FeO~60%) после обогащения может быть направлен в металлургическое производство для получения чугуна, что дает возможность осуществления безотходной технологии переработки бедных железохромоникелевых руд.

Список литературы

1. Заводяный А.В., Дружков В.Г., Прохоров И.Е. Исследование спекаемости новокиевских хромоникелевых бурых железняков в лабораторных условиях // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2008. №2. С. 40-44.
2. Выбор и определение расхода восстановителя при получении ферроникеля частичным восстановлением металлургических шлаков ОАО «Уфалейникель» Бигеев В.А., Потапова М.В., Гаряева Я.С. Наука и производство Урала. 2012. № 8. С. 40-43.
3. Способ получения ферроникеля Степашин А.М., Бигеев А.М., Потапова М.В., Бигеев В.А., Арсланов В.Г., Горбунов В.В. патент на изобретение RUS 2310694 04.10.2005.

УДК 544.654.2 : 544.654.076.324.4

НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ СИНТЕЗ СИЛУМИНОВ В РАСПЛАВЕ KF-AlF₃-SiO₂

Першин П.С., Суздальцев А.В., Зайков Ю.П.

Институт высокотемпературной электрохимии УрО РАН, Россия,
г. Екатеринбург
paffka19@yandex.ru

Аннотация. Показана возможность металлотермического получения доэвтектических силуминов при добавлении SiO₂ в расплав KF-AlF₃ при температуре 720 °С. Силумины с высоким содержанием кремния могут быть получены в данных расплавах в условиях электрохимического совместного осаждения на графите. Проведен сравнительный анализ кинетических и технологических особенностей двух методов: металлотермического восстановления SiO₂ на жидком алюминии и электрохимического соосаждения кремния и алюминия на графитовом катоде.

Ключевые слова: алюминий; кремний; силумин; синтез; электролиз; криолит.

LOWTEMPERATURE SYNTHESIS OF SILUMINS IN KF- AlF_3 - SiO_2 MELT

Pershin P.S., Suzdaltsev A.V, Zaikov Y.P.

Institute of high temperature electrochemistry UB RAS, Russia,

Yekaterinburg

paffka19@yandex.ru

Abstract. Possibility of metalthermal receiving of the pre-eutectic silumins is shown with addition of SiO_2 to KF-AlF_3 melt at a temperature of 720 °C. Silumins with the high content of silicon can be received in these melts in the conditions of electrochemical co-deposition on graphite. The comparative analysis of kinetic and technological features of two methods is carried out: SiO_2 metalthermal reduction on liquid aluminum and the electrochemical co-deposition of silicon and aluminum on the graphite cathode.

Keywords: aluminum; silicon; silumin; synthesis; electrolysis; cryolite.

Введение

В настоящее время силумины получают механическим смешением, алюмотермическим восстановлением кварца, а также совместным карботермическим восстановлением Al_2O_3 и SiO_2 [1-4]. Недостатками этих способов являются многостадийность, высокие энергозатраты, наличие примесей в получаемых силуминах.

Перспективные разработки связаны с прямым одностадийным получением силуминов в рамках технологии промышленного получения алюминия электролизом расплава $\text{NaF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ при 960-1000°C [1, 5-10]. Были исследованы физико-химические свойства данных расплавов и условия получения силуминов с содержанием кремния до 19.3 мас.%. Несмотря на успехи в лабораторных испытаниях, аналогичный результат в промышленных условиях не был достигнут: авторами было отмечено образование осадка на алюминиевом катоде, перегрев расплава, высокие энергозатраты и резкое снижение срока службы электролизеров [11, 12]. Альтернативной средой для получения силуминов может выступать система на основе KF-AlF_3 , предложенная в качестве легкоплавкого электролита для получения алюминия при 750-850°C [13-15].

Данная работа посвящена исследованию принципиальной возможности и определению кинетических параметров синтеза силуминов в расплаве KF-AlF_3 при температуре 720 °C металлтермическим и электрохимическим путем.

Экспериментальная часть

Металлотермический синтез. Металлотермический синтез провели в графитовом тигле (МПГ7), в который загружали предварительно приготовленный электролит KF-

AlF₃(KO 1.3). Смесь нагревали до 720 °С в печи сопротивления, после чего в расплав загружали металлический алюминий и SiO₂ (0.5, 1 и 2 мас.%). Синтез вели в течение одного часа.

Электрохимический синтез. Электрохимический синтез силуминов проводили в трехэлектродной графитовой ячейке на воздухе при 720 °С в потенциостатическом и гальваностатическом режиме. Рабочим электродом служил спектрально-чистый углерод (СЧУ), вспомогательным - графитовый тигель, электродом сравнения - газовый СО/СО₂ электрод [16]. Для определения параметров электрохимического синтеза методом вольтамперометрии было исследовано поведение кремния и алюминия при их катодном соосаждении на графит из расплава KF-AlF₃-SiO₂ [17].

Термическая устойчивость расплавов. Приготовленные расплавы анализировали на предмет термической устойчивости методом дифференциальной сканирующей калориметрии (DSC) при помощи комплекса термического анализа STA 449 F1 Jupiter с масс-спектрометром QMS 403 CAeolos (Netzsch, Германия).

Анализ полученных силуминов. Полученные силумины анализировали при помощи рентгеновского дифрактометра D/MAX-2200VL/PC (Rigaku, Япония), растрового электронного микроскопа с системой микроанализа JSM-5900LV (Jeol, Япония).

Результаты и обсуждение

3.1. Термическая устойчивость расплава KF-AlF₃-SiO₂. При разработке способа или технологии получения силуминов важную роль играет химическая и термическая устойчивость выбранного расплава. В таблице 1 приведены энергии Гиббса (ΔG) некоторых возможных суммарных химических реакций в расплаве KF-AlF₃-SiO₂ при 720 и 750 °С, рассчитанные по известным термодинамическим данным [18]. Приведенные данные указывают на то, что при понижении температуры с 960 до 750 °С устойчивость расплава возрастает с термодинамической точки зрения.

Таблица 1

Значения энергии Гиббса (ΔG) некоторых возможных суммарных химических реакций в расплаве KF-AlF₃-SiO₂ при 720 и 750 °С

Реакция	ΔG , кДж/моль			
	720 °С	750 °С	960 °С	
$KF + AlF_3 + SiO_2 = KAlO_2 + SiF_4\uparrow$	61.96	56.99	25.56	(1)
$4AlF_3 + 3SiO_2 = 2Al_2O_3 + 3SiF_4\uparrow$	54.75	40.63	-56.03	(2)
$KF + AlF_3 + 2SiO_2 = KAlSiO_4 + SiF_4\uparrow$	-15.95	-20.44	-48.10	(3)

Экспериментально термическая устойчивость расплава $\text{KF-AlF}_3\text{-SiO}_2$ была проверена методом термогравиметрии с применением ДСК (Рис. 1) Видно, что уменьшение массы расплава начинается от температуры 540°C и за время нагрева до 800°C общая потеря составила 1.85 масс. %.

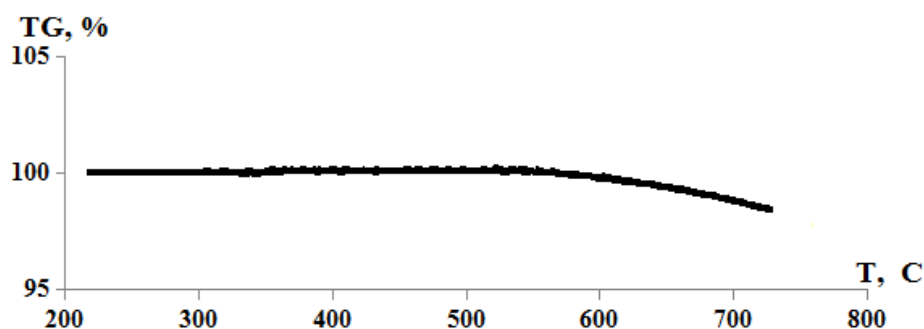


Рис.1. Термограммы расплава KF-AlF_3 с добавками SiO_2 и K_2SiF_6 .

3.2. Алюмотермический синтез силуминов. При взаимодействии жидкого алюминия с SiO_2 в расплаве происходит алюмотермическое восстановление по суммарной реакции ($\Delta G = -532.1$ кДж/моль при 720°C [18]):



Термодинамически реакция должна протекать очень быстро, и лимитировать процесс может отвод Al_2O_3 в расплав, либо отвод кремния вглубь алюминия от межфазной границы алюминий-расплав. Поэтому, выбранный расплав хорошо подходит для синтеза силуминов, благодаря высокой растворимости и скорости растворения Al_2O_3 [13-15].

Эксперименты показали, что кинетических затруднений при алюмотермическом синтезе силуминов в расплаве KF-AlF_3 не возникает. При добавлении в расплав 0.5; 1; 2 и 4 мас.% SiO_2 получены силумины с содержанием кремния 0.2; 0.4; 0.9 и 1.7 мас.%, соответственно. Согласно диаграмме плавкости системы Al-Si [19], алюмотермическим способом при 720°C могут быть получены силумины с содержанием кремния до 22 мас.%.

3.3. Электролиз расплава $\text{KF-AlF}_3\text{-SiO}_2$. Данные из вольтамперограмм [17] были использованы при выборе параметров электролиза расплава KF-AlF_3 с добавками SiO_2 . Электроосаждение осуществляли на графит в гальваностатическом (катодная плотность тока 0.8 A/cm^2) и потенциостатическом режимах (потенциал -0.8 ; -1.5 V) в течение 4 часов.

В случае потенциостатического электролиза при потенциале катода -0.8 V был получен порошок кремния (по данным РФА), в то время как в гальваностатическом и в потенциостатическом режиме при потенциале -1.5 V – твердо-жидкий осадок темно-серого цвета с характерным металлическим блеском, хорошо сцепленный с графитовой подложкой. Химический анализ показал, что полученный осадок представляет собой

силумин с содержанием 33 масс. % кремния. На Рис. 4. представлены рентгенограмма и микрофотография полученного силумина. Из микрофотографии видно, что полученный сплав имеет структуру силумина [20].

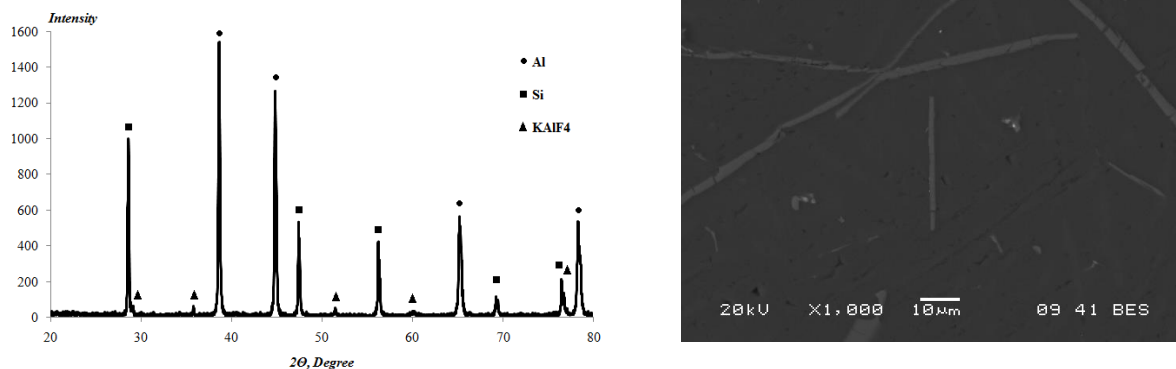


Рис. 4. Рентгенограмма и микрофотография силумина, полученного при электролизе расплава $\text{KF-AlF}_3\text{-SiO}_2$.

Таким образом, в расплаве $\text{KF-AlF}_3\text{-SiO}_2$ могут быть получены как чистый кремний, так силумины с широким диапазоном концентрации кремния (от 0.2 до 35 мас. %).

Заключение

Показана возможность бестокового получения алюмокремниевых сплавов в расплаве KF-AlF_3 при введении SiO_2 . При добавлении в расплав 0.5; 1; 2 и 4 мас. % SiO_2 получены силумины с содержанием кремния 0.2; 0.4; 0.9 и 1.7 мас. %, соответственно. При этом силумины с высоким содержанием кремния (37 мас. %) могут быть получены в данных расплавах в условиях электрохимического совместного осаждения на графитовом катоде.

Работа выполнена при финансовой поддержке стипендии Президента Российской Федерации СП-1613.2015.1.

Список литературы

1. Li L., Guan J., Liu A., Shi Z., Korenko M., Xu J., Gao B., Wang Z. The Minerals, Metals & Materials Society. EPD Congress 2015, p.209-217.
2. Федотов В.М. Патент РФ №2094515, Октябрь 1997.
3. Афанасьев В.К., Горшенин А.В., Масляев М.В., Попова М.В., Слюняева Е.В. Патент РФ №2321649, Апрель 2008.
4. Коршунов Е.А., Третьяков В.С. Патент РФ № 2148670, Май 2000.
5. Прутцков Д.В. 1995, Дисс. док. хим. наук, Екатеринбург, 271 с.

6. Прутцков Д.В., Андрийко А.А., Чернов Р.В, Делимарский Ю.К, Хвалин Л.П. Укр. Хим. Ж. 1983, Т.49, №8, с. 845-849.
7. Grjothheim K., Matiašovský K., Fellner P., Silný A. Can. Met. Quart. 1971, Vol.10, p.79-82.
8. Boe G., Grjothheim K., Matiašovský K., Fellner P. Can. Met. Quart. 1971, Vol.10, p.179-183.
9. Boe G., Grjothheim K., Matiašovský K., Fellner P. Can. Met. Quart. 1971, Vol.10, p.281-285.
10. Boe G., Grjothheim K., Matiašovský K., Fellner P. Can. Met. Quart. 1972, Vol.11, p.463-467.
11. Прутцков Д.В., Никитенко В.К, Бастрыга И.М. и др. Труды ВАМИ, Л., 1986, с. 104-113.
12. Moxnes B., Gikling H., Kvande H., Rolseth S., Straumsheim K. Light Metals 2003 p.000-000
13. Apisarov A.P., Dedyukhin A.E., Redkin A.A., Tkacheva O. Yu., Zaikov Yu.P. Rus. J. of Electrochem. 2010, Vol. 46, №6, с. 633–639.
14. Yang J., Hryn J.N., Davis B.R., Roy A., Krumdick G.K., Pomykala Jr. J.A. Light Metals. 2004, p. 321–326.
15. Dedyukhin A.A., Apisarov A.P., Tkacheva O. Yu., Zaikov Yu.P., Redkin A.A. In book: Molten Salts and Ionic Liquids: Never the Twain? 2012. p. 75-84.
16. Suzdaltsev A.V., Khramov A.P., Zaikov Yu.P. Rus. J. Electrochem. 2012, Vol.48, p.1153-1159.
17. Першин П.С., Суздальцев А.В., Зайков Ю.П. Труды XII Всероссийской конференции с международным участием «Проблемы сольватации и комплексообразования в растворах». 29 июня – 3 июля 2015, г. Иваново, с. 106-107.
18. Туркдоган Е.Т. Физическая химия высокотемпературных процессов: Пер. с англ. М.: Металлургия, 1985. 344 с.
19. Под ред. Н.П. Лякишева. Диаграммы состояния двойных металлических систем: Справочник в 3 т.: Т.1. – М.: Машиностроение, 1996.
20. W. Ruyao, L. Weihua. Direct Electrolytic Al-Si Alloys (DEASA) – An Undercooled Alloy Self-Modified Structure and Mechanical Properties. Ch. 6, 2012, 107-140.

УДК 669.745

К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОЖИГАНИЯ ГОРЮЧИХ ГАЗОВ В ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Королькова Л.Н., Меркер Э.Э., Крахт Л.Н.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

strondutt@mail.ru

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы дожигания монооксида углерода в рабочем пространстве дуговой сталеплавильной печи.

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь, дожигание, монооксид углерода, диоксид углерода.

TO THE QUESTION ABOUT THE EFFECTIVENESS OF THE AFTERBURNING OF COMBUSTIBLE GASES IN AN ELECTRIC ARC FURNACE

Korolkova L. N., Merker E. E., Kracht L. N.

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

Abstract. In the article the questions of afterburning of carbon monoxide in the working area of the electric arc furnace.

Keywords: arc steel furnace, afterburning of carbon monoxide Agerola, carbon dioxide.

Введение

Решение проблемы эффективного использования энергии технологических газов [1, 2] в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) представляются весьма актуальными [3] тем, что отходящие газы дуговой печи содержат [4, 5] потенциальную энергию $66 \div 110$ кВт·ч/т стали, которая может быть получена при окислении содержащихся в газах монооксида углерода (CO) и водорода (H₂) с теплосодержанием этих газов в пределах $50 \div 65$ кВт·ч/т стали.

За последние годы доля электрической энергии в общем расходе энергии на плавку стали в дуговых печах уменьшилась с 80 до 65 % за счет большего использования химической энергии сжигания топлива и реакций, протекающих в ванне. Удельный расход кислорода в электросталеплавильном производстве увеличился с 9 до $46 \text{ м}^3/\text{т}$ стали.

Основной реакцией в ванне печи является окисление углерода до монооксида углерода. При окислении CO до CO₂ выделяется в 3 раза больше теплоты, чем при окислении углерода расплава. Поэтому удачно спроектированная система дожигания монооксида углерода позволяет повысить производительность печи и улучшить тепловой баланс плавки [3, 4].

Эффективность систем [1, 2] дожигания характеризуется в основном двумя параметрами — степенью дожигания, представляющей отношение содержания диоксида углерода к сумме монооксида и диоксида углерода в отходящем газе, и эффективностью

теплопередачи, представляющей отношение энергии дожигания, переданной ванне, к теоретической энергии дожигания. Обычно степень дожигания [4, 5] находится в пределах 60÷100 %, а эффективность теплопередачи достигает 60 %. Результирующая эффективность составляет 35÷65 %.

В зависимости от технологических параметров плавки стали в дуговой печи дожигание (окисление углерода, монооксида углерода, водорода, железа) может протекать в металлической ванне, шлаке, газовой фазе, на всех поверхностях раздела (твердое — жидкое, твердое — газообразное, жидкое — газообразное; жидкое — жидкое). Процесс весьма сложен, изменение его параметров влияет на свойства металла, шлака, газа.

Для достижения высоких показателей степени дожигания и эффективности теплопередачи существенным является способ вдувания кислорода для дожигания. Высокоскоростное вдувание кислорода приводит к перегреву шлака и к нежелательным реакциям, включая окисление железа и углерода ванны кислородом и диоксидом углерода. Низкоскоростное противоточное вдувание обеспечивает получение оптимальных параметров дожигания без перегрева, увеличения расхода электродов или снижения выхода годного, а также предотвращает перегрев сводовых и стеновых панелей [5].

Регулирование расхода кислорода для каждого инжектора обеспечивает гибкость распределения кислорода на дожигание, позволяя осуществлять тонкую настройку, основанную на индивидуальных параметрах печи.

Дожигание монооксида углерода положительно влияет на электрические характеристики дуговой печи. В работе [5] в ходе испытаний для наблюдения за нестабильностью дуги, гармониками дуги, активной и реактивной мощностью, а также коэффициентом мощности использовали анализатор дуговых печей сверхвысокой мощности. При этом установлено, что дожигание монооксида углерода приводит к увеличению активной мощности в течение почти всех стадий плавки на 2÷3 МВт. Соответственно уменьшается реактивная мощность и увеличивается коэффициент мощности [4, 5].

На улучшение электрических характеристик влияет несколько факторов. Во-первых, за счет дожигания в лом передается значительное количество энергии. Во-вторых, очевидно, что увеличенная тепловая энергия приводит к более стабильному, ускоренному поступлению лома в зону дуги, что стабилизирует ее горение.

Наиболее заметный эффект от применения системы ALARC-PC™ наблюдали в период рафинирования, даже если подачу кислорода на дожигание поддерживали на минимальном уровне. Причина увеличения активной подводимой энергии в ходе рафинирования заключается, очевидно, в более низких значениях процентного содержания

гармоник дуги, что происходит в результате выноса шлака. Установлено, что в случае применения системы ALARC-PCTM количество гармоник дуги на 25 % меньше, что приводит к увеличению активной мощности на 2÷3 МВт.

В ходе наблюдений [5] выяснили, что дожигание монооксида углерода приводит к повышению температуры и более равномерному распределению теплоты в нерасплавленном ломе в периферийной зоне, а также к получению более обширной ванны жидкого металла в центре печи. Эти факторы обуславливают формирование активного шлака. Затем в ходе плавления следующей подвалки лома шлак частично экранирует дугу, уменьшая тем самым нестабильность горения дуги и повышая активную мощность в ходе плавления. Кроме того, поскольку значительное количество углерода шихты остается в шлаке, то концентрация монооксида железа в шлаке уменьшается. Это способствует вспениванию и улучшению свойств шлака [1, 4].

По расплавлению металла шлак уже сформирован, и его легко поддерживать во вспененном состоянии, вдувая углерод и кислород с помощью фурмы. В дальнейшем оператор должен только корректировать объем и состав шлака вдуванием извести и углерода до полного погружения дуги и достижения оптимальных гармоник дуги и оптимального подвода электроэнергий. Таким образом, дожигание монооксида углерода приводит к более высокому энергоподводу в течение окончания плавления и периода рафинирования.

Установлено, что в результате дожигания [5] монооксида углерода продолжительность нахождения печи под нагрузкой сократилась на 13 %, время от выпуска до выпуска — на 11 % и часовая производительность в общем увеличилась на 13 %.

При выплавке стали в дуговой печи обычно теряется [2, 3] большое количество энергии с технологическими газами. Дожигание монооксида углерода в печи за счет вдувания кислорода и оптимальная передача теплоты стальному лому или расплавленной стали обеспечивает более эффективное использование энергии [1, 4]. При создании систем дожигания [4, 5] в ДСП следует учитывать, что высокое содержание монооксида углерода в отходящих газах может создать опасность взрывов и механического повреждения трубопровода отвода горячих технологических газов.

При дожигании технологических газов возникают следующие основные трудности:

- изменение УСЛОВИЙ теплопередачи при переходе от нагрева твердого лома к нагреву жидкой стали, покрытой и изолирующим слоем шлака;
- подсос воздуха, приводящий к неэффективному горению монооксида углерода;
- большой боковой износ графитовых электродов под воздействием окислительной

атмосферы;

- малое время нахождения газов в печи;
- обратная реакция перехода диоксида углерода в монооксид углерода при взаимодействии железа и шлака.

Успешное обеспечение всех преимуществ, связанных с дожиганием может быть достигнуто только при разработке эффективного способа вдувания кислорода [3, 4].

Эффективность дожигания в дуговой печи в значительной мере определяется степенью смешивания вдуваемого кислорода и монооксида углерода, обеспечивающего полное горение газа [2, 5].

Очень важной при этом отношений является разработка надежной системы экспресс-анализа отходящих газов, позволяющей непрерывно контролировать состав газов по ходу плавки.

Анализ отходящих газов показал, что содержание монооксида углерода превышает 35 % при введении углерода через водоохлаждаемую фурму или незначительном отводе горячего газа. В этих условиях протекание газофазных реакций в печи может привести к сильному выносу отходящих газов.

Следовательно, при разработке процесса дожигания необходимо учитывать три отдельных фактора:

- выделение и горение монооксида углерода в начале плавки;
- горение монооксида углерода на стадии жидкой ванны;
- создание эффективных методов обогащения газа кислородом или вдувания кислорода в печь.

Обычно используют четыре основных способа обогащения газа кислородом:

- использование горелок при сверхстехиометрическом соотношении кислорода и топлива;
- применение горелок для вдувания только кислорода;
- увеличение расхода кислорода через водоохлаждаемую фурму, вводимую через дверцу;
- установка дополнительных фурм или топливнокислородных горелок.

При использовании технологии плавки в ДСП с применением кислородной фурмы имеют место следующие особенности [4]. Использование энергии, выделяющейся при дожигании, в начале цикла плавки было обеспечено при вдувании углерода через сводовую фурму. Водоохлаждаемая кислородная фурма с соплом, обеспечивающим плоскую струю, была размещена в своде печи. Она расположена таким образом, чтобы с помощью широкой струи кислорода можно было завершить горение углерода, вдуваемого

через сводовую фурму, и чтобы лом в печи мог поглотить выделившуюся при этом теплоту. Вдувание кислорода через сводовую фурму также способствует дожиганию газов в период жидкой ванны, причем содержание монооксида углерода в отходящих газах можно поддерживать на уровне, меньшем 10 %. Расход вдуваемого через сводовую фурму углерода был ограничен максимальной величиной 40 кг/мин.

Заключение

Анализ имеющихся опытных данных по использованию в ДСП методов и устройств по дожиганию горючих газов свидетельствует о возможности повышения энергоэффективности электроплавки стали при рациональном конструктивном выборе устройств системы дожигания с контролем содержания кислорода в составе отходящих из печи газов.

Список литературы

1. Степанов В.А., Меркер Э.Э., Крахт Л.Н. Повышение эффективности дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи // Бюллетень «Черная металлургия» – 2015. – № 7. – С. 61-64.
2. Арутюнов В.А., Стомахин А.Я., Егоров А.В. И др. Способ дожигания горючих газов в сталеплавильных агрегатах // Патент РФ № (11) 2081180. Оpubл. 10.06.1997. Б.И. 01/2009.
3. Меркер Э.Э., Карпенко Г.А. Способ дожигания горючих газов в дуговой печи // Патент РФ (19) RU (11) 2520925 (13) С2. Оpubл. 27.06.2004. Б.И. 18.
4. EAFS step on the gas / Batham I.K., Parr E.A., Twiselton I.C., Wilcox R. // Steel Times International/ - 1996. - № 7. - С. 29-30.
5. Results of ALARC-PC™ post-combustion at cascade Steel Rolling Mills / Gregory D.S., Ferguson D.K., Sloopmen F/ et al // Iron and Steelmaker/ - 1996. - № 5. - С. 49-54.

УДК 669.187.66.045

О ВЗАИМОСВЯЗИ ПРОЦЕССОВ НАГРЕВА, ПЛАВЛЕНИЯ И ОБЕЗУГЛЕРОЖИВАНИЯ ОКАТЫШЕЙ В ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Меркер Э.Э., Степанов В.А., Крахт Л.Н., Черменёв Е.А., Харламов Д.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

merker@inbox.ru

Аннотация. Рассмотрены особенности электроплавки стали в дуговой печи на основе анализа взаимосвязей процессов обезуглероживания, нагрева и плавления

металлизированных окатышей. Разработан и предложен метод управления режимом загрузки металлизированных окатышей в ванну дуговой печи через полые электроды с учётом соблюдения синхронности хода процессов плавления и скорости загрузки сыпучих материалов (окатышей, извести и др.) в зоны высоких температур под электрическими дугами. Установлено, что при подаче окатышей в подэлектродное пространство с учётом интенсификации режимов обезуглероживания и нагрева металла от топливно-кислородных горелок улучшаются технико-экономические и энерготехнологические показатели производства.

Ключевые слова: дуговая печь, электроплавка, обезуглероживание, окатыши, тепловой поток.

On the question of the relationship processes decarbonization, heating and melting of metallized pellets in an arc furnace

Merker E.E., Stepanov V.A., Krakht L.N., Chermenev E.A., Kharlamov D.A.

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

merker@inbox.ru

Abstract. *The features of electric melting in an arc furnace based on the analysis of the relationship processes decarbonization, heating and melting of metallized pellets. Developed and proposed method of control mode load pellets into the bath of the arc furnace through the hollow electrode, taking into account respect for the synchronization of processes of melting and download speed of metallized raw materials in the area of high temperatures under the arcs. It was found that feeding pellets subelectrode space with a view of the intensification of the decarburization and heating of the metal-oxygen fuel burners improve technical and economic indices of production and energy technology.*

Keywords: arc furnace, electrofusion, decarbonization, pellets, heat flow.

Введение

Процессы нагрева, плавления и обезуглероживания шлако-металлической ванны в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) с применением¹ железорудных металлизированных окатышей (ЖМО) и топливно-кислородных горелок (ТКГ) имеет ряд особенностей [1,2], связанные с технологией электроплавки стали при непрерывной загрузке окатышей в ванну печи, условиями теплогенерации и теплообмена в системе дуга-шлак-металл,

¹Работа выполнена в рамках госзадания № 11.63.2014/К

совместного протекания процессов обезуглероживания, нагрева и плавления ЖМО, находящихся под воздействием [3] высокотемпературных электрических дуг.

Применение ТКГ в ДСП для интенсификации [4,5] процессов электроплавки ЖМО вносит изменения в тепломассообменные процессы плавления [2] потока окатышей на границе шлак-металл, в особенности в зонах контакта топливно-кислородных факелов с жидким металлом. Наблюдаемое в этих зонах [1,5] существенное переокисление металла приводит [6,7] к изменению структурно-чувствительных свойств расплава железо - углерод (Fe - C), что способствует процессу самораскисления [7] сталеплавильной ванны вблизи критических значений углерода при обезуглероживании металла по ходу процесса плавления ЖМО в ванне агрегата.

Наблюдаемое локальное возрастание [7] скорости обезуглероживания металла ($V_C \rightarrow \max$) в области "критических" значений углерода подтверждено экспериментально, что объясняется явлением вскипания и самораскисления ванны, причём при подводе кислородного дутья (например, через ТКГ в ДСП) в ванну печи окисленность металла возрастает и наблюдается увеличение колеблемости ЭДС из-за расходования избытка кислорода на обезуглероживание металла.

Следовательно, процесс накопления кислорода [5,7] в ванне ДСП, перегрев металла при продувке его кислородом от ТКГ, изменение [6] структурно-чувствительных характеристик металла (d, ν, σ), повышение жидкотекучести и уменьшение вязкости металла вблизи критических значений углерода в металле [4,7] способствует значительному увеличению потока кислорода вглубь ванны, а это обстоятельство с учётом температурного режима, например электроплавки ЖМО в ДСП, создаёт благоприятные [5] термодинамические условия для участия поверхности подины футеровки печи в зарождении пузырьков окиси углерода (CO) и наступлении интенсивного объёмного обезуглероживания металла [3] при концентрациях углерода в пределах $0,15 \pm 0,05\%$. Опытные данные [3,4,7] свидетельствуют о том, что этот предел для $[C]_{кр} = 0,15 \pm 0,05\%$ является наиболее целесообразным моментом для непрерывной порционной подачи ЖМО в ванну ДСП при высоких тепло-массообменных условиях плавки.

Величина $[C]_{кр}$ определяется из условия равенства потоков [3,7] подвода реагентов в зону реакции и зависит от температуры металла, условий перемешивания реагирующих фаз и т.д.

На основе теоретических положений и экспериментальных данных по обезуглероживанию металла в ванне дуговой печи [5] с учётом особенностей развития

окислительных процессов при обезуглероживании металлической ванны переменной массы [1] разработали математическую модель процесса окисления углерода в ванне ДСП с учётом его составляющих.

Кинетика процесса обезуглероживания может быть представлена обобщённым уравнением:

$$-d[C](\tau)/d\tau = -v_C, \quad (1)$$

где

$$v_C = v_{C1} + v_{C2} + v_{C3} + v_{C4} \quad (2)$$

- обобщённая скорость окисления углерода в ванне дуговой печи при электроплавке ЖМО, $\%[C]/\text{мин}$, включающая следующие составляющие [1,3] в режиме

обезуглероживани $v_{C1} = (12/16)\beta_0([O] - [O]_{p.c.}) \cdot 60S_{\text{пуз}} / (V_{Me}\xi)$ и

$v_{C2} = (12/16)\beta_0([O]_{p.ш.} - [O])60S_{\text{ш.м.}} / (V_{Me}\xi)$ - скорости окисления углерода в объёме

металла на поверхности пузырьков CO и на границе раздела шлак - металл

соответственно; $v_{C3} = \rho_0 a_0 x_0 I_0 \eta_C \cdot 100 / M_{Me}$ - скорость окисления углерода кислородом

дутья через ТКГ; $v_{C4} = v_{ок}([C]_{ок} - [C]_{реакц}) / M_{Me}$ - скорость поступления углерода

(науглероживания) металла за счёт подачи ЖМО в ванну печи; V_{Me}, M_{Me} - объём, м^3 , и

масса, кг, металла в печи; $\beta_0 = 10^{-3} \div 10^{-5}$, м/с - коэффициент массопереноса кислорода;

$S_{\text{пуз}}, S_{\text{ш.м.}}$ - площади поверхности пузырьков CO и поверхности шлак-металл, м^2 ; $[O]$,

$[O]_{p.c.}, [O]_{p.ш.}$ - содержание кислорода в металле, равновесное с содержанием углерода

металла и шлака, %; η_C - доля кислорода, идущая на окисление углерода [2]; ρ_0 -

плотность кислорода, $\rho_0 = 1,42 \cdot 10^{-3}$ кг/ м^3 ; a_0 - коэффициент усвоения кислорода ванной ($a_0 = 0,8$ для ДСП-150);

I_0 - интенсивность подвода технического кислорода, $\text{м}^3/\text{мин}$; x_0 -

доля кислорода в дутье ($x_0 = 0,995$ для технического кислорода); $v_{ок}$ - скорость подачи

окатышей в печь, кг/мин; $[C]_{ок}, [C]_{реакц} = (12/16)[O]_{ок}$ - содержание углерода в окатышах

и углерод окатышей, идущий на довосстановление оксидов железа, содержащегося в них,

%; $\xi = [1 + (10^{-5} \cdot 0,75 p_{CO} / (K_{[C]}[C]^2))] \cdot [1 + 0,22 \cdot M_{ш.л} / (\gamma_{(FeO)} L_0 M_{Me})]$ - коэффициент,

учитывающий накопление кислорода в металле; $M_{ш.л}$ - масса шлака, кг; p_{CO} - внешнее

давление на пузырьки CO , Па; $\gamma_{(FeO)}$ - коэффициент активности FeO в шлаке [3].

Интегрирование выражения $v_C = -d[C](\tau)/d\tau$ даёт зависимость концентрации

углерода от времени, так как $v_C = \Delta[C]/\Delta\tau = ([C] - [C]_{нач})/(\tau - \tau_0)$, и тогда, учитывая

изменение массы металла [1,4], имеем:

$$[C] = ([C]_{нач} - v_C(\tau - \tau_0))M_{Me.0} / M_{Me}, \quad (3)$$

где τ_0 , τ - время начала и окончания окислительного процесса; $[C]_{нач}$, $[C]$ - начальная и конечная концентрации углерода, %; $M_{Me.0}$ - начальная масса металла в печи, кг.

Текущая масса металла [1,3] по ходу плавления ЖМО в ванне ДСП с учётом образующегося (FeO) вшлаке и скорости обезуглероживания (V_C , % [C] / мин) имеет вид:

$$M_{Me} = M_{Me.0} + (V_{ок} \cdot Fe_{ок} - V_C \cdot M_{Me.0}) / 100 - (56/72) \cdot V_{FeO} \cdot (\tau - \tau_0), \quad (4)$$

$Fe_{ок}$ - содержание в окатыше металлического железа, %; V_{FeO} - скорость образования FeO в шлаке печи, кг/мин.

Исследованиями установлено,² что энергосберегающие условия электроплавки ЖМО в дуговой печи [1,2] определяются взаимосвязью уровня теплоснабжения ванны и фактическим расходом окатышей ($V_{ок}$, кг/с) в соответствии с выражением:

$$V_{ок} = \left(\frac{\Delta q_6}{c \cdot V_t} - M_{Me.0} \right) \cdot \tau, \quad (5)$$

где Δq_6 - теплоусвоение ванны в ДСП, кВт; V_t - скорость нагрева металла в печи, °C / мин; \bar{c} - средняя теплоёмкость металла, Дж/кг·K; τ - время загрузки ЖМО в ванне ДСП, мин.

При этом $\Delta q_6 = P_d - q_{ок} = 3U_d \cdot I_d - q_{ок}$, где P_d - количество тепла, генерируемого тремя электрическими дугами, кВт; U_d и I_d - напряжение (В) и ток (А) в дугах; $q_{ок}$ - тепло, затрачиваемое на нагрев поступающих в ванну ЖМО, кВт.

Тепловой поток, необходимый для нагрева подаваемых в ванну ДСП окатышей до температуры плавания, собственно их плавания и нагрева получившегося расплава до текущей температуры в печи, равен:

$$q_{ок} = [\bar{c}_{ок} \cdot (T_{пл} - T_{ок}) + r_{пл} + \bar{c}_p (T_M - T_{пл})] V_{ок}, \quad (6)$$

где $\bar{c}_{ок}$ и \bar{c}_p - удельная теплоёмкость окатыша и получившегося расплава, Дж/кг·K; $T_{ок}$, $T_{пл}$, T_M - температуры начальная и плавания окатыша и металла в ванне, K; $r_{пл}$ - удельная теплота плавания окатыша, Дж/кг.

Скорость нагрева металла (V_t , °C / мин) определяют [1,2] по текущим значениям скорости окисления углерода (V_C , °C / мин) в ванне:

$$V_t = K_{онм} \cdot V_C = (119 \pm 7) \cdot V_C, \quad °C / мин \quad (7)$$

²Меркер Э.Э. и др. Пат.2360009 РФ. Способ электроплавки стали. 07.09.2005; Пат. 2385952 РФ. Способ управления электрическим режимом дуговой печи. 10.04.2010.

Значение $K_{opt} = V_t / V_C$ соответствует оптимальному перегреву металла над линией ликвидуса $\Delta t_{л} = 75 \pm 15^\circ C$.

При плавке ЖМО в ДСП важнейшим является соблюдение принципа равенства скоростей загрузки окатышей ($V_{ок}$, кг/с) и их плавления ($V_{пл}$, кг/с) с учётом обеспечения максимальных значений по скорости обезуглероживания металла ($V_C \rightarrow \max$) и его нагрева ($V_t \rightarrow \max$) в шлако-металлическом расплаве дуговой печи.

Скорость плавления порций окатышей в объёме металла (шлака) при загрузке ЖМО в ванну [1,2,4] через трубчатые (полые) электроды равна:

$$V_{пл} = m_{ок} \cdot N / \tau_{пл}, \quad (8)$$

где $\tau_{пл}$ - продолжительность нагрева и плавления окатыша, с; N - количество одновременно плавящихся на менисках металла одной порции окатышей; $m_{ок}$ - масса окатыша, кг.

Значение $N = 0,9069 \cdot 3 \cdot S_{мен} / S_{ок}$, где 0,9069 - коэффициент плотности размещения порций окатышей при наилучшем заполнении поверхности; $3 \cdot S_{мен}$ - поверхность мениска, создаваемого при контакте трёх электрических дуг с поверхностью жидкого металла под электродами печи, м²; $S_{ок} = \pi \cdot r_{ок}^2$ - поверхность, которую занимает один окатыш радиусом ($r_{ок}$), м².

Продолжительность нагрева и плавления окатыша в системе дуга - расплав металла вычисляется по выражению: $\tau_{пл} = \frac{F_{ок} \cdot N \cdot \rho_{ок} \cdot r_{ок}}{3 \cdot V_{ок}}$, с, где $F_{ок}$ - тепловоспринимающая поверхность окатыша, м²; $\rho_{ок}$ и $r_{ок}$ - плотность (кг/м³) и радиус окатыша.

При непрерывной подаче ЖМО в ДСП в зону распада электродов с использованием типовых электродов [2,5] скорость плавления окатышей ($V_{пл}$, кг/с) зависит от температуры расплава (t_p , °C), интенсивность теплопередачи и времени расплавления окатыша (τ , с) в соответствии с выражением:

$$V_{пл} = \frac{dV}{d\tau} = [\alpha_{ок} (t_p - t_{ок}) \cdot q_S] \cdot F_{ок}, \quad (9)$$

где $dV = m_{ок} / \rho_{ок}$ - изменение текущего объёма при плавлении окатыша, м³; $m_{ок}$ - масса окатыша, кг; $\rho_{ок}$ - плотность окатыша, кг/м³; $t_{ок}$ - температура поверхности окатыша, °C; $\alpha_{ок}$ - экспериментально определяемый эффективный коэффициент теплоотдачи на поверхность окатыша, Вт/(м² · °C); $F_{ок}$ - усреднённая поверхность окатыша в потоке, м².

При этом $\alpha_{ок} = Nu \cdot \lambda / d_{ок}$, где λ - коэффициент теплопроводности, $Bm/(m^2 \cdot ^\circ C)$; $d_{ок}$ - диаметр окатыша, м. Значение числа Нуссельта определяли [8] из критериального уравнения $Nu = 0,194 \cdot Re^{0,791} = 0,194 \left(\frac{\omega \cdot d_{ок}}{\nu} \right)^{0,791}$, где Re - число Рейнольдса; ω - скорость перемешивания расплава, м/с; ν - кинематический коэффициент вязкости расплава, m^2/c .

Важным условием достижения энергосбережения технологии электроплавки ЖМО в ДСП является установление оптимального соотношения скоростей загрузки и плавления металлизированного сырья, т.е. при $K_{0(x.э.)} = V_{ок} / V_{пл}$, где $K_{0(x.э.)}$ - критерий оптимального хода электроплавки ЖМО в ванне ДСП.

Получено выражение для $K_{0(x.э.)}$ в следующем виде:

$$K_{0(x.э.)} = [(q_s / \tau) \left(\frac{\Delta q_6}{c \cdot V_t} - M_{Me,0} \right)] / (\alpha_{ок} \cdot (t_p - t_{ок})) \cdot F_{ок}, \quad (10)$$

где q_s - удельная теплота плавления окатыша, кДж/кг.

При соблюдении принципа равенства $V_{ок} \cong V_{пл}$ в ходе электроплавки ЖМО в ДСП интерпретация критерия оптимальности имеет вид: $V_{ок} < 1 > K_{0(x.э.)} > 1 < V_{пл}$, т.е. если $K_{0(x.э.)}$ больше единицы, то требуется снижение скорости плавления ($V_{пл} \rightarrow \min$), а если $K_{0(x.э.)} < 1$, то необходимо повышение скорости загрузки ЖМО в ДСП ($V_{ок} \rightarrow \max$), т.к. имеет место перегрев металла в ванне агрегата.

Обработка опытных данных [1,2,8] работы ДСП-150 при различных значениях $K_{0(x.э.)}$ свидетельствует [8] о том, что при соблюдении принципа синхронности хода режимов $V_{ок}$ и $V_{пл}$ наблюдается заметное улучшение технико-экономических и энерготехнологических показателей работы агрегата.

Приведённые выражения (1) - (9) образуют структуру алгоритма математической модели [1,3,4] для определения текущих показателей процессов обезуглероживания металла, нагрева и плавления металлизированных окатышей в дуговой печи в зависимости от параметров состояния шлако-металлической ванны. Программа расчёта реализована [4,5] в среде программирования MATLABи позволяет осуществлять расчёт текущего содержания углерода в металле и определение его температуры, а также определять содержание (FeO) в шлаке, оценивать тепловые эффекты в результате обезуглероживания, а контроль соотношения процессов нагрева (V_t , $^\circ C / мин$) и обезуглероживания (V_C , $^\circ C / мин$) металла при соблюдении [2,8] синхронности хода процесса плавления ЖМО и

их загрузки в ванну ДСП способствует снижению расхода электроэнергии и повышению производительности агрегата.

Заключение

Проанализированы взаимосвязи процессов обезуглероживания, нагрева и плавления металлизированных окатышей в дуговой печи при загрузке их в ванну через типовые и полые (трубчатые) электроды в зону высоких температур металла под электрическими дугами. Результаты моделирования и анализа опытных данных показывает, что использование алгоритма модели позволяет рассчитывать текущее содержание углерода в металле, окисленность шлака, скорости нагрева и плавления металла и другие показатели процессов электроплавки стали в дуговой печи при интенсификации нагрева и теплообмена потока ЖМО в подэлектродном пространстве и вне его с использованием топливно-кислородных горелок в системе шлак-металл агрегата.

Список литературы

1. Меркер Э.Э., Черменёв Е.А. Энергосберегающие условия плавления металлизированных окатышей в ванну дуговой печи // Сталь. 2015. №1. с. 23 - 31.
2. Меркер Э.Э., Черменёв Е.А., Степанов В.А. Энергосберегающий режим электроплавки металлизированных окатышей в дуговой печи // Электротехнология. 2015. №2. с. 2 - 7.
3. Меркер Э.Э., Черменёв Е.А., Степанов В.А. Исследование кинетических закономерностей обезуглероживания при электроплавке окатышей в дуговой печи // Вестник ЧГУ. 2013. №3. Т.1. с. 21 - 26.
4. Меркер Э.Э., Черменёв Е.А. Математическая модель обезуглероживания металла при электроплавке железорудных окатышей в дуговой печи // Сталь. 2014. №3. с. 28 - 31.
5. Падерин С.Н., Падерин И.С., Кузьмин И.В. Термодинамическое моделирование окислительных процессов при обезуглероживании стали // Известия ВУЗов. "Чёрная металлургия". 2003. №5. с. 6 - 11.
6. Еланский Г.Н., Кудрин В.А. Строение и свойства жидкого металла - технология качества. М.; Металлургия, 1984. - 240 с.
7. Меркер Э.Э. Анализ процесса самораскисления сталеплавильной ванны при продувке металла кислородом // Известия ВУЗов. "Чёрная металлургия". 2001. №6. с. 62 - 64.
8. Меркер Э.Э., Степанов В.А. Повышение эффективности электроплавки стали путём подачи металлизированного сырья в зону высоких температур дуговой печи // ОАО "Черметинформация". Бюллетень "Чёрная металлургия". 2014. №1. с. 41 - 49.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ДВУХРЯДНЫХ ВОДООХЛАЖДАЕМЫХ ПАНЕЛЕЙ НА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ВЫСОКОМОЩНОЙ ДСП

Малахова О.И., Сазонов М.И.

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

mt_kaf@mail.ru

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы влияния двухрядных стеновых водоохлаждаемых панелей на технико-экономические показатели высокомошных дуговых сталеплавильных печей (ДСП). Для оценки эффективности замены типовых панелей на двухрядные проведены математические расчёты и численное моделирование.

Ключевые слова: ДСП, водоохлаждаемые панели, технико-экономические показатели.

EVALUATION INFLUENCE OF TWO-ROW WATER COOLED PANELS ON ENERGY EFFICIENCY FOR HIGH POWER EAF

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

mt_kaf@mail.ru

Abstract. This article is covered questions of influence two-row water cooled panels on EAF energy efficiency. For evaluation efficiency of changing simple wall water cooled panels for two-row water cooled panels mathematical calculation and numeral modeling are made.

Keywords: EAF, water cooled panels, energy efficiency.

Введение

В настоящее время в конструкции большинства крупных дуговых сталеплавильных печей (ДСП) используются водоохлаждаемые элементы стен и свода. Применение водоохлаждаемых панелей позволяет в общем улучшить технико-экономические показатели — увеличить производительности печи и снизить себестоимость производства стали за счёт экономии футеровки. Однако это приводит к ухудшению теплового баланса электроплавки стали и увеличению удельного расхода электроэнергии за счёт потерь с охлаждающей водой, достигающих в высокомошных ДСП 60-90 кВт·ч/т (до 10-15 % вводимой энергии) при интенсивности подачи воды около 8-10 м³/т·ч. Величина этих потерь зависит от технологии плавки, вместимости печи, применяемого оборудования и других факторов.

Надёжная работа самих панелей зависит от резко меняющихся по ходу плавки условий эксплуатации, качества воды, используемого материала и их конструкции. Так, тепловой поток на поверхность стеновых панелей может меняться от 200 кВт/м² при наличии большого слоя гарнисажа до 700 кВт/м² и выше без гарнисажа при неустойчивом горении электрических дуг. Стойкость панелей может быть очень высока при отводе теплового потока циркулирующей водой без существенного перегрева наружной стенки трубы и самой воды.

Большое число исследований посвящено усовершенствованию конструкции водоохлаждаемых элементов, расположению их в печи, применяемым материалам, разработке новых подходов к расчётам и проектированию [1-6]. Специальная конструкция водоохлаждаемых стеновых панелей ДСП (двухрядные панели) позволяет снизить потери с охлаждающей водой и увеличить их стойкость [2-3].

Авторами данной работы проведён теплотехнический расчёт двухрядных панелей по методикам [2-4], компьютерное моделирование толщины образующегося на них гарнисажа, расчёт теплового баланса электроплавки и экономической эффективности при замене однорядных панелей на двухрядные для условий 150-т ДСП ОАО «ОЭМК».

2. Влияние двухрядных панелей на тепловой баланс и образование гарнисажа

Двухрядные стеновые панели отличаются наличием выдвинутого в рабочее пространство печи дополнительного разреженного контура трубчатых змеевиков. Согласно данным [2-3], реализация в технических решениях панелей принципов неплотной укладки труб и использования теплофизических свойств гарнисажа позволяет сократить потери тепла с охлаждающей водой на 20-50 % (6-8 кВт·ч/т) по сравнению с традиционными водоохлаждаемыми элементами с плотной укладкой труб. Кроме того, повышается надёжность работы печи (в случае прожога внутреннего контура можно работать на внешнем до ближайшего холодного ремонта). Недостатком является сокращение объёма рабочего пространства на 3-5 % при замене однорядных панелей на двухрядные при модернизации производства

Расчет теплового баланса для внутреннего контура панели [4]:

$$c \cdot S_{\text{тр}} \cdot v \cdot \gamma \cdot \Delta T = S \cdot q_{1,2} \quad (1)$$

где c - теплоемкость воды; $S_{\text{тр}} = \pi \cdot D_1^2 / 4$ – площадь сечения трубы, заполненной водой; D_1 – внутренний диаметр трубы; v – скорость воды в трубе; γ – плотность воды; ΔT – температурный диапазон нагрева воды в трубе; $S = \pi \cdot D_{\text{тр}} \cdot L / 2$ – тепловоспринимающая поверхность трубы, обращенная в рабочее пространство; $D_{\text{тр}}$ – наружный диаметр трубы; L – длина трубы в одной секции водоохлаждения панели; $q_{1,2}$ – средний удельный тепловой поток в секции панелей q_1 или q_2 .

Допустимая максимальная протяженность трубы в одной секции панели, воспринимающей квазистационарный тепловой поток q_1 и q_2

$$L_1 = c \cdot D_1^2 \cdot v \cdot \gamma \cdot \Delta T / 2q_1 \cdot D_{тр} = 28,2 \text{ м} \quad (2)$$

$$L_2 = c \cdot D_1^2 \cdot v \cdot \gamma \cdot \Delta T / 2q_2 \cdot D_{тр} = 18,8 \text{ м} \quad (3)$$

Общая площадь воспринимающая тепловые потоки q_1 и q_2 :

$$S_1 = \pi \cdot D_{тр} \cdot L_1 / 2 = 3,14 \cdot 0,089 \cdot 28,2 / 2 = 3,94 \text{ м}^2, \quad (4)$$

$$S_2 = \pi \cdot D_{тр} \cdot L_2 / 2 = 3,14 \cdot 0,089 \cdot 18,8 / 2 = 2,63 \text{ м}^2, \quad (5)$$

А расход воды :

$$G_1 = S_{тр} \cdot v \cdot \tau = \pi \cdot D_1^2 \cdot v / 4 = 3,14 \cdot (0,073)^2 \cdot 1,5 \cdot 3600 / 4 = 22,58 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (6)$$

$$G_2 = 3,14 \cdot (0,073)^2 \cdot 2 \cdot 3600 / 4 = 30,12 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Согласно [4], при температуре на сливе $35 \text{ }^\circ\text{C}$ максимально допустимая плотность теплового потока $q_{max} = 8000 \text{ кВт/м}^2$. Допустимая протяженность трубы, на которую возможно воздействие экстремального теплового потока, рассчитывается по уравнению :

$$\begin{aligned} L_{max} &= c \cdot D_1^2 \cdot v \cdot \gamma \cdot \Delta T / 2q_{max} \cdot D_{тр} = \\ &= 4,1868 \cdot (0,073)^2 \cdot 2 \cdot 10^3 \cdot 20 / 2 \cdot 8000 \cdot 0,089 = 892,46 / 1424 = 0,63 \text{ м}, \end{aligned} \quad (7)$$

а общая площадь, на которую возможно рассматриваемое воздействие теплового потока,

$$S_{max} = \pi \cdot D_{тр} \cdot L_{max} / 2 = 3,14 \cdot 0,089 \cdot 0,63 / 2 = 0,29 \text{ м}^2$$

Водоохлаждаемые панели при работе печи покрываются слоем гарнисажа, который при теплопроводности около $0,1-0,2 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$ представляет собой достаточно надежную тепловую изоляцию рабочего пространства печи, а также служит для механической и электрической защиты охлаждаемых панелей. Толщина слоя гарнисажа изменяется в ходе плавки в зависимости от условий теплообмена: уменьшается за счет оплавления внешнего слоя в случае повышения тепловой нагрузки стен или температуры охлаждающей воды или увеличивается в противоположной ситуации.

Расчет толщины гарнисажной футеровки для случая двухрядных стеновых водоохлаждаемых панелей проводился нами с помощью численного моделирования методом конечных разностей с учётом наличия движущейся границы раздела фаз. Алгоритм расчёта был реализован в виде программы на языке Бейсик. На рисунке приведены результаты расчёта плотности теплового потока и толщины гарнисажа по ходу электроплавки.

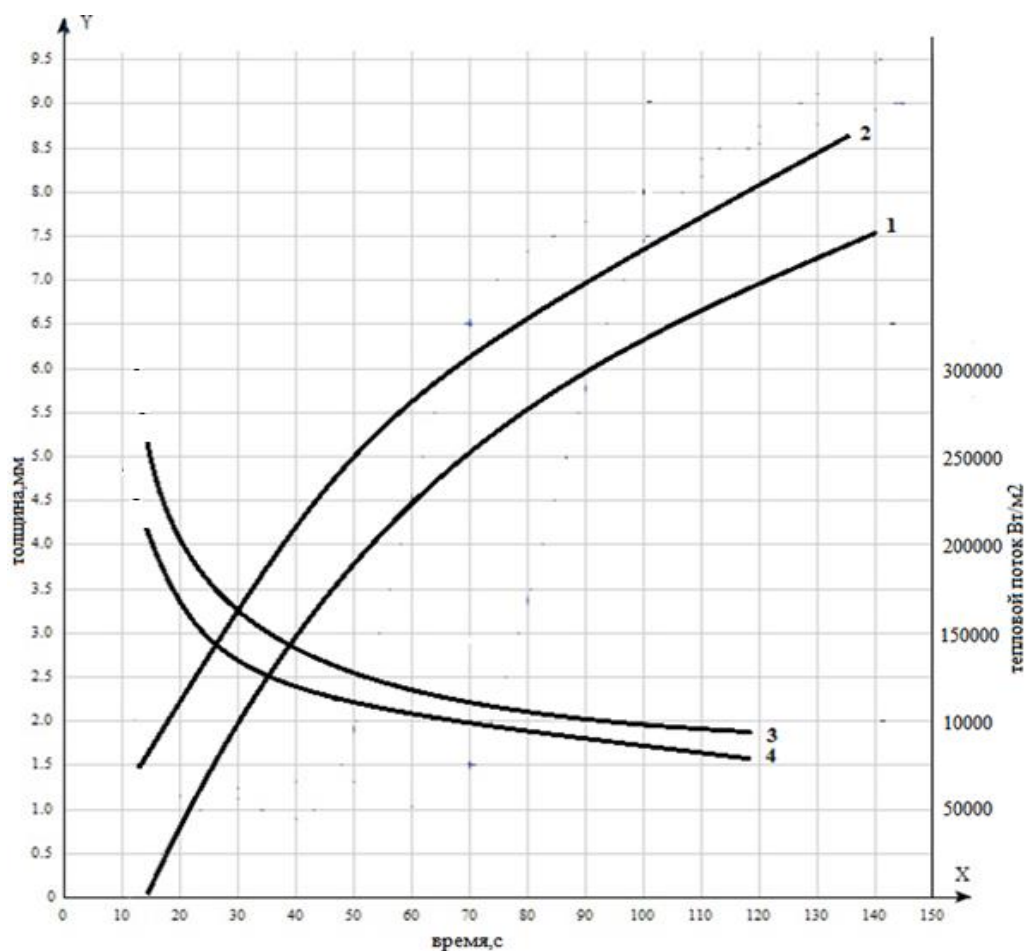


Рисунок - График изменение толщины гарнисажа и теплового потока в процессе электроплавки: 1 – толщина гарнисажа базовая; 2 – толщина гарнисажа проектная; 3 – тепловой поток на футеровку базовая; 4 – тепловой поток на футеровку проектный.

3. Экономический эффект

Результаты расчёта технико-экономических показателей при замене однорядных стеновых водоохлаждаемых панелей на двухрядные приведены в таблице.

Таблица - Сравнительные технико-экономические показатели

Показатели	Единицы измерения	Отклонение
1 Годовой объем производства	т	+1728
2 Капитальные затраты	руб.	2 075 013

3 Себестоимость 1 т Продукции, руб./т		-127,24
4 Затраты на капитальный ремонт	руб./т	-5,235
5 Годовой экономический эффект	руб.	+41 989 200

Заключение

Применение двухрядных стеновых панелей снизит потери тепла с охлаждающей водой на 13 кВт·ч/т, повысит стойкость водоохлаждаемых панелей, увеличит срок их службы, повысит надежность работы печи, что приведёт к снижению себестоимости стали и увеличению годовой производительности печи.

Список литературы

1. Сосонкин О.М., Шишимиров М.В.. Полувековой опыт эксплуатации ДСП с водоохлаждаемыми сводами и стенами и перспективы повышения эффективности плавки// Бюллетень “Черная металлургия”. - №11 — 2009 г. С. 51-55.
2. Тищенко П.И., Тимошенко С.Н., Дунь Н.Б., Аспирин В.Н, Чернавин С.Б., Клепиков Л.В., Иванаевский В.А., Эшмаков Д.А., Сакирко Н.А. Опыт применения двухрядных стеновых водоохлаждаемых панелей в ДСП высокой мощности. Черная металлургия, 2009. №11 (1319). С. 56-58
3. Тимошенко С.Н., Тищенко П.И., Онищенко, Шкляр Ю.А., Тиунов В.Н., Гнездилов А.А. Повышение энергоэффективности дуговой сталеплавильной печи с двухрядными стеновыми панелями Металлургические процессы и оборудование. 2013. №2 (32). С. 10-15.
4. Кузьмин М.Г., Чередниченко М.С.. Водоохлаждаемые узлы сверхмощных дуговых сталеплавильных печей// «Электрометаллургия» - №7. - 2014 г. С. 8-16.
5. Кузьмин М.Г., Чередниченко В.С., Бикеев Р.А., М.В. Чередниченко. Оптимизация конструкций водоохлаждаемых узлов сверхмощных дуговых сталеплавильных печей.// Бюллетень «Черная металлургия». -№4 — 2014 г. С.77-82.

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВВЕДЕНИЯ
ИОНИЗИРУЮЩЕЙ ДОБАВКИ В ПОЛОСТЬ ТРУБЧАТОГО ЭЛЕКТРОДА НА
ЭФФЕКТИВНОСТЬ НАГРЕВА МЕТАЛЛОШИХТЫ**

Меркер Э.Э., Сазонов А.В.,

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Старый Оскол

mt_kaf@mail.ru

Аннотация. В статье проведен анализ экспериментальных данных по изменению скорости нагрева металлошихты при вводе ионизирующей добавки в полость полого (трубчатого) электрода

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь, электрическая дуга, ионизирующая добавка, полый (трубчатый) электрод, показатели электроплавки, эксперимент, стабилизация токовой нагрузки, тепловое поле, скорость прогрева

**EXPERIMENTAL STUDY OF THE IMPACT OF INTRODUCTION
OF IONIZING ADDITIVES LUMEN ELECTRODES ON THE EFFICIENCY
OF HEATING METAL STOCK**

Merker E.E., Sazonov A.V.,

Sary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of

Science and Technology "MISiS", Sary Oskol

mt_kaf@mail.ru

Abstract. In the article the analysis of experimental data on the change in the rate of heating of metal charge when entering the ionizing additive in the hollow (tubular) electrode

Keywords: electric arc furnace, electric arc, ionizing additive hollow (tubular) electrode performance electrofusion experiment, the stabilization of the current load, the thermal field, the rate of warming

Введение

Улучшение тепловой работы дуговой сталеплавильной печи (ДСП) в период расплавления в значительной степени зависит от стабилизации горения электрической дуги [1]. Как правило, при загрузке металлошихты в ДСП, она не подогревается, что вносит свои характерные особенности при горении электрической дуги. При этом электрическая дуга особенно в начале периода расплавления перебрасывается с одного

куска шихты на другой (электрическая дуга «гуляет»), также достаточно часто происходят короткие замыкания и обрывы электрических дуг [2]. Это сказывается на технико-экономических показателях электроплавки стали, так как в период обрыва тепловая энергия в ДСП не вводится и система автоматического управления ходом электроплавки начинает «искать» электрическую дугу. При коротких замыканиях сила тока достигает больших значений, что негативно сказывается на эксплуатационных свойствах графитированных электродов, имеющих определенную величину допустимой плотности тока.

Короткие замыкания и обрывы электрической дуги в период расплавления приводят к значительной дисперсии колебаний тока электрической дуги [2]. Для уменьшения колебаний токовой нагрузки в ДСП во время плавления лома необходимо: 1) поддерживать токовую нагрузку, при которой дисперсия токовой нагрузки будет минимальной без изменения производительности печи [1]; 2) применять систему автоматического регулирования положения электродов, при которой обеспечивался бы минимум дисперсии [2]; 3) использовать шихту с более высокой насыпной плотностью; 4) использовать полые (трубчатые) графитированные электроды [3], позволяющие вводить ионизирующие добавки в область горения электрической дуги для стабилизации ее горения [4,5].

В работе [5] показано, что горение электрической дуги становится более стабильным, если в нее ввести водяной пар. При этом, образующийся водород укорачивает электрическую дугу и уменьшает диаметр ее столба. Применение полых (трубчатых) электродов позволяет стабилизировать [3,4,6] горение электрической дуги в период расплавления и тем самым улучшить использование мощности печного трансформатора. Через полость в трубчатом электроде можно вводить различные газы (аргон, азот, генераторный газ, окись углерода и водород) [3].

В работах [3,4] приводятся сравнительные данные работы 50 – кг печи на сплошных и трубчатых электродах (диаметр электрода 63,5 мм, диаметр отверстия 12,7 мм) при вводе различных газов в область горения электрической дуги. В таблице 1 приводятся некоторые сравнительные показатели процесса электроплавки по влиянию ввода различных газов в полость трубчатого электрода.

Таблица 1 – Показатели электроплавки стали при вводе различных газов в полость трубчатого электрода [3,4]

Плавки	Расход газа на один	Время	Средняя мощность
--------	---------------------	-------	------------------

	электрод, м ³ /мин	плавления, мин	периода расплавления, кВт
Контрольные на сплошных электродах	-	28,5	63,6
На трубчатых электродах с вводом аргона	0,014	22,3	70,3
На трубчатых электродах с вводом азота	0,028	27,2	67,3
На трубчатых электродах с вводом генераторного газа	0,028	34,6	61,6
На трубчатых электродах с вводом окси углерода	0,028	31,5	65,0
На трубчатых электродах с вводом водорода	0,028	41,7	51,1

Анализ данных таблицы 1 показывает, что при вводе аргона и азота в полость трубчатого электрода время плавления уменьшается соответственно на 6,2 и 1,3 минуты соответственно. При этом, за счет стабилизации токовой нагрузки, увеличивается средняя мощность периода расплавления соответственно на 10,5 и 5,8 %. При вводе генераторного газа, окиси углерода и водорода повышение показателей электроплавки не выявилось [4].

В лаборатории кафедры «Металлургии и металловедения им. С.П. Угаровой» СТИ НИТУ «МИСиС» на электропечной установке (ЭПУ) проводились [6] экспериментальные исследования по оценке эффективности ввода ионизирующего газа (аргона) на эффективность нагрева металлошихты электрической дугой от полого (трубчатого) электрода. В ходе проведения эксперимента изучали поведение теплового поля металлического образца (заготовки), нагреваемого от электрической дуги от полого электрода, с применением различного расхода ионизирующего газа на стабилизацию горения электрической дуги. Для определения интенсивности прогрева измерялись температуры в различных плоскостях заготовки с использованием термопар. Сравнительные результаты проведенных исследований [6] представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Сравнительные данные по эффективности ввода ионизирующей добавки на показатели ЭПУ [6]

Нагрев заготовки	Расход аргона на электрод, л/ч	Обгорание электрода за время эксперимента, мм	Средняя мощность, кВт
Контрольный на полом (трубчатом) электроде	-	6	17,5
На полом (трубчатом) электроде с вводом аргона	1700	4	19,9
На полом (трубчатом) электроде с вводом аргона	1850	3	18
На полом (трубчатом) электроде с вводом аргона	2000	4	18

Статистическую обработку опытных данных осуществляли методом корреляционного анализа. Установлено, что скорость прогрева заготовки (V_t) по ее объему определяется в основном длительностью прогрева металла (τ_n , с), мощностью электрической дуги (P_d , кВт) и расходом аргона (Q_{Ar} , л/ч), подаваемого в полость электрода в качестве ионизирующей добавки. В случае использования полого электрода с подачей аргона при расходе 1700, 1850, 2000 л/ч зависимость V_t имеет следующий вид [6]:

$$V_t = \begin{cases} -0,144 \cdot Q_{Ar} + 0,38P_d - 240,12 & \text{при } R^2 = 0,79, \\ -0,069 \cdot Q_{Ar} + 0,256P_d + 0,029 \cdot \tau_n + 127,13 & \text{при } R^2 = 0,92, \\ -0,11 \cdot Q_{Ar} + 2,36P_d - 16,83 & \text{при } R^2 = 0,87. \end{cases} \quad (1)$$

В ходе экспериментов установлено, что наиболее благоприятная структура теплового поля для нагреваемой заготовки наблюдается при использовании полого электрода с подачей инертного газа аргона в количестве 1700 л/ч. Дальнейшее увеличение расхода аргона уменьшает скорость прогрева металлической заготовки, очевидно, вследствие охлаждающего действия избытка ионизирующего газа на металл. В то же время при использовании полого электрода с подачей оптимального расхода аргона в зону электрической дуги скорость прогрева заготовки в этой области находится в пределах от

3 до 5 °C/с, т.к. эффект выдувания дуги [5] в сторону из под торца электрода в данном случае очень незначителен, а стабилизирующее свойства ее горения существенно выше.

Заключение

Анализом научно-технической литературы и экспериментальным путем в лабораторных условиях установлено, что при использовании в электропечи полых электродов при одинаковых характеристиках трансформатора вводимая мощность возрастает на 5 ÷ 10%. За счет лучшего экранирования и стабилизации электрической дуги увеличивается тепловой поток на поверхность металла, ускоряется его нагрев, что приводит к повышению производительности в период расплавления. Использование аргона в качестве ионизирующей добавки следует оптимизировать, т.к. возможен эффект охлаждения электрической дуги и уменьшения ее излучательной способности, что приведет к снижению скорости нагрева металлошихты в электропечи.

Список литературы

1. Острик В.В. Разработка рациональных энергетических режимов плавания лома и металлизированных окатышей в дуговых сталеплавильных печах. Кандидатская диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Тверь, 2003г.
2. Снижение дисперсии токов электроснабжения дуговых сталеплавильных печей. Макаров А.Н, Макаров Р.А. и др. // Электрификация горных и металлургических предприятий Сибири: Тез.докладов междунар. НПК, Новокузнецк, СГГМА. 1997. – с. 32-33
3. Егоров А.Е., Никольский Л.Е., Огороков Н.В. //Эффективность работы дуговой сталеплавильной печи на трубчатых электродах. Электротермия. №9, 1962 г., с. 27-31.
4. Никольский Л.Е. Промышленные установки электродугового нагрева и их параметры. – М.: Энергия, 1971. – 272 с.
5. Сисоян, Г.А. Электрическая дуга в электрической печи / Г.А. Сисоян. 3-е изд., испр. и доп. М.: Металлургия, 1974. 304 с. : ил.
6. 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.

**О ПОВЫШЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ДУГОВОЙ ПЕЧИ ПРИ
ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ.**

Меркер Э.Э., Тимофеев П.В., Сазонов А.В., Черменев Е.А., Крахт Л.Н.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

merker@inbox.ru

***Аннотация.** В статье рассмотрены вопросы повышения эффективности электроплавки стали с применением метода подачи металлизированных окатышей в ванну дуговой сталеплавильной печи через полые графитизированные электроды, а также рассмотрены пути оптимизации технологического, электрического и теплоэнергетического параметров работы электросталеплавильного агрегата.*

***Ключевые слова:** металлизированные окатыши; дуговая сталеплавильная печь; полый графитизированный электрод; теплоэнергетический режим.*

**ON IMPROVING THE EFFICIENCY OF AN ARC FURNACE WHEN SMELTING
IRON-RICH PELLETS.**

Merker E. E., Timofeev P. V., Sazonov V. A., E. A. Shermenev, Kracht L. N.

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

merker@inbox.ru

***Abstract.** In the article the questions of increase of efficiency of electric smelting of steel using the method of feeding iron-rich pellets into the tub arc furnace through the hollow graphitized electrodes, and consider ways of optimization of technological, electrical and heat power parameters of electric arc furnace.*

***Keywords:** metalized pellets, electric arc furnace; hollow graphitized electrode; heat-and-power mode.*

Введение

Анализ имеющихся опытных данных электроплавки стали в дуговых печах [1] сталелитейного цеха свидетельствует о возможности повышения эффективности этого производства на основе использования на печах полых (трубчатых) электродов, которые позволяют оптимизировать некоторые энерготехнологические параметры [2,3,4].

Важное практическое значение при электроплавке стали в дуговой печи с использованием различных методов подачи металлизированных и окисленных окатышей имеют процессы нагрева, обезуглероживания и плавления в сталеплавильной ванне, что обусловлено необходимостью окислительного рафинирования расплава в условиях непрерывной подачи составляющих железорудного сырья, их расплавления по ходу электроплавки, ускорения процессов тепло- и массообмена в системе металл-шлак-атмосфера печи, интенсификации «кипения» ванны и перемешивания металла и шлака [5,6,7].

Для оценки эффективности режима электроплавки стали с применением метода подачи железорудных материалов (ЖРМ) в ванну дуговой печи через полые электроды разработали экспериментальную печную установку, которую использовали для имитирования режима плавления ЖРМ в железоуглеродистом расплаве агрегата [7] (схема установки представлена на рис. 1.)

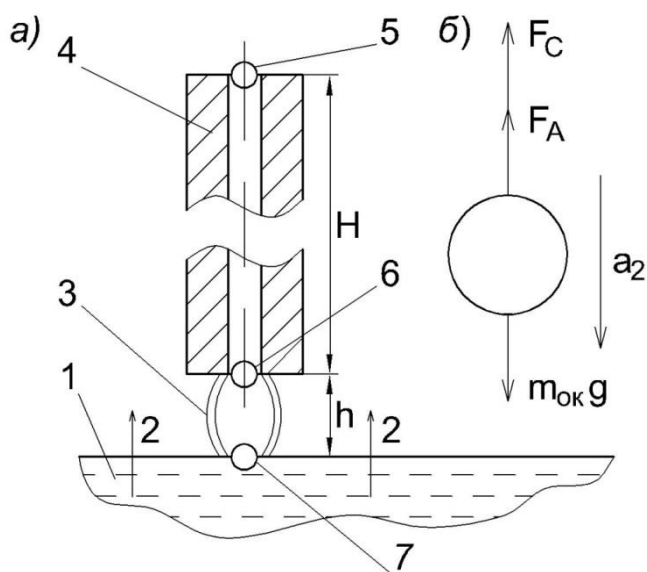


Рис. 1. Схема движения окатыша по осевому отверстию электрода (а) и распределение сил при его падении в расплав (б). 1 – расплав; 2 – отходящие газы; 3 – электрическая дуга; 4 – полый графитированный электрод; 5 – окатыш на входе в отверстие электрода; 6 – окатыш на входе в объем дуги; 7 – окатыш в ванне расплава; Н – высота электрода; h – путь движения окатыша в дуге.

Скорость падения окатыша на выходе из отверстия электрода V_x (с)

$$V_x = \sqrt{2g \cdot H}, \quad (1)$$

где Н – высота электрода, м; g – ускорения свободного падения, m/c^2 ,

а время падения окатыша - $\tau_{пад} = (\sqrt{V_x^2 + 2h \cdot a_2} - V_x) / a_2$,

(2)

где a_2 – ускорение падения окатыша, м/с^2 ; которое, в свою очередь, определяется с учетом силы сопротивления газовой среды (F_C), силы Архимеда (F_A) по формуле:

$$a_2 = \frac{-F_C - F_A + m_{\text{ок}} \cdot g}{m_{\text{ок}}}, \quad (3)$$

При этом сила сопротивления газовой среды равна:

$$F_C = 6\pi \cdot \eta_{\text{ср}} \cdot r_{\text{ок}} \cdot V_x, \quad (4)$$

где $\eta_{\text{ср}}$ – вязкость среды (отходящих из расплава газов), в которой по отверстию электрода движется окатыш, Па·с. и сила Архимеда

$$F_A = \frac{4}{3} \pi \cdot r_{\text{ок}}^3 \cdot \rho_{\text{ср}} \cdot g, \quad (5)$$

где $\rho_{\text{ср}}$ – плотность газовой среды, в которой движется окатыш, кг/м^3 .

С учетом вышеизложенного по данным выражениям (1) и (3) определяем время падения окатыша ($\tau_{\text{пад}}$) из уравнения (2).

Количество тепла, генерируемого в электрических дугах [1,4]:

$$P_d = 3U_d \cdot I_d, \quad (6)$$

где $U_d = \sqrt{U_{2\text{ф}}^2 - (I_d \cdot X_э)^2} - I_d \cdot R$ – напряжение дуги, В ($U_{2\text{ф}} = U_{2\text{л}} / \sqrt{3}$ – вторичное фазное напряжение трансформатора, В); I_d – ток дуги, А; $R = 0,4 \text{ мОм}$ – активное сопротивление электрической цепи; $X_э = X_{кз} \cdot k_x$ – эксплуатационное индуктивное сопротивление электрической цепи, мОм (Для печи ДСП-150 $X_{кз} = 3,4 \cdot 10^{-3}$, в период плавления окатышей $k_x = 1,07 \div 1,15$).

Так как тепловой поток от дуг [4] воздействует на окатыш с одной стороны, то тепловоспринимающая поверхность окатыша $F_{\text{ок}} = \pi r_{\text{ок}}^2$. Тогда тепло, получаемое окатышами излучением от дуг:

$$q_{\text{изл}} = q_{\text{ок.изл}} \cdot F_{\text{ок}} \cdot n_{\text{ок}} = q_{\text{ок.изл}} \frac{3v_{\text{ок}} \tau_{\text{пад}}}{4\rho_{\text{ок}} r_{\text{ок}}}, \quad (7)$$

где $n_{\text{ок}} = v_{\text{ок}} \tau_{\text{пад}} / m_{\text{ок}}$ – количество окатышей в объеме дуги;

При этом тепловой поток, необходимый для нагрева подаваемых в ванну ДСП окатышей до температуры плавления, собственно их плавления и нагрева получившегося расплава до текущей температуры металла в печи, равен [5]:

$$q_{ок} = [c_{ок}(T_{пл} - T_{ок}) + L_{пл} + c_p(T_{ме} - T_{пл})]V_{ок}$$

(8)

где $c_{ок}$, c_p – удельная теплоемкость окатыша и получившегося расплава, Дж/кг·К; $T_{ок}$, $T_{пл}$, T_m – температуры начальная и плавления окатыша и металла в ванне, К; $L_{пл}$ – удельная теплота плавления окатыша, Дж/кг.

Установлено, что время плавления окатыша с учетом его нагрева в дуге при использовании полых электродов [3,4,6] увеличивается по мере удаления от оси дуги.

Исходя из приведенных выражений (7) и (8), с использованием средств программирования MSExcel, установили зависимости, характеризующие влияние длины дуги (L_d) и радиуса окатышей ($r_{ок}$) на тепловой поток, воздействующий на поверхность всех окатышей в объеме дуги (7), отнесенный к тепловому потоку необходимому для их полного нагрева в потоке и расплавления потока ЖРМ (8). Данные для расчета взяты для условий работы 150-т дуговой печи [7].

Установлено, что энергосберегающие условия электроплавки ЖРМ в дуговой печи [2,7] определяются взаимосвязью уровня теплоснабжения ванны и фактическим расходом окатышей ($v_{ок}$) в соответствии с выражением:

$$\Delta q_v = G_\tau \cdot \bar{c} \left(\frac{dT}{d\tau} \right) = (G_H + v_{ок} \cdot \tau) \bar{c} \cdot v_t,$$

(9)

где $G_\tau = G_H + v_{ок} \cdot \tau$ – текущая масса металла в печи, кг; $v_{ок}$ – текущий расход ЖРМ, кг/с; G_H – начальная масса металла в печи от расплавления скрапа, кг; τ – время загрузки ЖРМ, с; \bar{c} – средняя теплоемкость металла в ванне печи, Дж/кг·К.

Из анализа вышеизложенного, на основе совместного рассмотрения выражений (7), (8) и (9) представляется целесообразным расход ЖРМ на электроплавку стали оценивать по текущим теплоэнергетическим и технологическим параметрам работы агрегата:

$$v_{ок} = \frac{P_d - G_H \cdot \bar{c} \cdot v_t}{\tau \cdot \bar{c} \cdot v_t + c_{ок}(T_{пл} - T_{ок}) + r_{пл} + c_p(T_m - T_{пл})}.$$

(10)

Для анализа режима загрузки ЖРМ на основе выражения (10) разработали алгоритм расчета с реализацией его в программе MSExcel и построили зависимости (рис. 2).

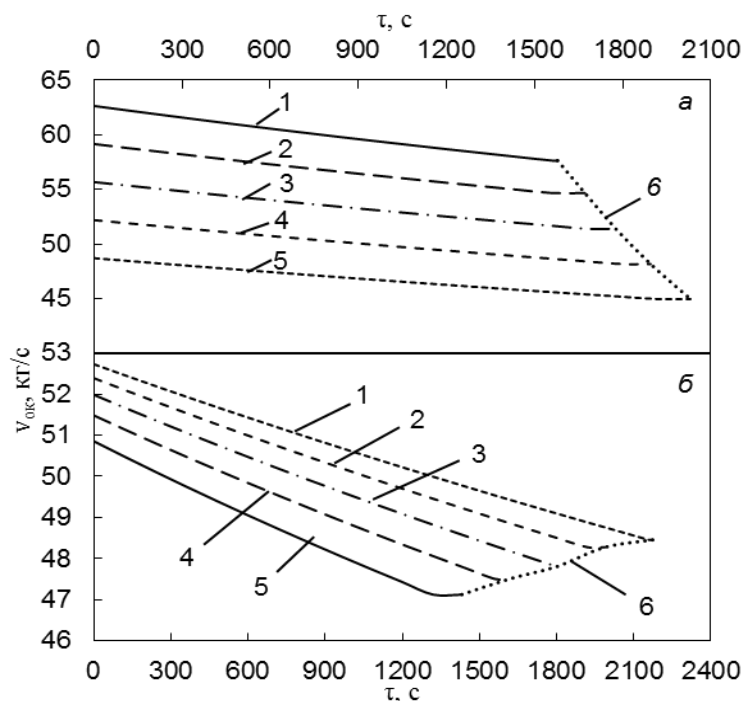


Рис. 2. Зависимость скорости подачи окатышей в ванну 150-т ДСП по ходу процесса при различных значениях мощности электрических дуг (а): 1,2,3,4,5 - $P_d = 90,85,80,75,70$ МВт соответственно и начальной массы металла в печи от расплавления скрапа G_n (б): 1,2,3,4,5- $G_n = 50,60,70,80,90$ тонн соответственно. 6 – время окончания загрузки.

Таким образом, в результате проведенных исследований показано, что при подаче окатышей в ванну ДСП через полые электроды суммарное время плавления заметно снижается, а соответствующему уровню теплоснабжения ванны ДСП требуется установление оптимальной скорости загрузки окатышей в рабочее пространство.

Заклучение:

Теоретическим и экспериментальным путем выполнен анализ энергетической и технологической эффективности использования режима загрузки металлизированных окатышей через полые электроды в ванну дуговой сталеплавильной печи и предложено уравнение для определения скорости загрузки окатышей в дуговую печь в зависимости от значений текущих параметров теплоэнергетического состояния сталеплавильной ванны.

Установлено, что подача окатышей через полые электроды в зону высокотемпературных электрических дуг приводит к ускорению нагрева и плавления металлизированного сырья и, следовательно, к ускорению процесса электроплавки стали в дуговой печи, и в целом - к повышению производительности сталеплавильного агрегата.

Список литературы:

1. Егоров А.В. Электроплавильные печи черной металлургии. М.: Металлургия, 1985-280 с.

2. Меркер Э.Э., Черменев Е.А., Сазонов А.В. Исследование эффективности электроплавки металлизированных окатышей при их непрерывной подаче в ванну дуговой печи // Известия Вузов. Черная металлургия. 2012. №5. С. 14-17.
3. Тимофеев П.В., Семин А.Е., Меркер Э.Э. Интенсификация газового азотирования жидкой стали в ковше // Известия Вузов. Черная металлургия. 2006. №11. С. 16-18.
4. Кожухов А.А., Меркер Э.Э., Сазонов А.В. К вопросу о распределении температур в электродах дуговой печи // Известия Вузов. Черная металлургия. 2008. №9. С. 7-10.
5. Патент - 11В378П. Способ рафинирования стали в дуговой печи: Заявка 6425938 Япония МКИ С22С 33/04, С21С 5/52. // Араки Тосихико, Мидзугути Кейити, Дайдо Токусюко К.К. - №62 - 180596; Заявл. 20.07.87; Опубл. 27.01.89 // Кокай токкё кохо. Сер. 3(4) - 1989. - 8. - С. 223-226 – Яп.
6. Бартенева О.И., Меркер Э.Э. Исследование процессов нагрева и обезуглероживания металла в 150-т дуговой печи с переменной массой ванны // Известия Вузов. Черная металлургия. 2001. №9. С. 65-66.
7. Меркер Э.Э., Черменев Е.А. Электроплавка металлизированных окатышей в дуговой печи: монография. – Старый Оскол: ТНТ, 2015. – 320 с.

УДК 669.162.261.3

**ВЛИЯНИЕ МАТРИЦЫ ЗАГРУЗКИ НА ТЕПЛОВЫЕ НАГРУЗКИ СИСТЕМЫ
ОХЛАЖДЕНИЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ, ОСНАЩЕННЫХ КОПАКТНЫМ БЗУ
ЛОТКОВОГО ТИПА**

**Сибгатуллин С.К.¹, Харченко А.С.¹, Харченко Е.О.¹, Сидоров М.В.¹,
Сибгатуллина М.И.¹, Миникаев С.Р.¹, Семенюк М.А.²**

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

²ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Россия,
г. Магнитогорск

10tks@mail.ru, as.mgtu@mail.ru

***Аннотация.** Исследовали действие матрицы загрузки на величину тепловых нагрузок системы охлаждения доменных печей № 4, 9 и 10 ОАО «ММК», оснащенных компактным БЗУ лоткового типа. В анализируемых периодах длительностью от 146 до 636 суток доля железорудного материала и кокса, поступающих на станции углового положения лотка № 9-11 матрицы загрузки, была в интервале соответственно от 24,0 до 57,2% и от 0 до 7% от их расхода. В результате установили, что уменьшение доли рудной части*

шихты в периферийной зоне печи на 1% от ее расхода сопровождалось снижением средней температуры холодильников шахты на 1,1 °С.

Ключевые слова: доменная печь, неофлюсованные окатыши, повышенная доля окатышей, тепловые нагрузки на систему охлаждения.

THE EFFECT OF MATRIX OF DOWNLOAD ON HEAT LOADS OF THE COOLING SYSTEM OF THE BLAST FURNACES EQUIPPED WITH THE COMPACT BELL-LESS CHARGING DEVICE OF A GUTTER TYPE

Sibagatullin S.K.¹, Kharchenko A.S.¹, Kharchenko E.O.¹, Sidorov M.V.¹,

Sibagatullina M.I.¹, Minikaev S.R.¹, Semenyuk M.A.²

¹“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

²OJSC “Magnitogorsk Iron & Steel Works”, Magnitogorsk

10tks@mail.ru, as.mgtu@mail.ru

Abstract. *The effect of matrix of download on the magnitude of the thermal loads of the cooling system of the blast furnaces number 4, 9 and 10 of OJSC "Magnitogorsk Iron & Steel Works", equipped with the compact bell-less charging device of a gutter type was investigated. During the analyzed periods lasting from 146 to 636 days the proportion of iron ore material and coke entering the station of the angular position of the tray № 9-11 of matrix of download was in the range from 24.0% to 57.2% and from 0% to 7% of their consumption respectively. As a result, we have found that a decrease in the proportion of the ore part of the charge in the peripheral zone of the furnace at 1% from its consumption was accompanied by a decrease of the average temperature of the refrigerators of the shaft by 1.1 °С.*

Keywords: *blast furnace, non-fluxed pellets, increased the proportion of pellets, heat loads on the cooling system.*

Введение

Применение в составе шихты доменных печей ОАО «ММК» неофлюсованных окатышей обусловлено нехваткой местного агломерата. В среднем их доля колеблется от 30 до 35% [1]. В некоторых случаях, например, в периоды ремонта аглофабрик доля окатышей достигает 50% и выше. Длительное использование неофлюсованных окатышей с повышенной долей отрицательно сказывается на стойкости гарнисажа и футеровки печи. Так, на доменных печах ОАО «ММК» в 1972 г. переход от офлюсованных доломитом окатышей к неофлюсованным, привел к массовому выходу из строя холодильников шахты, распара и моратора [2,3]. Причиной ускоренного износа футеровки и холодильников печи считали возросшее боковое давление материалов в нижней

половине шахты вследствие улучшения газопроницаемости верхней части столба шихты [4]. Вынесли рекомендации по устранению негативного влияния неофлюсованных окатышей на стойкость футеровки, заключающуюся в изменении проектного профиля и поддержании верхнего частного перепада давления газа достаточным для уравновешивания 40-45% массы шихты [5].

В современных условиях работы доменных печей ОАО «ММК» при повышении доли окатышей наблюдаются такие же проблемы, как и 40 лет назад. Например, увеличение доли окатышей на доменной печи № 2 ОАО «ММК» до 60% обеспечило ускоренное истирание цинковой настыви в верхней части печи и преждевременный выход из строя холодильников маратора. Повышение качества железорудного сырья так же не создает условия для формирования гарнисажа в печи, в то время как к агломерату и окатышам предъявляют высокие требования по гранулометрическому составу, холодной и горячей прочности [6]. Это вынуждает выявлять рациональный состав шихты для производства агломерата [7,8] с целью повышения его физико-химических физико-механических свойств. В связи с этим необходимо выявить мероприятия, устраняющие негативное действие неофлюсованных окатышей на футеровку доменной печи.

В направлении понижения величины тепловых нагрузок системы охлаждения шахты, распара и заплечиков при использовании неофлюсованных окатышей может действовать работа печи на повышенном перепаде давления газов за счет увеличения давления горячего дутья [9-11], установление рационального режима загрузки шихтовых материалов в печь.

В связи с этим на доменных печах № 4, 9 и 10 ОАО «ММК», оснащенных компактным бесконусным загрузочным устройством лоткового типа, проанализировали влияние матрицы загрузки на изменение температуры холодильников шахты. Средняя величина доли окатышей в исследуемые периоды составляла 33%.

На печи № 10 повышение доли железорудного материала, поступающего на станции 9-11 углового положения лотка от 24% (193 суток) до 35% (580 суток) сопровождалось повышением температур холодильников 1-го, 3-го и 4-го рядов соответственно от 44, 47, 44 до 62, 62, 49 °С. Среднее увеличение температуры холодильника составило 12 °С.

Увеличение доли кокса в периферийной зоне печи от 0,27 (636 суток) до 16,14% (146 суток) сопровождалось понижением средней температуры 1-го, 3-го и 4-го рядов на 12 °С.

При этом в периоде, с повышенными температурами, 18 раз глушили различные части холодильников в шахте, распаре и заплечиках.

На доменной печи № 9 увеличение доли рудной части шихты на станции № 9-11 от 26 (348 суток) до 35% (396 суток) сопровождалась повышением температуры 3-го и 4-го

рядов холодильников соответственно от 47 и 32 до 49 и 37. Среднее увеличение температуры холодильников составило 11 °С. Увеличение доли руды в периферийной зоне сопровождалось повышением количества заглушенных частей холодильников от 5 до 6 штук.

Повышение доли кокса в периферийной зоне печи от 0,13 (631 сутки) до 16,14% (151 сутки) сопровождалось понижением средней температуры 3-го и 4-го рядов холодильников на 12 °С и уменьшением числа заглушенных частей холодильников от 8 до 3 штук.

На доменной печи № 4 увеличение доли рудной части шихты, поступающей на станции лотка № 9-11, от 42 до 58% сопровождалось увеличением температуры 1-го, 4-го рядов холодильников шахты соответственно от 18; 27 до 49; 52 °С и понижением в районе 3-го ряда холодильников шахты от 42 до 40 °С. Среднее увеличение температур холодильников шахты составило 18 °С.

Увеличение доли кокса в периферийной зоне от 3 (249 суток) до 7% (177 суток) сопровождалось повышением температур 1-го и 4-го рядов холодильников соответственно на 25 и 19 °С, и уменьшением 3-го ряда холодильников на 2 °С. Среднее увеличение температур холодильников составило 14 °С. Причиной такого влияния кокса было совместное увеличение его доли в периферийной части печи, при одновременном повышении доли рудной составляющей в этой зоне.

На доменных печах № 9 и 10 сформировали по два периода с максимальными и минимальными температурами холодильников шахты.

На доменной печи № 9 период № 1 сформировали из 219 суток работы печи. Температуры холодильников изменялись в пределах от 21 до 35 °С. Средняя температура составляла 28 °С. Период 2 сформировали из 195 суток работы печи. Он включал в себя параметры работы печи, обеспечивающие средние температуры холодильников шахты, в интервале 50-95 °С. Средняя температура была равна 61 °С.

В периоде 2 по сравнению с периодом 1 наблюдали увеличение рудной нагрузки на периферии при понижении ее в зоне рудного гребня. Это обеспечили увеличением доли рудной части шихты от 29,2 до 35,1% на станции № 9-11 и понижением доли кокса от 5,1 до 0%. На станции № 6-8 углового положения лотка снижали рудную составляющую от 41,8 до 31,7% и увеличивали долю кокса от 48,2 до 51,7%.

При формировании двух периодов на печи № 10 с температурами 45 °С (358 суток) и 68 (275 суток) доля рудной составляющей, поступающей на станции № 9-11, увеличилась от 29,3 до 34,4 %, доля кокса уменьшилась на них от 6,6 до 0%.

Доля материалов, поступающих на станции углового положения лотка во всем цикле матрицы была следующей, %:

		кокс										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 1		0,0	0,4	4,7	13,5	15,8	18,9	18,0	17,3	6,7	4,6	0,0
Период № 2		0,0	0,0	0,0	12,9	16,2	22,6	19,3	19,3	6,5	3,2	0,0
		руда										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 1		0,2	12,2	16,8	12,9	14,9	14,1	13,4	10,7	4,9	0,0	0,0
Период № 2		0,0	17,6	17,4	9,5	10,9	11,4	12,1	12,8	8,2	0,0	0,0

Доля материалов, поступающих на станции углового положения лотка доменной печи № 10 во всем цикле матрицы была следующей, %:

		кокс										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 3		0,0	1,9	4,6	14,0	15,7	16,6	16,0	14,3	12,5	4,2	0,0
Период № 4		0,0	0,0	0,0	14,3	17,2	17,1	17,1	14,3	17,1	2,9	0,0
		руда										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 3		0,4	12,9	16,0	13,1	13,3	12,7	15,3	12,8	3,4	0,0	0,0
Период № 4		0,1	18,2	16,1	9,6	10,4	8,6	15,7	15,7	5,6	0,0	0,0

Это сопровождалось повышением средней температуры холодильников шахты от 45 до 68 °С. Количество заглушенных холодильников увеличилось от 3 до 10 штук. В это время рудная нагрузка в зоне рудного гребня (станции № 6-8) и центральной части печи (станции № 1-2) уменьшалась. На это указывает уменьшение доли рудной части шихты от 39,1 до 28,6% и увеличение доли кокса от 46,4 до 48,6%, которые поступали на станции № 6-8 углового положения лотка. Уменьшение доли кокса на станции № 1-2 составило 1,3% от 4,2 до 2,9%. При этом рудная нагрузка увеличилась на станциях № 3-5 от 0,74 до 0,76, путем увеличения доли кокса на них от 42,8 до 48,6% и рудной части шихты от 31,5 до 37,1%.

Таким образом, уменьшение доли рудной части шихты на станции № 9-11 углового положения лотка на 1% от ее расхода сопровождалось снижением средней температуры холодильников шахты на 1,1 °С.

Список литературы

1. Сibaгатуллин С.К., Харченко А.С. Выявление рациональной последовательности набора компонентов сырья в бункер БЗУ лоткового типа физическим моделированием // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015. №3. С. 28–34.
2. А.В. Дидевич, Н.И. Храпко, З.И. Либерова и др. О некоторых вопросах применения окатышей в существующих условиях доменной плавки. "Донбасс-2020: наука и техника - производству" Материалы IV научно-практической конференции. Донецк 03-04 февраля 2004. С. 227-231.
3. Марсуверский Б.А. Исследование поведения окатышей в шахте доменной печи. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. 1980 г.
4. Ю.В. Яковлев, Н.Н. Бабарыкин, Б.А. Марсуверски. Опыт применения окатышей для выплавки чугуна на ММК в 1965-1980 гг. Сталь. 1982. №1. С. 4-10.
5. Н.М. Можаренко, Н.А. Гладков, А.С. Нестеров и др. К вопросу о качестве железорудных материалов Сталь. 1997. № 8. С. 3-5.
6. Применение органических связующих компонентов в процессе агломерации железорудного сырья. Сibaгатуллин С.К., Иванов А.В., Решетова И.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 4. С. 30-32.
7. Производство агломерата при снижении в шихте доли концентрата ССГПО и аглоруды Михайловского ГОКа в условиях ОАО «ММК». Сibaгатуллин С.К., Сенькин К.В., Гибадулин М.Ф., Гостенин В.А., Некеров В.Д. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. № 4 (12). С. 9-10.
8. К расчету показателей хода доменного процесса при повышенном общем перепаде давления газов. Сibaгатуллин С.К., Майорова Т.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 3. С. 16-18.
9. Увеличение работы газового потока в доменной печи с повышением общего перепада давления по высоте. Сibaгатуллин С.К., Майорова Т.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 14-16.
10. О влиянии изменения параметров состояния газа на величину его работы в доменной печи. Сibaгатуллин С.К., Майорова Т.В., Полинов А.А. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 34-37.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ РАФИНИРОВАНИЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ
ТРУБНОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ ВЫЯВЛЕНИЯ ПРИЧИН ОБРАЗОВАНИЯ И
УСТРАНЕНИЯ ДЕФЕКТА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА “ПУЗЫРЬ-
ВЗДУТИЕ” И ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ГОТОВОГО ИЗДЕЛИЯ**

Лопатенко А.Д.¹, Семин А.Е.¹, Орехов Д.М.², Зубарев К.А.¹

¹Национального Исследовательского Технологического Университета “МИСиС”,
Россия, г.Москва

²ОМК-СТАЛЬ Литейно-прокатный комплекс, Выкса.

salat1313@yandex.ru

***Аннотация.** Проведен анализ заводских плавков трубной стали класса прочности К52 в условиях Филиала АО «ОМК-СТАЛЬ» на Литейно-прокатном комплексе. В качестве исходной информации приняты данные по массиву, состоящему из 30 плавков. Анализируемая технологическая схема включает подготовку и выпуск полупродукта из дуговой сталеплавильной печи, обработку металла на установке Ковш-Печь и вакуумирование, с учетом микролегирования и модифицирования, а также горячую прокатку полос, с последующей резкой на лист и штрипс. Показаны основные причины, влияющие на качество стали. Отмечено, что основной причиной брака исследуемой марки стали могут быть хрупкие и недеформируемые силикатные неметаллические включения. В частности, эти и другие неметаллические включения являются причиной образования дефекта металлургического производства «пузырь-вздутие». Предложены рекомендации для изменения технологического процесса, позволяющие снизить содержание силикатных неметаллических включений, что в конечном итоге может снизить вероятность образования дефекта «пузырь-вздутие».*

***Ключевые слова:** трубная сталь; класс прочности; технологическая схема; качество стали; неметаллические включения; дефект «пузырь-вздутие».*

**RESEARCH OF REFINING PROCESSES DURING PIPE STEEL MAKING FOR THE
PURPOSE OF DETECTION OF BULGING BLISTER FORMATION REASONS, THE
DEFECT CORRECTION AND IMPROVING STEEL QUALITY**

Lopatenko A.D.¹, Semin A.E.¹, Orehov D.M.², Zubarev K.A.¹

¹National University of Science and Technology "MISiS", Russia, Moscow

²OMK-STELL Casting and rolling complex, Russia, Vyksa

salat1313@yandex.ru

Abstract. The study reviews an analysis of K52 strength grade pipe steel factory melting in OMK Casting and Rolling Complex (CRC) branch which demonstrates steel quality influence factors. As a basis, we took data set of 30 melting. Analyzed manufacturing scheme includes setting and tapping in arc furnace, metal production in ladle furnace and steel degassing adjusted microalloying, ladle inoculation and also hot-rolling with subsequent sheet-shearing and strip-shearing. It is significant that reject key factors perhaps are fragile and rigid silicate non-metallic inclusions. Particularly this and other nonmetallic inclusions cause bulging blister formation. This study also contains recommendations of reducing silicate non-metallic inclusions content for change in process. Finally it can reduce bulging blister formation probability.

Keywords: pipe steel; strength grade; manufacturing scheme; steel quality; non-metallic inclusions; bulging blister.

Введение

Нефть и нефтепродукты обеспечивают около трети топливно-энергетических потребностей страны и являются одним из главных источников валютных поступлений. Поэтому состояние нефтедобывающей и нефтеперерабатывающей отраслей в значительной мере определяет и состояние экономики России в целом [1].

Для магистральных газо- и нефтепроводов, нефтепродуктопроводов и подводных трубопроводов используют электросварные прямошовные (одно- и двухшовные) трубы диаметром от 508 до 1420 мм с толщиной стенки от 7 до 48 мм. Эти трубы изготавливают из стали классов прочности от К38 до К65 на рабочем давлении до 250 атмосфер методом формовки и автоматической сварки под слоем флюса. С повышением класса прочности возрастает временное сопротивление разрыву, увеличивается предел текучести, при этом уменьшается относительное удлинение. В таблице 1 представлены вышеперечисленные показатели и их значения, предъявляемые к основным маркам трубного металла.

Таблица 1. Механические свойства основного металла труб. [2]

Класс прочности	Временное сопротивление разрыву, σ_b , Н/мм ²	Предел текучести σ_s , Н/мм ²	Относительное удлинение δ_5 , %
	Не менее		
К34	335	205	24
К38	375	235	22
К42	410	245	21

Продолжение таблицы 1

К48	471	265	21
К50	490	345	20
К52	510	355	20
К54	530	380	20
К55	540	390	20
К56	550	410	20

В условиях Филиала АО «ОМК-СТАЛЬ» на Литейно-прокатном комплексе (далее ЛПК) освоено производство проката для труб классов прочности К52-К60 для строительства газопроводов в северной климатической зоне с температурой эксплуатации до минус 60° С, промышленных трубопроводов повышенной коррозионной стойкости и хладностойкости, трубопроводов для транспортировки нефтегазопродуктов с повышенным содержанием сероводорода. На эксплуатационные свойства готовой продукции оказывает влияние ряд факторов, таких как: химический состав в довольно узких пределах, содержание примесей (P, S, N, H), содержание неметаллических включений разного состава, размера и природы образования.

На многих металлургических предприятиях, в частности на ЛПК, существует проблема наличия дефекта металлургического производства "пузырь-вздутие". Пузырь-вздутие – это дефект поверхности в виде локализованного вспучивания металлу, образующегося на поверхности листа или ленты из-за повышенного местного загрязнения металла газами или неметаллическими включениями [3]. Основной момент заключается в том, что этот дефект обнаруживается лишь в готовой трубе - после проведения формовки и сварки, а соответственно исправить его нельзя и труба бракуется.

Перед Филиалом АО «ОМК-СТАЛЬ» (ЛПК) в городе Выкса стоит ряд проблем, которые предприятие стремится решить, основные из них: уменьшение брака, повышение служебных свойств продукции, а также увеличение выхода годного.

В работе [4] представлен анализ массива промышленных плавов, металл которых не отвечал требованиям конечной продукции. В качестве основной марки стали была выбрана К52. Значимое количество плавов было забраковано по такому параметру как балл хрупких и недеформируемых силикатных неметаллических включений. Данные включения являются одним из факторов зарождения дефекта "пузырь-вздутие".

Неметаллические включения могут образовываться на всех стадиях производства стали; наиболее вероятное время и место образования указанных неметаллических

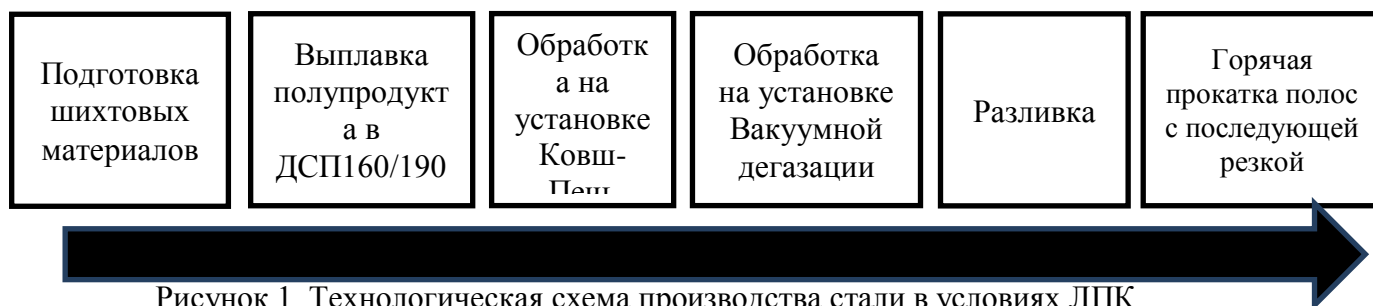
включений – начиная от выпуска полупродукта из печи в ковш до разливки металла на УНРС.

Для анализа взаимосвязи технологических приемов электроплавки стали, и обнаруженных дефектов проведена обработка массива плавок стали класса прочности К52. При анализе плавок основное внимание сосредоточено на таких технологических приемах, как: выпуск металла из печи в ковш, влияние степени отсечения печного шлака, температура и качество рабочей футеровки разливочного ковша, последовательность присадки шлакообразующих материалов и раскислителей в ковш с металлом, интенсивность перемешивания металла инертным газом, модифицирование металла. Эти параметры оказывают влияние на степень рафинирования от неметаллических включений, на степень десульфурации, возможность рефосфорации и показатели рафинирования в вакууме. Особо следует отметить необходимость защиты металла от вторичного окисления на стадии выпуска металла в промежуточный ковш и из промежуточного ковша в кристаллизатор.

На объективность результатов анализа могли оказать влияние следующие причины: недостаточная частота и малая продолжительность компаний плавок, неполный химический состав шлаков, количество сопутствующего печного шлака на выпуске, попадающего в ковш и ряд других.

Оценим наиболее значимые факторы, влияющие на образование силикатных неметаллических включений, так как эти включения являются одним из факторов зарождения дефекта «пузырь-вздутие».

Технологическая схема производства стали в условиях Филиала АО «ОМК-СТАЛЬ» показана на рис. 1.



Наиболее детально рассмотрим стадии выплавки полупродукта, обработки на УКП, вакуумирования и разливки.

Попадание в ковш печного шлака ведет к ухудшению протекания процесса десульфурации. Эти данные подтверждаются литературными [5], уменьшению

коэффициента усвоения легирующих [6-7] и приводит к образованию большого количества неметаллических включений [7].

Авторы [8] приводят зависимость степени десульфурации от суммарного содержания FeO+MnO в шлаке при внепечной обработке. Из этой зависимости видно, что чем выше содержание FeO+MnO в шлаке при внепечной обработке – тем меньше степень десульфурации.

Для сравнения была проанализирована плавка марки стали класса прочности K52 в условиях ЛПК. На анализируемой плавке после процесса десульфурации была взята проба шлака. Результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1. - Химический состав шлака анализируемой плавки

Компонент	FeO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	MnO	S
Масс %.	0,67	61,596	4,886	11,653	15,337	0,150	0,017	1,167

Суммарное содержание FeO+MnO – составило 0,68. Степень десульфурации η составила 96,99 %.

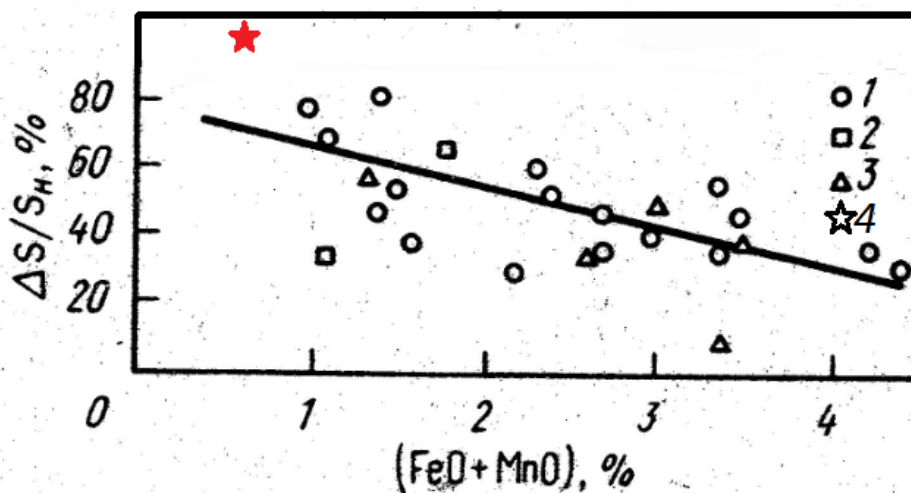


Рисунок 2. Зависимость степени десульфурации от содержания [FeO+MnO] в поверхностном слое шлака.

1 - После продувки порошками силикокальция; 2 - CaO+CaF₂; 3. CaO - CaF₂ – силикокальций; 4 - Анализируемая плавка.

Данная зависимость подтверждает, что попадание в ковш печного шлака ведет к ухудшению протекания процесса десульфурации.

В литературе [9-12] описаны варианты, позволяющие минимизировать попадание печного шлака в сталеразливочный ковш. Однако самым простым можно считать оставление большего количества металла в печи, возможно до 15-20%.

На установке Ковш-печь проводится «доводка» металла по химическому составу, подогрев до необходимой температуры перед отдачей ковша на установку ВД, с запасом по температуре, для разливки, процесс рафинирования и усреднение химического состава [13].

На образование неметаллических включений влияет содержание кислорода в металле [8], вид раскислителя. Принимая, что металл раскислен до необходимого уровня весьма важен контроль поступления кислорода извне. Это достигается ранним формированием шлака с пониженной окисленностью в ковше. При этом и перемешивание металла аргоном весьма необходимо. Это позволяет повысить степень десульфурации, способствует увеличению скорости всплывания неметаллических включений, более полному усреднению металла по химическому составу и температуре. Однако интенсивность подачи аргона не должна существенно оголять металл, дабы исключить вторичное окисление и попадание газов из воздуха [14]. В реальных условиях контроль за расходом аргона происходит, как правило, визуалью, при этом опыт сталевара, а не технологически обоснованный расход, решает «судьбу» плавки.

Существенное влияние на качество стали оказывает микролегирование и модифицирование металла.

Под микролегированием понимают [15]: введение (чаще всего совмещаемое с раскислением и дегазацией сплава) отдельных элементов или их соединений, остаточное содержание которых не превышало бы 0,1%. При этом микролегирование оказывает значительное влияние на процессы, протекающие в твёрдой фазе (на фазовый состав сплавов, размер вторичного аустенитного зерна, строение и чистоту границ и приграничных зон) и, как следствие, на свойства металла.

Использование микродобавок позволяет получить необходимое качество и свойства металла, сэкономив на количестве ферросплавов, обойдясь небольшим количеством таких металлов как ниобий, церий, барий или бор. Используемые микродобавки имеют весьма высокое сродство к таким примесям как сера, кислород, азот и другие. В связи с чем перед использованием указанных микродобавок металлических расплав должен быть очищен от вышеперечисленных примесей. Роль микродобавок может проявляться и при нахождении их в свободном (не связанном) виде, так и в виде соединений, наиболее предпочтительных, чем традиционные силикатные, глиноземистые и другие неметаллические включения.

Так, например, модифицирование щелочноземельным элементом - кальцием позволяет, во-первых, изменить форму неметаллических включений, переводя её из "опасной" в более благоприятную, глобулярную, исключая образование

микротрещин в металле, во-вторых, очистить границы зёрен от карбонитридов и тем самым повысить механические характеристики металла.

Включение во внепечную обработку операции модифицирования металла простейшей композицией в виде силикокальция позволяет существенно снизить загрязненность металла неметаллическими включениями, повысить уровень механических характеристик. Присадка легкоокисляющихся сплавов, какими, как правило, являются модификаторы, наиболее удачна, если она осуществляется путем подачи проволоки, начиненной реагентом, а не дачей кусков силикокальция непосредственно в ковш в ходе выпуска металла из печи [16].

На предприятии проводились опытные плавки с использованием бария (BA16CA25SI40 – барий содержащей проволоки). Данное мероприятие дало результат, содержание силикатов хрупких и недеформируемых было значительно уменьшено, по сравнению с использованием силикокальция, а на некоторых плавках балл данных включений был зафиксирован в пределах от 0 до 0,5.

На стадии передачи ковша на стенд разливки и на стадии непосредственно разливки металла на МНЛЗ исключить вторичное окисление металла.

Перед передачей ковша на стенд разливки, после проведения модифицирующей обработки (ввода модифицирующей проволоки через трайбаппарат и мягкой продувки аргоном), необходимо «отдать» порошковый утеплитель.

Исключение вторичного окисления стали при непрерывной разливке возможно при проведении качественной защиты металла. Необходимо исключить контакт зеркала металла с атмосферой при наполнении промковша (при разливке 1-ой плавки в серии), а также произвести отдачу необходимого количества шлаковой смеси в промковш, для исключения случаев оголения металла в процессе разливки.

Также не стоит забывать о влиянии футеровки промковша на содержание НВ в готовом металле. Исследование загрязненности стали неметаллическими включениями при разливке на МНЛЗ было проведено авторами [17-19].

Авторами [17] было подытожено, что на общее загрязнение стали 20 материал футеровки определяющего влияния не оказывает. Загрязненность плавок, крупными кислородными включениями баллом 3, разлитых через кирпичный промковш (количество шлифов, оцененных баллом 3 по СХ=6,3%, СН=64,6%) выше, чем плавок, разлитых через промковш, футерованный торкрет-массой фирмы «Lafarge» (по СХ=4,2%. СН=54,2%), и ниже, чем плавок, разлитых через промковши, футерованные торкрет-массами SMZ (по СХ=15,2%. СН=66,7%) и МПТ-2 (по СХ=19,4%, СН=77,8%).

Низкие показатели загрязненности проката неметаллическими включениями отмечены в прокате вакуумированного металла, разлитого через промковш, футерованный торкрет-массой МПТ-2 (НВ типа СХ=0%, типа СХ=50%) и через промковш, футерованный массой фирмы «Lafarge» (НВ типа СХ=0%, типа СН=38,9%). Лучшие показатели по загрязненности металла неметаллическими включениями имеет прокат вакуумированных плавок, разлитых через промковш с высокими перегородками (торкрет-масса фирмы «Lafarge»).

Из чего можно сделать вывод, что вакуумирование из технологической цепочки исключать нельзя, а промежуточный ковш следует изготавливать с высокими перегородками с использованием торкрет-массы фирмы «Lafarge».

Используя полученные данные можно воздействовать на процесс выплавки, а управляя процессом с учетом вышеперечисленных рекомендаций возможно кардинальное уменьшение содержания НВ в готовом металле, что позволит снизить возможность образования дефекта «пузырь-вздутие» в готовой трубе. Это может быть обеспечено за счет тщательного соблюдения технологических режимов на всех стадиях производства стали, включая полноту рафинирования, последовательность и количество вводимых добавок.

Список литературы

1. Багров Н.М., Трофимов Г.А., Андреев В.В. Основы отраслевых технологий: Учебное пособие. – СПб.: Изд-во СПбГУЭФ, 2006. – стр. 224
2. ГОСТ Р 52079-2003. Трубы стальные сварные для магистральных газопроводов, нефтепроводов и нефтепродуктопроводов. Технические условия.
3. ГОСТ 21014-88: Прокат черных металлов. Термины и определения дефектов поверхности.
4. Лопатенко А.Д., Орехов Д.М., Семин А.Е. Анализ технологической схемы производства трубной стали с целью разработки предложений для повышения качества готовой продукции // Известия Вузов. Черная металлургия. (Статья принята к печати. Ориентировочная дата публикации в 1 номере 2016 г. В соответствии с очередностью статей в портфеле)
5. Машиностроение энциклопедия Том IV-5. Машины и агрегаты металлургического производства Раздел IV. Расчет и конструирование машин Изд2 (2004). – С.271
6. Лузгин В.П., Явойский В.И. Газы в стали и качество металла. -М.: Металлургия, 1979 – 256с.

7. Повышение качества стали массового назначения путем продувки в ковше нейтральными газами / Я.А. Шнееров, А.Н. Чуйко, Е.М. Огрызкин и др. // Сталь – 1975. – №8. – С.695 – 698.
8. Смирнов Н.А., Кудрин В.А. Рафинирование стали продувкой порошками в печи и ковше. – М.: Металлургия, 1986 – С.168
9. Carrier B., Tinnes B. The Metacon-taphole slidegate vask, a reliable and economical equipment for slag-free tapping of electric arc furnaces // Fachberichte Huttenpraxis Metallweiterverarbeitung. – 1987 – 25. – №10. – S.931 – 936
10. Price Zauren E. Bottoms Up takes on a whole new meaning // 33 Metal Prod. – 1987. – 25 – №1. – P.20 – 23
11. Отсечка печного шлака при выпуске стали из двухванной печи / Е.И. Арзамасцев, В.П. Яровиков, С.В. Вдовин и др. // Сталь. – 1988. – №3. – С.25 – 28
12. Рафинирование металлов синтетическими шлаками // С.Г. Воинов, А.Г. Шалимов., Л.Ф. Косой и др. – М.: Металлургия, 1964. – 279с.
13. А.Н. Смирнов, Е.В. Ошовская, И.Н. Салмаш, В.М. Сафонов, К.Е. Писмарев. Некоторые вопросы оценки интенсивности перемешивания при продувке металла в ковше инертным газом // «Металл и литье» - № 3 – 4, - 2007. – с. 44 – 49
14. Кудрин В.А. Внепечная обработка стали и чугуна. М.: МИСиС, 1992. С.119 – 126.
15. Леках С.Н., Бестужев Н.И. Внепечная обработка высококачественных чугунов в машиностроении. Мн.: Наука и техника, 1992. – 269 с. ISBN 5-343-00928-X.
16. Голубов В.А., Мизин В.Г., Кадарметов. Повышение качества стали с использованием способов микролегирования, модифицирования и инокулирования. Бюллетень НТИ ЧМ. 1990. ВфЖ2. С.19 – 23
17. Харламов Д.А., Дрозд А.В., Меньшиков П.В. Исследование загрязненности стали неметаллическими включениями при разливке на МНЛЗ // Фундаментальные исследования. № 2. - Металлургия. – 2005. С.56-57
18. Бокарев С.П., Кондратюк В.А., Зубков А.И. // Сталь, № 7, 2000. с. 35-37.
19. Харламов Д.А., Дрозд А.В., Меньшиков П.В.. Труды международной научной конференции «Образование, наука, производство и управление в XXI веке», Ст. Оскол: ООО «ТНТ», 2004. Т2., с. 220-224.

УДК 669.046:662.951.25

ГОРЕЛОЧНОЕ УСТРОЙСТВО С ИСПЬЛЗОВАНИЕМ ТЕПЛА УХОДЯЩИХ ГАЗОВ

Стерлигов В.В., Шадринцева Д.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, Россия,

г. Новокузнецк

razm@list.ru; schadrintseva.darya@yandex.ru

***Аннотация.** Работа посвящена энергосбережению в металлургии. Экономия энергоресурсов достигается за счет установки специального оборудования для использования тепла уходящих газов. Было предложено создание системы отопления, в которой устройство для сжигания газа совмещено с утилизацией тепла уходящих газов. Наряду с обычным теплотехническим эффектом (экономия энергоресурсов) использование комбинированного устройства, которое называется «рекуперативной горелкой», позволяет значительно упростить систему подвода газа и воздуха в агрегате, что снизит капитальные затраты на его строительство.*

***Ключевые слова:** энергосбережение; газовая горелка; рекуперация.*

BURNER DEVICE USING THE HEAT OF EXHAUST GASES

Sterligov V.V, Shadrintseva D.A.

Siberian state industrial University, Russia,

Novokuznetsk

razm@list.ru; schadrintseva.darya@yandex.ru

***Abstract.** The work is dedicated to energy efficiency in the industry. Energy savings achieved through the installation of special equipment for the heat utilization of exhaust gases. We propose the creation of a heating system in which a device for burning gas is combined with heat recovery of exhaust gases. Along with the usual effect of heat engineering (energy saving), the combined use of the device, which is called "recuperative burner" can significantly simplify the supply of gas and air in the unit, which will reduce the capital cost of its construction.*

***Keywords:** energy efficiency; gas-burner; recovery.*

Введение

Энергосбережение является актуальной проблемой особенно для производств, где доля энергии в себестоимости продукции является значительной. Это прежде всего производства, в которых используются пиропроцессы в различных теплотехнических устройствах.

В металлургическом производстве разливка стали осуществляется в сталеразливочные ковши. Во время выпуска плавки из конвертора или дуговой электропечи, температура расплава может достигать высоких значений около 1500-1600°C. Температура рабочего слоя футеровки ковша при заливке, как правило, значительно ниже. Это вызывает напряжения в рабочем слое футеровки, которые могут привести к образованию сколов. Для того чтобы этого избежать необходим предварительный нагрев футеровки сталеразливочных ковшей.

В настоящее время на российских и зарубежных металлургических предприятиях широкое распространение получил высокотемпературный разогрев футеровок сталеразливочных ковшей, который обеспечивает повышение их стойкости и срока службы, снижает потери тепла расплавом. Кроме того, разогрев кладки позволяет устранить отбор тепла кладкой от металла и устранить необходимость перегрева металла перед выпуском.

Способы нагрева сталеразливочных ковшей на отечественных предприятиях принципиально мало различаются – в основном используют установки, оборудованные крышками и газогорелочными устройствами различной конструкции, создающими факел, заполняющий весь объем ковша.

Это направление (разогрев ковшей) является широкомасштабным, и только на одном Западно-Сибирском металлургическом комбинате (ОАО ЕВРАЗ ЗСМК) расходуется свыше 85 млн. м³/год природного газа. При этом теплотехнический к.п.д. агрегата является очень низким, что определяет большие потери тепла с уходящими газами, это тепло не используется в качестве вторичного энергоресурса и составляет в тепловых балансах 40-50% всего потребляемого тепла. Такая же ситуация существует и на других производственных теплотехнических агрегатах.

Экономия энергоресурсов может быть достигнута за счет установки специального оборудования для использования тепла уходящих газов. Мы предлагаем создать такую систему отопления, в которой устройство для сжигания газа совмещено с утилизацией тепла уходящих газов. Наряду с обычным теплотехническим эффектом (экономия энергоресурсов) использование такого комбинированного устройства, которое называется «рекуперативной горелкой», позволяет значительно упростить систему подвода газа и воздуха в агрегате, что снизит капитальные затраты на его строительство. Отказ от трубопроводов для горячего воздуха позволяет избежать теплопотерь при движении его в обычных системах отопления. Рекуперативная горелка создается на основе конструкции плоскопламенной горелки, при этом аэродинамика позволяет производить отсос через

центральную трубу. Такое отопление позволяет увеличить интенсивность теплопередачи этих плоскопламенных горелок по сравнению с обычными струйными.

Проведены расчеты внешнего теплообмена в рабочем объеме ковша, который выбран как основной объект приложения полученных результатов. Этот аналитический расчет дал основные характеристики излучения, которые должны быть достигнуты создаваемой горелкой. Также определена геометрия факела, кинематические характеристики его и требуемое распределение температур, выполнено конструирование горелочного устройства, размеры которого обеспечивают требуемые характеристики процессов и тепловую мощность.

Проделанные расчеты теплообмена показывают большую интенсивность при косвенно направленном радиационном режиме (КНРР) по сравнению с равномерно распределенным радиационным режимом (РРРР). Такие же выводы представлены в литературных источниках [1,2,3].

При КНРР факел располагается вблизи поверхности кладки, что может быть достигнуто при использовании плоскопламенных [1] или факельно-сводовых горелок [2]. Используемые схемы отопления предполагают отвод продуктов горения вне пределов факела. Было предложено, что образование факела и отвод дыма должны быть сопряжены в одном месте. Это возможно при радиальном растекании факела только через центральную часть горелки, т.к. в любой другой точке обогреваемой поверхности движется факел и отвод продуктов горения здесь невозможен.

В настоящее время сводовое отопление, реализуется при использовании плоскопламенных горелок, конструкции которых представлены, в основном, двумя типами горелок ГР и ГПП [4].

Несмотря на некоторое отличие в конструкции оба эти типа горелок имеют идентичную схему потоков. Из устья горелки выходят два вращающихся потока газа и воздуха, которые благодаря тороидальному профилю горелочного блока растекаются вследствие центробежных сил, создавая угол раскрытия факела 180° , образуя плоское пламя, что и определяет название таких горелок.

Но центральная часть этих горелок не может быть использована для отвода дыма, т.к. занята исходящими потоками воздуха и газа. Поэтому необходима специальная новая конструкция горелки, обеспечивающая разомкнутый факел с использованием подогрева воздуха в самой горелке. Схема такой горелки представлена на рисунке 1.

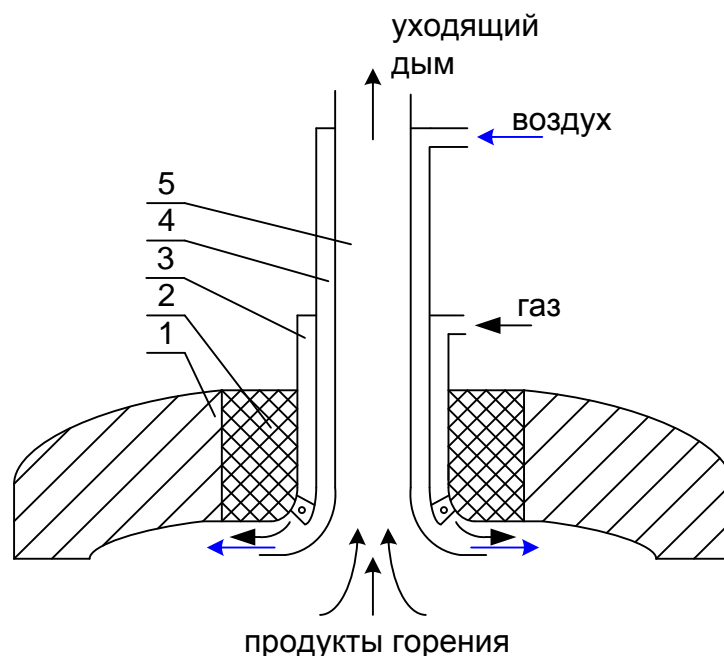


Рисунок 1 – Схема предлагаемой горелки:

1 – свод; 2 – горелочный блок; 3 – газовая труба; 4 – воздушная труба;
5 – дымовая труба.

Факел, формируемый профилем проточной части, растекается с углом раскрытия 180° (плоский факел) и растекается по поверхности свода 1. Горелочный блок 2 имеет профиль, определяемый способом формирования растекания факела – радиальный факел или закрученный, что будет обсуждено ниже, при этом газ подается через трубу 3, а воздух по трубе 4. Из чисто умозрительных рассуждений можно видеть, что при захвате факелом объемов печной газовой среды в центре факела образуется дефицит массы (локальное разрежение). Поэтому к этому месту будут постоянно подтекать новые объемы продуктов горения. Такое предположение подтверждается специальными экспериментами [5]. Эту зону разрежения (зону возвратного движения) нужно использовать для отбора дыма через центральную дымовую трубу 5.

Для обеспечения минимального аэромеханического сопротивления скорость движения дыма должна быть минимальной, что требует максимально возможного диаметра дымовой трубы.

При этом будет увеличиваться доля лучистой теплоотдачи от дымовых газов к стенкам дымовой трубы 5. Т.к. дым отбирается непосредственно из рабочего пространства, то температура дыма будет высокой (более 1000°C) и при этом преобладающим будет лучистый теплообмен в газовой среде. Поскольку газы излучают всем объемом, то нужно увеличивать величину газового объема, в нашем случае –

диаметр газовой трубы. Специальные опыты [6] показывают, что увеличение диаметра трубы, по которой проходят горячие дымовые газы с 50 мм до 150 мм увеличивают тепловой поток в 5 раз. Приведенный анализ позволяет определить ключевые положения, которые должны быть учтены при разработке конструкции горелок.

С учетом высокой температуры продуктов горения ($t_d > 1400^\circ\text{C}$) рекуператор будет работать в радиальном режиме, а с учетом движения потоков и расположения рекуператора его можно классифицировать как «радиальный щелевой одностороннего нагрева» [6].

Анализ интенсивности нагрева кладки при двух режимах теплообмена показал, что косвенно направленный радиационный режим более эффективен. На основе анализа предложен новый способ отопления с использованием вновь созданной горелки, определена геометрия факела, кинематические характеристики его и требуемое распределение температур, выполнено конструирование горелочного устройства, размеры которого обеспечивают требуемые характеристики процессов и тепловую мощность.

Разработана рекуперативная горелка, которая была испытана на аэродинамическом стенде, что подтвердило ее работоспособность.

Список литературы

1. Еринов Е.А., Сорока Б.С. Рациональные методы сжигания газового топлива в нагревательных печах. Киев : Техніка, 1970. 252 с.
2. Кузовников А.А., Дружинин Г.М. и др. Промышленное освоение и оценка эффективности тепловой работы нагревательных печей при сводовом отоплении. Отчет ВНИИМТ. Свердловск, 1976. 200 с.
3. Улучшение топливоиспользования и управление теплообменом в металлургических печах / В.Г. Лисиенко, В.В. Волков, Ю.К. Маликов. М.: Металлургия, 1988. 231 с.
4. Современные горелочные устройства (конструкции и технические характеристики): Справочное издание / А. А. Винтовкин [и др.]. М.: Машиностроение-1, 2001. 496 с.
5. Иванов Д.А., Сеничкин Б.К. Аналитическое определение коэффициента теплоотдачи с помощью пристеночных функций // Энергетики и металлурги настоящему и будущему России : материалы 8-й Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и специалистов / под общ. ред. Б.К. Сеничкина. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. С. 141-145.
6. Тебеньков Б.П. Рекуператоры для промышленных печей. М.: Металлургия, 1975, 296 с.

ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА IF-BH СТАЛЕЙ

Марчук М.В., Григорович К.В.

Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"

Россия, г. Москва

marchukmv@gmail.com

***Анотация.** Проведено исследование образцов проката IF-BH стали российского производства, методом фракционного газового анализа (ФГА) оксидных неметаллических включений, подтвержденное результатами оптического и электронного металлографического анализа. На основе записей технологических журналов выплавки были выявлены возможные причины отсутствия ВН-эффекта и составлены рекомендации по их устранению.*

***Ключевые слова:** IF-сталь; IF-BH; ВН-эффект; внепечная обработка; микролегирование; ФГА.*

SECODARY METALLURGY OF IF-BH STEELS

National University of Science and Technology "MISiS", Russia

Moscow

marchukmv@gmail.com

***Abstract.** The samples of IF-BH steel of Russian production were examined using the fractional gas analysis (FGA) of the non-metallic oxide inclusions; the results obtained were confirmed by optical and electron metallographic analysis. Basing on the melting technological data the possible reasons of the ВН-effect absence were identified and the problem solutions were proposed.*

***Keywords:** IF-steel; IF-BH; ВН-effect; secondary refining; microalloying; FGA.*

Введение

Современная автомобильная промышленность стремительно развивалась в течение нескольких последних десятилетий. С каждым годом использовались более совершенные материалы. Прочность, вес, формуемость, коррозионностойкость и доступность материала определяли его дальнейшую судьбу в массовом производстве. Снижение спроса на сталь, в связи с применением альтернативных материалов, способствовало объединению усилий ведущих металлургических компаний по разработке новых марок стали. Одной из самых крупных стала программа создания сверхлегких, высокопрочных стальных кузовов (Ultra-lightSteelAutoBody – ULSAB). В рамках данной программы создано множество новых,

высокотехнологичных типов сталей, которые сегодня успешно применяются в автомобилестроении. Российские металлургические предприятия также производят подобные стали, но известны случаи отказа от поставок металлопродукции по инициативе потребителя в виду несоответствия критериям качества. Наиболее остро проблема стоит в поставках IF-ВН стали (InterstitialFree – без примесей внедрения, Bake Hardening - с упрочнением при сушке), которая используется в изготовлении кузовных панелей.

Стали IF-класса обладают высокой пластичностью, обеспечивающей глубокую и сложную штамповку. Высокая пластичность достигается за счет чистой ферритной основы, а остаточные примеси (С, N) связаны в карбиды, нитриды и карбонитриды, что достигается строго регламентированными добавками сильных карбидо- и нитридообразующих элементов, таких как титан и ниобий. Содержание в IF-стали титана и ниобия определяется содержанием в ней примесей внедрения (С, N), однако верхний уровень содержания титана ограничен, так как при этом резко ухудшаются поверхностные свойства листа. Считается, что качество выпускаемой продукции повышается при уменьшении содержания углерода, азота и серы в стали. Лучшие стали IF-класса содержат менее 20 ppm углерода и 30 ppm азота. Химический состав IF-сталей, производимых на различных предприятиях, приведен в таблице 1 [1-3].

Таблица 1 – Химический состав IF-сталей на различных предприятиях [1-3]

предприятие	Содержание элемента, (% (масс.))							
	С	N	Mn	P	S	Al	Ti	Nb
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Kawasaki Steel (Япония)	≤ 0,002	0,002	0,18	0,006	0,007	0,028	0,080	–
National Steel Corp.(США)	≤ 0,0025	0,002	0,20	0,006	0,007	0,028	0,098	–
Sollac (Франция)	≤ 0,0025	0,002	0,20	0,003	0,009	0,045	0,017	0,023
Erdemir (Турция)	≤ 0,004	≤ 0,005	н.д.	< 0,009	< 0,009	н.д.	0,075	–
Tata Steel(Индия)	≤ 0,005	≤ 0,003	н.д.	<0,015	<0,015	н.д.	0,065	–
BAO Steel (Китай)	≤ 0,004	≤ 0,004	н.д.	<0,009	<0,009	н.д.	н.д.	н.д.

НЛМК	$\leq 0,003$	$\leq 0,005$	0,1-0,18	$\leq 0,012$	$\leq 0,012$	0,02- 0,06	0,07- 0,12	0,01- 0,04
Северсталь	$\leq 0,003$	0,0054	0,12	0,009	0,008	0,032	0,034	0,044

ВН-эффект позволяет повысить прочность сталей с повышенной штампуемостью на этапе горячей сушки окрашенных поверхностей автомобиля. Процесс упрочнения основан на том, что свободные атомы углерода, присутствующие в кристаллической решетке феррита матрицы, начинают диффундировать при повышении температуры (во время сушки лакокрасочного покрытия готового изделия), и закрепляют подвижные дислокации, которые образовались в процессе штамповки. Результатом закрепления дислокаций является повышение прочности стали.

Пригодность автолистового проката определяется несколькими показателями: качеством поверхности, штампуемостью и эффектом упрочнения при сушке. Качество поверхности зависит от содержащихся в металле неметаллических включений. Штампуемость определяется наличием атомов внедрения, которые препятствуют скольжению дислокаций. Эффект упрочнения при сушке, с точки зрения сталеплавильного производства, достигается за счет проведения точного микролегирования карбидо- и нитридообразующими элементами.

Существует три альтернативные группы сталей, в которых достигается ВН-эффект [4,5]:

1. Стали с избыточным углеродом, в которых концентрация микролегирующих элементов ниже стехиометрической, т.е. их не хватает для полного связывания углерода. В этом случае углерод после горячей прокатки остается либо в твердом растворе, либо в виде цементита, который растворяется при последующем отжиге;
2. Стали с концентрацией микролегирующих элементов выше стехиометрической, т.е. их достаточно, чтобы гарантировано связать весь углерод в карбиды. ВН-эффект в этих сталях обеспечивается за счет контролируемого растворения карбидов при нагреве во время отжига холоднокатаных полос, в результате чего часть углерода переходит в твердый раствор;
3. Стали, в которых концентрация микролегирующих элементов точно соответствует стехиометрическим пропорциям.

Одним из отечественных предприятий были предоставлены образцы плавок IF-ВН, но в которых ВН-эффект не наблюдался. Образцы были отобраны на различных этапах технологической цепи сталеплавильного производства. Поскольку ключевыми факторами, определяющими ВН-эффект, являются соотношения атомов внедрения (углерода и азота)

и стабилизирующих их элементов (титана и ниобия), то и основное внимание уделялось именно им.

В данных образцах ВН эффект планировалось достичь за счет наличия избыточного углерода (группа 1). Данная группа сталей примечательна менее трудоемкой технологией проката (по сравнению со второй), а также не требует дополнительных затрат, связанных со сложностями реализации точного микролегирования стали (по сравнению с третьей группой), хотя механические характеристики проката из данной стали несколько ниже, по сравнению двумя другими.

В данных сталях содержание микролегирующих должно находиться в области значений (1) и (2):

$$\Delta C = [C] - 12/93[Nb] - 12/48[Ti]_{TiC} \quad (1)$$

$$[Ti]_{TiC} = [Ti]_{Общ} - [Ti]_{TiN} = [Ti]_{Общ} - 48/14[N] \quad (2)$$

где ΔC – свободный углерод, % (масс.);

$[C], [N], [Nb], [Ti]_{Общ}$ – общее содержание углерода, азота, ниобия и титана в стали соответственно, % (масс.);

$[Ti]_{TiN}, [Ti]_{TiC}$ – титан, взаимодействующий с карбидами и нитридами соответственно, % (масс.).

Согласно данным источников [4-7], для сталей первой группы содержание свободного углерода в стали должно находиться на уровне 20 ppm. Таким образом, с помощью выражений (1) и (2) были рассчитаны необходимые содержания титана и ниобия в стали. Данные расчета были сопоставлены с данными химического состава проб, отобранных на этапе разлива стали.

Сопоставление данных представлено на диаграммах 1 и 2.

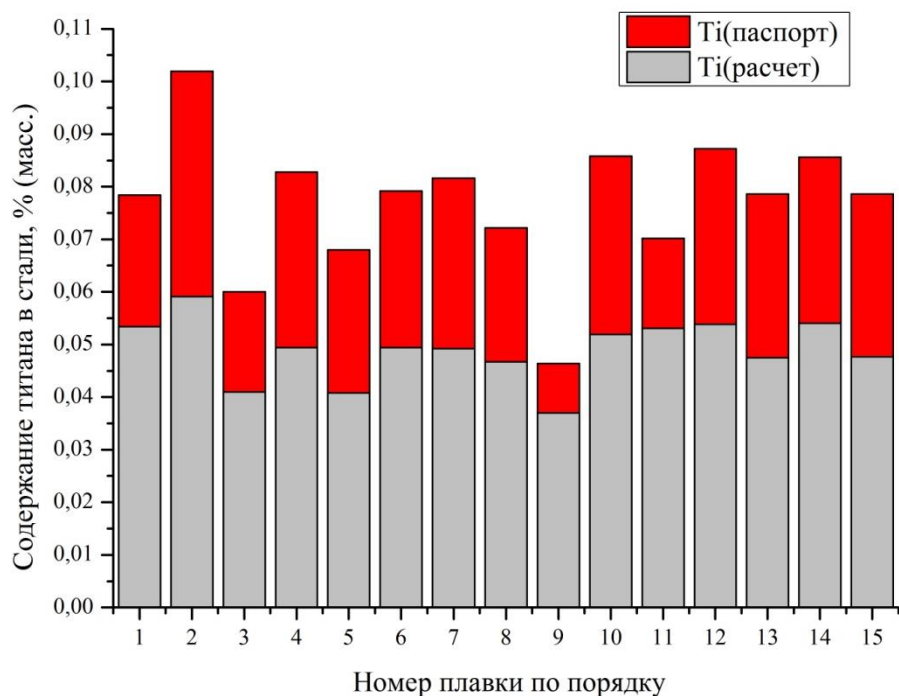


Диаграмма 1 – Сопоставление фактического содержания титана и расчетного

На диаграмме 1 представлены данные по расчетному (необходимому) содержанию титана (Ti расчет), и фактическому (Ti паспорт), а также разница между ними. К примеру, в плавке 1 расчетное содержание титана составляет около 0,055 % (масс.), а фактическое около 0,08 % (масс.).

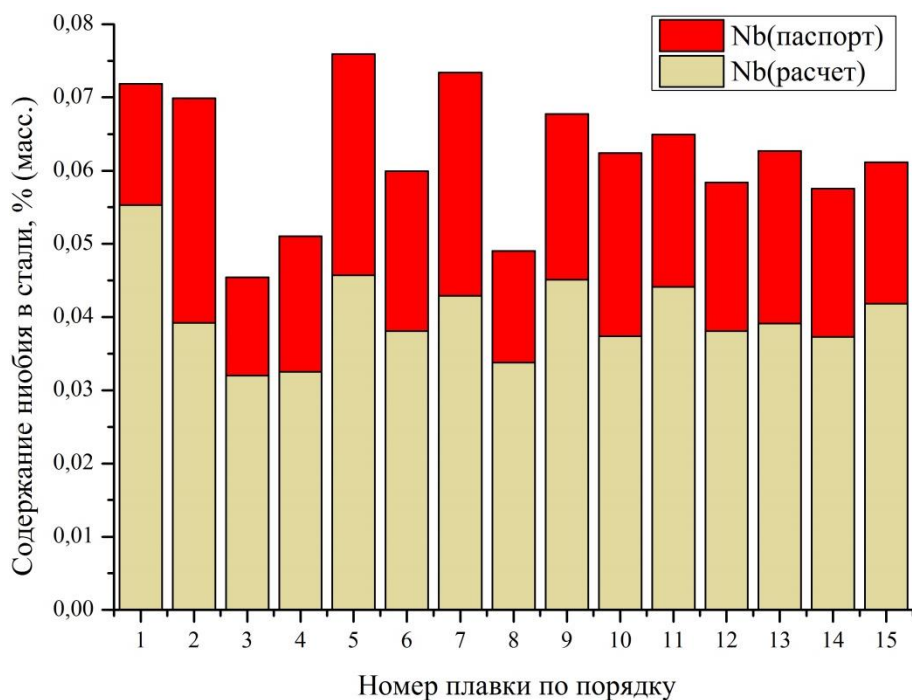


Диаграмма 2 – Сопоставление фактического содержания ниобия и расчетного

Из данных сопоставления видно, что содержание микролегирующих значительно превышает рекомендуемые значения. Поскольку титан склонен к образованию карбидов, не растворимых при температурах отжига, то его легирование должно проводиться в количествах, не превышающих необходимое для стабилизации азота. Избыточное содержание ниобия препятствует образованию свободного углерода. Таким образом, высокое содержание ниобия и титана, как по отдельности, так и совместно, отрицательно влияет на ВН-эффект, вплоть до его полного отсутствия.

Качество поверхности проката напрямую зависит от содержащихся неметаллических включений в стали. Поэтому, с целью определения их качественного и количественного состава, был проведен фракционный газовый анализ (ФГА) оксидных неметаллических включений образцов готового проката. Результаты ФГА представлены на диаграмме 3.

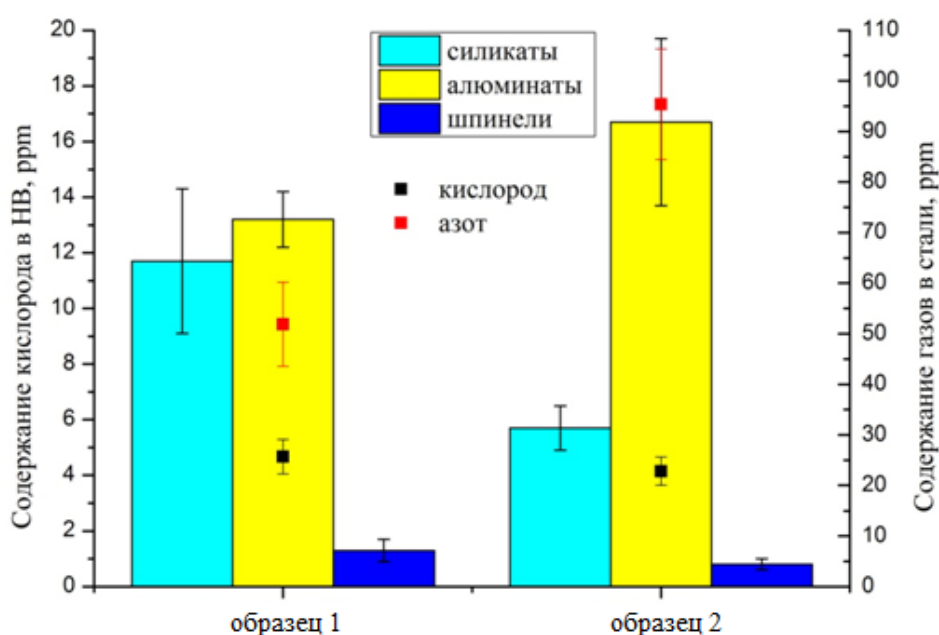


Диаграмма 3 –результаты ФГА кислорода для двух образцов

Согласно данным, полученным в результате ФГА, выявлено, что наибольшее количество неметаллических включений приходится на алюминаты, что объясняется технологией раскисления, в которой основным раскислителем является алюминий. Алюминаты относятся к недеформируемым неметаллическим включениям с острыми ребрами, вызывающим пластическую анизотропию механических свойств, что нежелательно для сталей глубокой вытяжки. К тому же существует предположение, что алюминий вступает с титаном в, так называемую, конкуренцию в нитридообразовании, что может негативно сказаться на ВН-эффекте. В результате ФГА также было выявлено

повышенное содержание азота. Превышение содержания азота, приведет к образованию нитридов в большом количестве, что, в свою очередь, будет негативно сказываться на пластичности и качестве поверхности металла.

Данные металлографических исследований подтвердили наличие множества нитридных (рис. 1) и оксидных (рис.2) неметаллических включений на поверхности листа готовой продукции, причем оксидные достигали довольно крупных размеров (порядка 10 мкм) (рис.3).

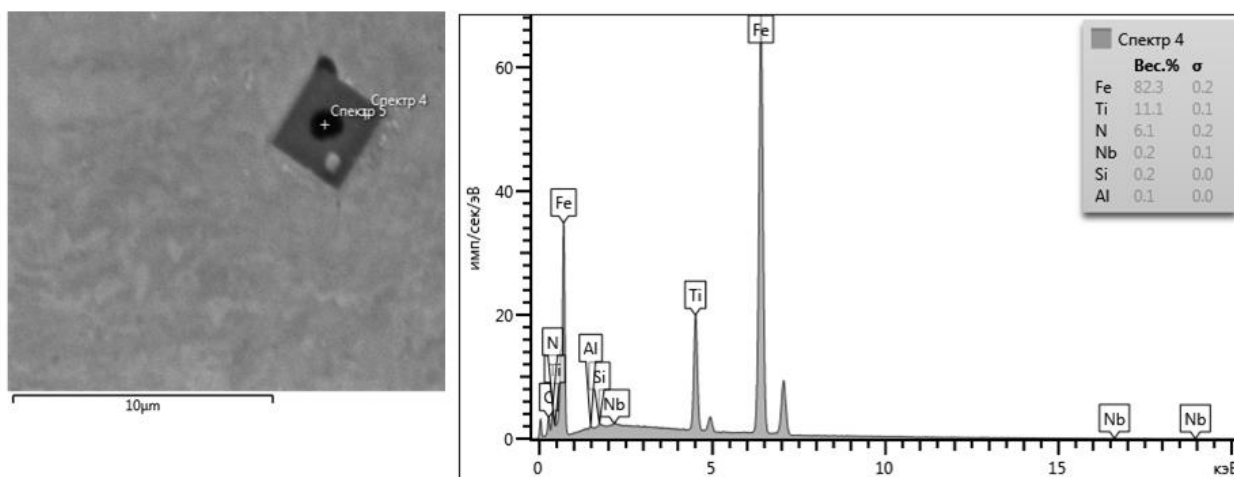


Рисунок 1 – Нитрид титана

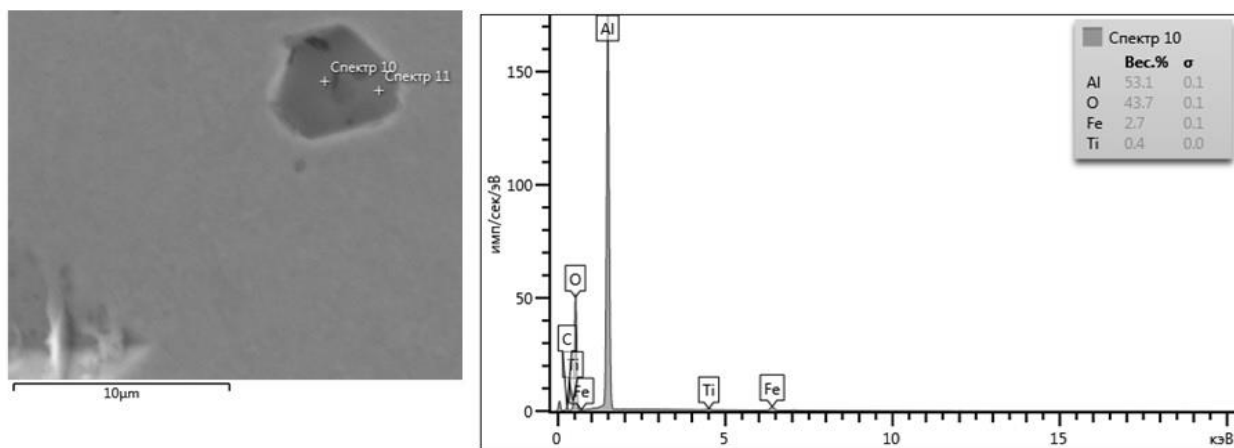


Рисунок 2 – оксид алюминия

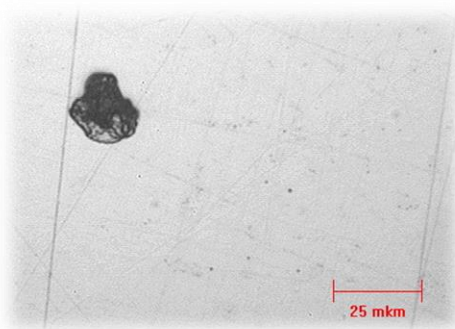


Рисунок 3 – крупное неметаллическое включение

Заключение

В результате проделанного анализа были выявлены наиболее вероятные причины отсутствия ВН-эффекта, и было показано, что рекламации автопроизводителей к качеству отечественного холоднокатаного проката небезосновательны.

Список литературы

1. Ускова. Е.А., Ключев М.П., Казаков С.В. // Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков.– М.Черметинформация.– 2005.– С.68-70.
2. Якубовский О.Н. // Производство проката.– 1999.– №6.– С.37-42.
3. Сторожева Л.М. // МИТОМ.– 2001.– №9.– С.9-18.
4. Беньковский М.А., Масленников В.А. Автомобильная сталь и тонкий лист.– Череповец, Издательский дом Череповец.– 2007.– 636 с.
5. Бхатташария Д. // Международный семинар «Современные достижения в металлургии и технологии производства сталей для автомобильной промышленности».– М. Метталургиздат.– 2004.– С.71-83.
6. Филипов Г.А., Родионова И.Г. // Международный семинар «Современные достижения в металлургии и технологии производства сталей для автомобильной промышленности».– М. Метталургиздат.– 2004.– С.144-156.

УДК 669.18-412:621746.6

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ СТАЛИ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ СОРТОВОЙ МНЛЗ

Смирнов А.Н.¹, Ухин В.Е.², Куберский С.В.³

¹Физико-технологический институт металлов и сплавов, Национальной академии наук Украины, Украина, г. Киев

²Государственное высшее учебное заведение “Донецкий национальный технический университет”, г. Донецк

³Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск
stalevoz@i.ua;ukhinvladimir@gmail.com ;skuberskiy@yandex.ru

***Аннотация.** Представлены результаты физического моделирования процесса затвердевания непрерывнолитой сортовой заготовки. Установлены особенности формирования кристаллической структуры непрерывнолитого слитка, полученного на высокопроизводительной сортовой МНЛЗ. Показано влияние динамики роста дендритных кристаллов стали на образование внутренних дефектов в непрерывнолитой сортовой заготовке.*

Ключевые слова: непрерывнолитая сортовая заготовка, дендритные кристаллы, МНЛЗ, внутренние дефекты.

INVESTIGATION OF STEEL SOLIDIFICATION FEATURES IN THE HIGH PRODUCTIVITY BILLET CASTER MOLD

Smirnov A.N.¹, Ukhin V.E.², Kuberskiy S.V.³

¹Physics-technological Institute of Metals and Alloys of the National Academy of Science of Ukraine, Ukraine, Kiev

²State Higher Educational Institution “Donetsk National Technical University”, Donetsk

³Donbass State Technical University, Alchevsk

stalevoz@i.ua;ukhinvladimir@gmail.com ;skuberskiy@yandex.ru

Abstract. *The results of physical modeling of continuously casted billet solidification are presented. The crystal structure formation of the steel billet produced on high productivity continuous caster is established. The effect of the steel dendrite crystals growth dynamics on the internal defects formation in a billet is shown. It was established that during billet crystal structure formation in the mould the separate crystals growth speeds differed from each other for 25-35% and the dendrite growth direction in most cases was chaotic relative to the heat transfer surface that cause formation of local regions with 40-60% of liquid phase that reduces the skin mechanical strength.*

Keywords: *billets, dendritic crystals, CCM, internal defects.*

Введение

Современной тенденцией развития технологии непрерывного литья сортовой заготовки является стремление повысить производительность как новых, так и уже существующих МНЛЗ, за счет увеличения скорости разливки стали при условии обеспечения высоких кондиций твердой заготовки, соответствующих требованиям ведущих международных систем стандартов качества. В последние два десятилетия основной прогресс в разливке сортовой заготовки достигается в части применения гильзовых кристаллизаторов, внутренняя полость которых имеет сложную геометрическую форму, которая в значительной степени учитывает особенности наращивания твердой корочки в кристаллизаторе (теплоотвод, скорость наращивания твердой корочки по периметру, усадку, внутренние напряжения в твердой оболочке и пр.) [1,2].

При высокопроизводительной разливке стали (со скоростями 5-7 м/мин на сортовые заготовки) время прибытия металла в кристаллизаторе значительно меньше, по

сравнению с традиционной технологией (скорость вытяжки 2 - 2,5 м/мин), что отрицательно влияет на толщину и прочностные характеристики твердой корочки [3]. Также на процесс формирования заготовки пагубно влияет износ или деформация гильзы кристаллизатора [4]. Износ граней или углов гильзы способствует локальному ухудшению отвода тепла от корочки к кристаллизатору. Несмотря на все свои достоинства, так называемый «параболический» профиль внутренней поверхности гильзы кристаллизатора не может быть универсальным т.к. он усреднено рассчитывается для определенных групп марок стали а, например, величина усадки при одинаковых условиях охлаждения может изменяться в зависимости от химического состава сплава в пределах этой группы. Также определенную коррекцию в профиль твердой корочки вносит температура разливки.

В процессе производства сортовой заготовки на высокопроизводительных сортовых МНЛЗ необходимо строго соблюдать технологические параметры разливки стали, которые учитывают особенности формирования твердой корочки в условиях используемой гильзы кристаллизатора. Отклонение от таких номинальных параметров литья приводит к неравномерному контакту затвердевающей корочки со стенкой гильзы кристаллизатора, чего может стать причиной появления дефектов геометрической формы заготовки, типа «ромбичность» [1]. Образование подобного рода дефекта дополнительно приводит к формированию внутренних растягивающих напряжений по граням в зоне, прилегающей к фронту затвердевания, в тупых углах заготовки, следствием чего может стать возникновение внутренних трещин в этой области [5]. Вероятность формирования таких трещин в значительной степени зависит от механической прочности корочки заготовки вблизи фронта затвердевания, которая в свою очередь обуславливается наличием дефектов в кристаллической структуре слитка.

Цель работы

Цель настоящей статьи заключается в изучении особенностей формирования дефектов кристаллической структуры непрерывнолитой сортовой заготовки в кристаллизаторе высокопроизводительной МНЛЗ, влияющих на прочность затвердевающего каркаса.

Основная часть

Наиболее эффективным методом исследования динамики затвердевания различного рода слитков является физическое моделирование, поскольку в этом случае удастся контролировать отвод тепла от исследуемого объекта в совокупности с визуализацией основных процессов, сопровождающих наращивание твердой фазы [6-8]. При этом особое значение приобретает выбор моделирующего вещества, которое должно не только обладать оптической прозрачностью, но также иметь определенную

совокупность теплофизических характеристик, позволяющих обеспечить соответствующую систему критериев подобия. Дополнительным условием, которое представляется, на наш взгляд, крайне важным, является затвердевание вещества по дендритному механизму.

Как показывает анализ, в наибольшей степени вышеперечисленным требованиям удовлетворяет химическое соединение камфен (2,2-диметил-3-метилен-бициклогептан), которое затвердевает с образованием дендритной структуры. При этом в жидком состоянии камфен сохраняет оптическую прозрачность вплоть до полного затвердевания. Теплофизические свойства камфена, которые были определены авторами в лабораторных условиях, приведены в табл.1[1].

Для исследования особенностей формирования кристаллической структуры медного слитка была создана физическая модель, имитирующая поперечное сечение непрерывнолитой сортовой заготовки. Принципиальная схема лабораторной установки приведена на рисунке 2.

Таблица 1. Некоторые физические и теплофизические свойства камфена

Температура солидус, , °С	Температура ликвидус, °С	Теплота кристаллизации, кДж/кг	Теплоемкость, кДж/(кг·К)		Температура опроводнос ть, м ² /с	Поверхнос тное натяжение, Н/м	Кинемати ческая вязкость, м ² /с
			жидкий	твердый			
33	35	40,2	2,4	2,1	$1,3 \cdot 10^{-8}$	0,021	$7,2 \cdot 10^{-6}$

Расплав камфена затвердевал в модели кристаллизатора, которая изготовлена из алюминиевого сплава, что обеспечивает высокую интенсивность отвода тепла. Внутри модели кристаллизатора вмонтированы медные трубки диаметром 5 мм, через которые с определенным расходом пропускается охлаждающая вода. К нижней части модели приклеено прозрачное стекло, которое позволяет визуализировать процессы затвердевания при пропускании света через жидкую ванну. Соответственно, при такой схеме интенсивность теплоотвода через водоохлаждаемые стенки модели на несколько порядков выше, чем через мениск моделирующего вещества и прозрачное стекло.

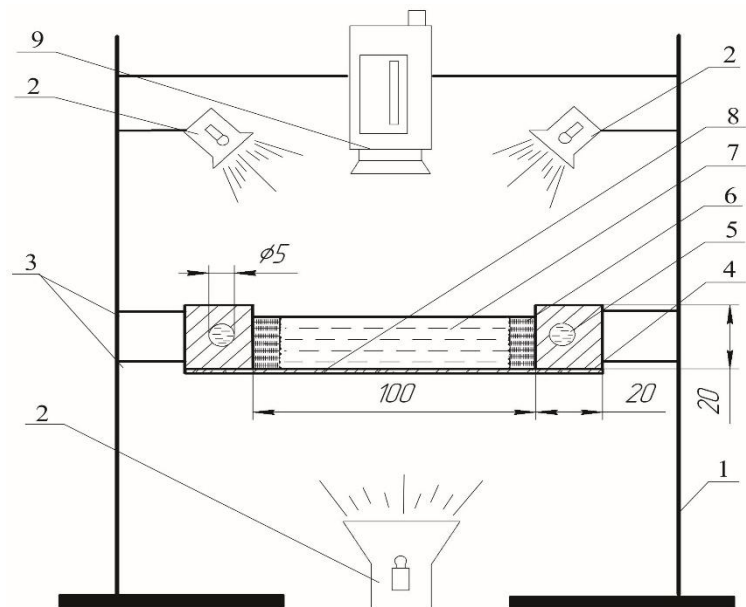


Рисунок 2 – Общая схема лабораторной установки для моделирования процесса затвердевания заготовки в кристаллизаторе: 1 – фиксирующая рама; 2 – осветительные лампы; 3 – фиксаторы для поддержания кристаллизатора; 4 – кристаллизатор; 5 – отверстия, для пропускания охлаждающей воды; 6 – твердый слой камфена, намерзший в ходе затвердевания; 7 – жидкий объем моделирующего вещества; 8 – прозрачное органическое стекло с низкой теплопроводностью; 9 – видеокамера.

Физическая модель выполнена в масштабе 1:1 по отношению к моделируемому объекту – непрерывнолитой сортовой заготовке сечением 100×100 мм. Температура заливки камфена составляла $38 \pm 0,5^{\circ}\text{C}$. Среднее значение температуры воды для охлаждения стенок модели составляло 18-20 $^{\circ}\text{C}$. С целью предотвращения влияния теплоотвода через стекло и мениск расплавленного камфена на процесс затвердевания высота модельного слоя жидкости была принята равной 20 мм.

Компенсация различий в теплофизических параметрах стали и камфена осуществлялась путем регулирования интенсивности режимов отвода тепла таким образом, чтобы выполнялось условие тождественности произведения критерия Био (Bi) и критерия фазового перехода (N) ($Bi \cdot N = idem$). Временной масштаб моделирования μ_t определяли исходя из идентичности критерия Фурье ($Fo = idem$). При этом наличие развитой двухфазной зоны учитывалось посредством эффективных значений коэффициентов теплопроводности.

Процесс формирования твердой корочки вещества в лабораторной модели фиксировался при помощи цифрового фотоаппарата в режиме макросъемки, что позволило визуализировать образование кристаллов и особенности формирования дендритной структуры.

В процессе исследования особенностей роста кристаллов в кристаллизаторе высокопроизводительной сортовой МНЛЗ было выявлено пять основных схем формирования дендритных структур моделирующего вещества:

1.Схема упорядоченного роста дендритов (рис. 1 а), при которой основное количество кристаллов находится на небольшом расстоянии друг от друга, их оси первого порядка расположены параллельно друг другу и перпендикулярно поверхности, а оси второго порядка пересекаясь, образуют плотную оболочку;

2.Область кристаллической структуры, в которой главные оси дендритов параллельны направлению теплоотвода, однако расположены на существенном расстоянии друг от друга, что обуславливает формирование областей глубокого проникновения жидкой фазы (30-40% от толщины затвердевшей оболочки) (рис. 1 б);

3.Схема роста дендритных кристаллов, отличающаяся от предыдущих двух тем, что оси первого порядка некоторых кристаллов формируются перпендикулярно продвижению фронта кристаллизации, а главные оси рядом растущих дендритов образуют с поверхностью модели острый угол (рис. 1 в). При этом останавливается рост части дендритов главные оси которых сталкиваются с вторичными или первичными осями пряморастущих кристаллов, следствием чего является отставание в затвердевании части жидкой фазы в междендритном пространстве толщиной равной 20-30% от толщины твердой фазы слитка;

4.Схема кристаллической структуры, в которой некоторые рядом расположенные дендриты растут под небольшим углом в разные стороны друг от друга (рис. 1 г). Это приводит к локальному проникновению жидкой фазы вглубь плотной кристаллической оболочки на 40-60%;

5.Схема роста кристаллов, при которой оси первого порядка растущих рядом дендритов образуют между собой тупой угол (рис. 1 д). В процессе развития такой кристаллической структуры пространство между дендритами растущими в противоположенные стороны начинает заполняться разрастающимися осями второго и третьего порядка, образующими менее прочную кристаллическую оболочку.

Наиболее предпочтительным вариантом формирования корочки заготовки в кристаллизаторе МНЛЗ является традиционная схема роста дендритов (рисунок 3 а), так как в этом случае обеспечивается наибольшая прочность твердого каркаса из-за отсутствия в нем включений жидкой фазы.

Однако, как показало физическое моделирование, образование кристаллической структуры заготовки по периметру происходит не равномерно и может включать в себя различные комбинации схем дендритных структур, отличающихся от «классической». В

этом случае, между некоторыми расположенными рядом кристаллами остается значительное количество жидкости (40-60%) (рис. 1 б, в, г, д), что способствует локальному ухудшению прочности корочки в этой области, и что может стать причиной зарождения и образования трещины при появлении в этой зоне механических или температурных напряжений.

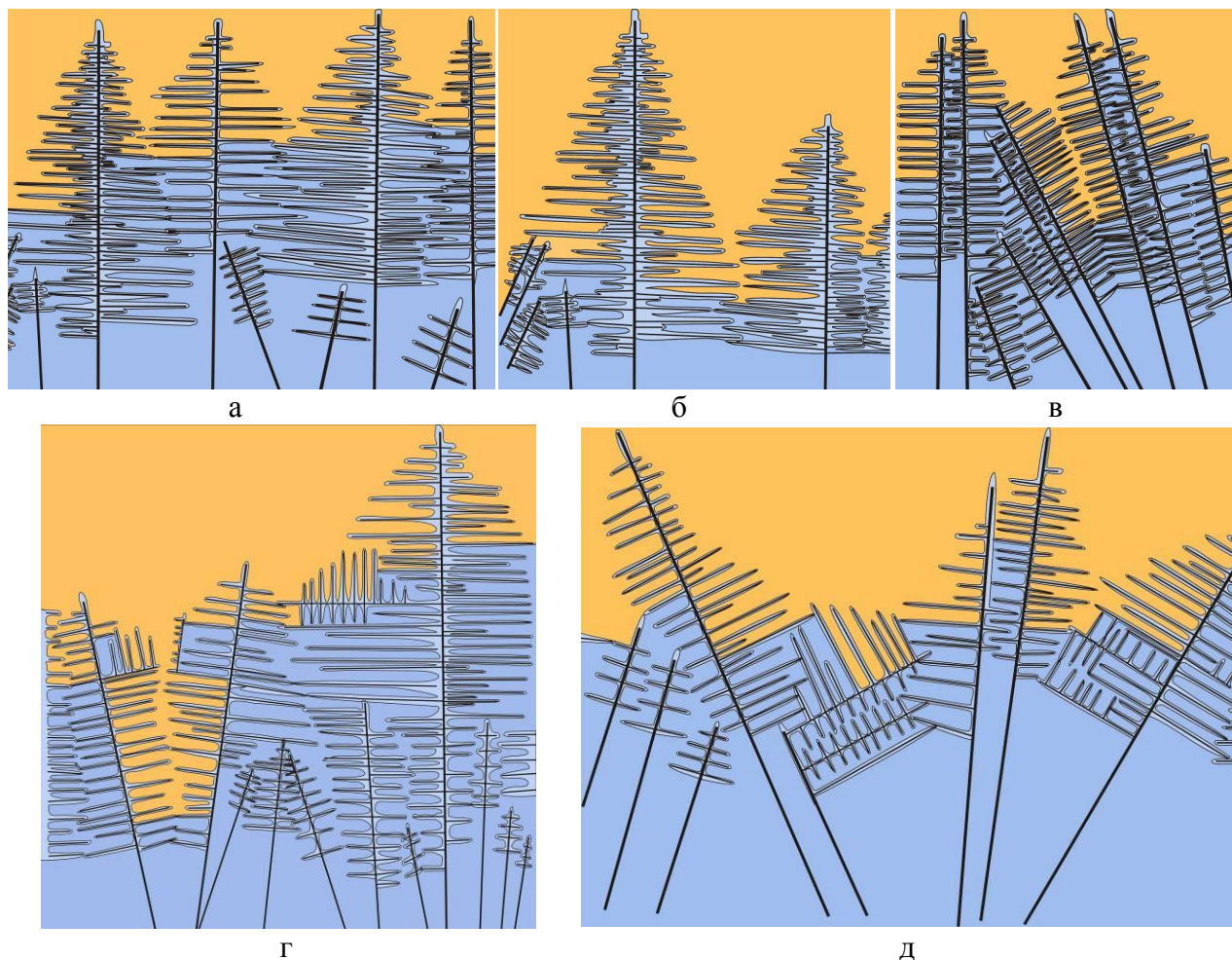


Рис. 1. Дефекты дендритной структуры непрерывнолитой сортовой заготовки

Полученные результаты физического моделирования позволяют сделать вывод о том, что зарождение трещин в корочке заготовки происходит между главными осями кристаллов, чему способствует формирование дефектов в дендритной структуре вследствие отклонения направления роста кристаллов от нормального по отношению к поверхности гильзы.

Заключение

В результате выполненных исследований установлено, что в процессе затвердевания непрерывнолитой сортовой заготовки в кристаллизаторе высокопроизводительной МНЛЗ направление роста дендритов в большинстве случаев является хаотичным относительно поверхности теплоотвода, а скорости роста отдельных кристаллов отличаются на 25-35%. При этом развитие близлежащих кристаллов

прекращается из-за столкновения с вторичными ветвями более интенсивно развивающихся дендритов. Также, вследствие разнонаправленности роста дендритов между кристаллами остается 40-60% жидкой фазы, что снижает механическую прочность корочки, следствием чего является появление трещин в этой области под действием температурных или механических напряжений.

Список литературы

1. Смирнов А.Н., Ухин В.Е., Жибоедов Е.Ю. Физическое моделирование условий формирования непрерывнолитой сортовой заготовки в кристаллизаторе высокоскоростной МНЛЗ // Процессы литья. – 2009. – №1. – С. 33 - 42.
2. Moitra A., Brian G., Hong Zhit T. Application of a thermo-mechanical model for steel behavior in continuous slab casting //Steelmaking conf. Proceedings (dallas,tx). – 1993. – Vol.76. – P.663-668.
3. Li C., Thomas B.G. Maximum casting speed for continuous cast steel billets based on sub-mold bulging computation// 85th Steelmaking Conf. Proc., ISS, Warrendale, PA, (held in Nashville, TN, March 10-13, 2002).– 2002.– P. 109-130.
4. Krujelskis V. Cook J. The influence of mould tube taper and distortion on cast billet quality // Steelmaking conference proceeding. – 1988 – P. 349- 352.
5. Смирнов А.Н. Ухин В.Е. Особенности деформации твердой корочки заготовки в кристаллизаторе сортовой МНЛЗ // Электротехнология. – 2009. – №6. – С. 14-20.
6. Смирнов А.Н. Пилюшенко В.Л., Момот С.В., Амитан В.Н. Затвердевание металлического расплава при внешних воздействиях – Донецк: Изд-во „ВИК”, 2002. – 169 с.
7. Эльдарханов А.С. Ефимов В.А., Нурадинов А.С. Процессы формирования отливок и их моделирование – М.: Машиностроение, 2001. – 208 с.
8. Thomas B.G. Continuous casting: Complex Models // The Encyclopedia of Materials: Science and Technology. – Oxford: Elsevier Science Ltd. Vol.2. 2001. – P.1599-1609.

ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВНЕШНЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА КАЧЕСТВО ЛИТОГО И ГОРЯЧЕКАТАНОГО МЕТАЛЛА

Столяров А.М., Мошкунов В.В., Дидович С.В.

ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет

им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск

ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Россия,

г. Магнитогорск

sam52.52@mail.ru

Аннотация. Произведена оценка эффективности мягкого обжатия непрерывнолитых слябов толщиной 190 мм для улучшения качества литого металла и горячекатаного листа.

Ключевые слова: Низкоуглеродистая сталь; непрерывная разливка; мягкое обжатие; сляб; горячекатаный лист; качество

EFFICIENCY EXTERNAL ACTION ON THE QUALITY HOT-ROLLED SHEET

Stolyarov A.M., Moshkunov V.V., Didovich S.V.

FSBEI HPE «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov»,

OJSC «Magnitogorsk Iron and Steel Works», Russia,

Magnitogorsk

sam52.52@mail.ru

Abstract. In this article the authors give assess of the influence of soft redaction continuously cast slabs with thickness 190 mm for improvement quality hot-rolled sheet.

Keywords: low-carbon steel, continuous casting, soft redaction, hot-rolled sheet, quality

Введение

В процессе непрерывной разливки стали для улучшения качества отливок применяются различные способы внешнего воздействия на кристаллизующуюся заготовку [1]. Одним из таких способов является мягкое обжатие непрерывнолитой заготовки. Возможность данного внешнего воздействия в кислородно-конвертерном цехе ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» появилась после пуска в эксплуатацию одноручьевого слябовой МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком фирмы «SMSDemag» [2]. Машина имеет специальное оборудование для осуществления мягкого обжатия отливаемых слябов на участке зоны вторичного охлаждения с 6-го по 15-ый сегменты. Согласно рекомендациям фирмы-изготовителя

оборудования выбор рационального места технологического канала МНЛЗ для осуществления мягкого обжатия заготовки должен осуществляться следующим образом. По расчетным данным, выдаваемым динамической системой управления вторичным охлаждением непрерывнолитой заготовкой, определяется номер сегмента зоны вторичного охлаждения, в котором заканчивается затвердевание металла. Мягкое обжатие сляба рекомендуется производить в предыдущих двух сегментах горизонтального участка МНЛЗ. Отливаемые слябы могут иметь толщину 190, 250 и 300 мм, а также ширину от 1400 до 2700 мм. На начальном этапе освоения технологии наиболее востребованными для прокатного передела оказались слябы толщиной 300 и 250 мм [3-10] и лишь, затем была опробована технология отливки самых тонких слябов толщиной 190 мм. В настоящей работе приводятся результаты сравнения качества непрерывнолитых слябов толщиной 190 мм и произведенного из них горячекатаного листа с мягким обжатием в процессе разлива и без него.

Исследование проведено в процессе непрерывной разлива трубного металла класса прочности К52 и К56 в количестве 19 плавов (6822 т). Разлитый металл имел следующий средний химический состав: 0,08 % [C], 0,39 % [Si], 1,66 % [Mn], 0,002 % [S], 0,009 % [P], 0,12 % [Cr], 0,03 % [Ni], 0,04 % [Cu], 0,03 % [Al], 0,03 % [Nb], 0,005 % [N].

Температура ликвидус металла изменялась в интервале от 1513 до 1519 °С. В промежуточном ковше МНЛЗ перегрев металла над температурой ликвидус составлял 17-26 °С. Слябы с размерами поперечного сечения 190×(1560, 1650) мм вытягивались из кристаллизатора со скоростью 1,0-1,2 м/мин. В процессе разлива 37 % от общего количества металла мягкое обжатие не осуществлялось. Остальной металл был разлит с мягким обжатием величиной 3,6-4,6 мм, которое производилось в 8-9 или в 9-10 сегментах зоны вторичного охлаждения. Для изучения макроструктуры литого металла из отлитых слябов были отобраны 19 осевых поперечных темплетов. Результаты оценки качества макроструктуры слябов по степени развития осевой рыхлости (ОР), осевой химической неоднородности (ОХН), осевых трещин (ОТ), трещин, перпендикулярных граням сляба, (ТП) и трещин гнездообразных (ТГ) представлены на рис. 1.

Сравнение полученных результатов показывает, что мягкое обжатие слябов позволило снизить степень развития осевой рыхлости и трещин, перпендикулярных граням заготовки, в среднем на 0,3 балла, а осевую химическую неоднородность – на 0,1 балла. При этом степень развития гнездообразных трещин в слябах с мягким обжатием оказалась на 0,6 балла выше, чем в металле без обжатия. Такие результаты внешневоздействия на металл не могут считаться эффективными, учитывая то, что

фирма-производитель оборудования рекламировала получение литого металла со степенью

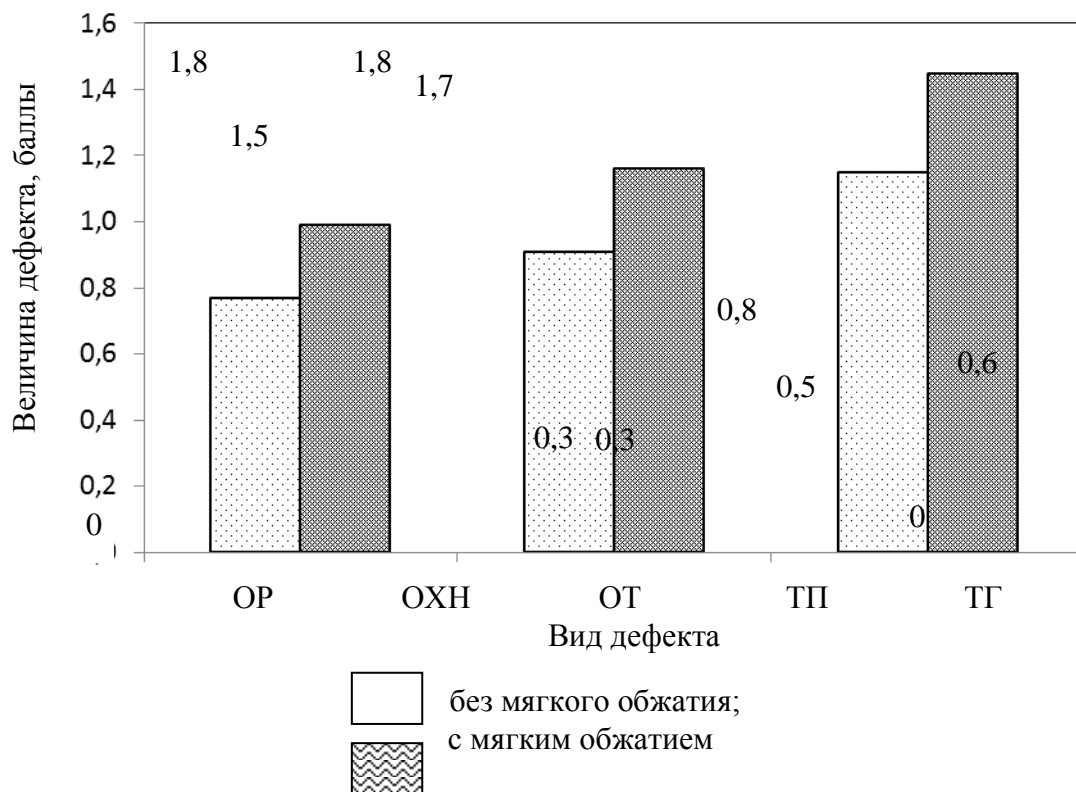


Рис. 1. Усредненные результаты оценки качества макроструктуры литого металла

развития осевых дефектов не более одного балла. Эффективность мягкого обжата заготовки существенным образом зависит от правильности выбора места приложения обжата по длине технологического канала МНЛЗ. Поэтому был произведен анализ места приложения внешнего воздействия на сляб.

По известной зависимости был произведен расчет длины лунки жидкого металла внутри отливаемых слябов, величина которой колебалась от 15,0 до 19,5 м (в среднем – 17,2 м). Наличие такой достаточно короткой лунки вызывает необходимость производить мягкое обжатие либо в 8 и 9 сегментах дугового участка технологического канала МНЛЗ, или в 9 и 10 сегментах (10-ый сегмент соответствует участку разгиба заготовки). Осуществление обжата на изогнутом участке машины является менее эффективным и противоречит рекомендациям фирмы производить данное воздействие только на горизонтальном участке канала МНЛЗ, начинающемся с 11-ого сегмента. На рис. 2 приведены данные о расположении мест начала и завершения мягкого обжата относительно длины лунки жидкого металла на технологическом канале машины.



Рис. 2. Данные об отношении расстояния от зеркала металла в кристаллизаторе до места начала и конца мягкого обжатия сляба на технологическом канале МНЛЗ к длине лунки жидкого металла

Наличие значений отношения расстояния от зеркала металла в кристаллизаторе до мест начала и конца мягкого обжатия сляба на технологическом канале МНЛЗ к длине лунки жидкого металла, превышающих единицу, свидетельствует о том, что мягкое обжатие часто производилось поздно, когда внешнему давлению подвергалась уже полностью затвердевшая заготовка. Это могло явиться причиной возникновения дополнительных напряжений внутри сляба и образования гнездообразных трещин.

Величина отсортировки горячекатаного листа толщиной 8-10 мм по результатам ультразвукового контроля и неметаллическим включениям из слябов с мягким обжатием оказалась на 0,5 % ниже, чем из заготовок без внешнего воздействия.

Таким образом, относительно невысокая эффективность мягкого обжатия непрерывнолитых слябов толщиной 190 мм вызвана поздним осуществлением внешнего воздействия на изогнутом участке технологического канала МНЛЗ.

Список литературы

1. О способах воздействия на процесс формирования стальной непрерывнолитой заготовки / А.М. Столяров, Сомнат Басу, М.В. Потапова, С.В. Дидович // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №1 (45). С. 24–27.
2. Столяров А.М., Мошкунов В.В., Казаков А.С. Мягкое обжатие слябов при разливке трубной стали на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. 116 с.
3. Мошкунов В.В., Столяров А.М. Использование мягкого обжатия непрерывнолитого сляба на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // Теория и технология металлургического производства: Межрегион. сб. науч. тр. Вып. 10. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ». 2010. С. 57–62.
4. Мошкунов В.В., Столяров А.М., Казаков А.С. Определение длины лунки жидкого металла в непрерывнолитых слябах из трубной стали с использованием эффекта «искусственного раздутия» заготовки // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №1 (37). С. 24–26.
5. Мошкунов В.В., Столяров А.М., Казаков А.С. Снижение осевой химической неоднородности трубной стали в результате мягкого обжатия непрерывнолитого сляба // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №2 (38). С. 24–25.
6. Мошкунов В.В., Столяров А.М. Влияние мягкого обжатия на макроструктуру слябовой непрерывнолитой заготовки из трубной стали // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №4 (40). С. 45–47.
7. Математическое моделирование процесса мягкого обжатия слябов при непрерывной разливке трубной стали / В.В. Мошкунов, А.М. Столяров, Казаков А.С., Л.В. Буланов, Ю.А. Юровский, Д.Д. Черемисин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №2 (42). С. 69–72.
8. Мошкунов В.В., Столяров А.М. Определение первого порога проницаемости двухфазной зоны в непрерывнолитых слябах из трубной стали // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №3 (43). С. 38–40.
9. Корректировка технологии мягкого обжатия при разливке металла на слябовой УНРС / В.В. Мошкунов, С.В. Прохоров, А.С. Казаков, Д.В. Рабаджи, С.В. Дидович, А.М. Столяров // Черные металлы. 2013. №11(983). С. 13–17.

10. Рациональные параметры мягкого обжатия непрерывнолитых слябов из трубной стали / А.М. Столяров, В.В. Мошкунов, А.С. Казаков, Д.В. Юречко // Сталь. 2014. №4. С. 14–17.

УДК 621 777.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОЦЕССОВ РАДИАЛЬНО-ПРЯМОГО ВЫДАВЛИВАНИЯ С РАЗДАЧЕЙ

Алиева Л.И., Чучин О.В.

Донбасская государственная машиностроительная академия, Украина, г. Краматорск
omd@dgma.donetsk.ua

Аннотация. В статье рассмотрены особенности и преимущества способа комбинированного радиально-прямого выдавливания с раздачей в сравнении с традиционными процессами продольного выдавливания. Представлены разновидности и возможности процесса при изготовлении полых деталей, предложены схемы, позволяющие получить детали более сложных конфигураций.

Ключевые слова: радиально-прямое выдавливание; полые детали, технологические возможности.

TECHNOLOGICAL POSSIBILITIES OF RADIAL - FORWARD EXTRUSION PROCESS BY FLOW

Aliieva L.I., Chuchin O.V.

Donbass State Engineering Academy, Ukraine, Kramatorsk
omd@dgma.donetsk.ua

Abstract. In this article considered features and advantages of combined radial – forward extrusion process by flow with comparison traditional forward extrusion. The variety and possibility process manufacture of hollow parts, offered schemes, allowing to get the parts of more complex configurations determined.

Keywords: radial-forward extrusion, hollow parts, technological possibilities

Введение

В промышленности широко применяются полые детали типа стакана, которые, как правило, изготавливаются холодным обратным выдавливанием, обеспечивающим высокое качество поверхности и точные размеры, что исключает необходимость в дополнительной механообработке резанием. С другой стороны, технологии холодного деформирования характеризуются высокими удельными и полными усилиями на инструмент, снижающими его стойкость и стабильность процесса [1]. Для устранения этих ограничений предложены способы деформирования, в которых снижение нагрузок на инструмент происходит за счет обеспечения развитого радиального течения (раздачи металла), создания разноимённой схемы напряжённо-деформированного состояния,

уменьшения площади контакта активного деформирующего инструмента с заготовкой, а также при помощи дополнительных силовых и кинематических воздействий на заготовку [1, 2]. Характерным примером способов выдавливания с развитым радиальным течением материала заготовки при расширенных кинематических возможностях для деформирования является процесс комбинированного радиально-прямого выдавливания с раздачей [2, 3].

Целью данной работы является обобщение способов радиально-прямого выдавливания, способствующих снижению усилия формоизменения и расширению технологических возможностей процессов холодной штамповки.

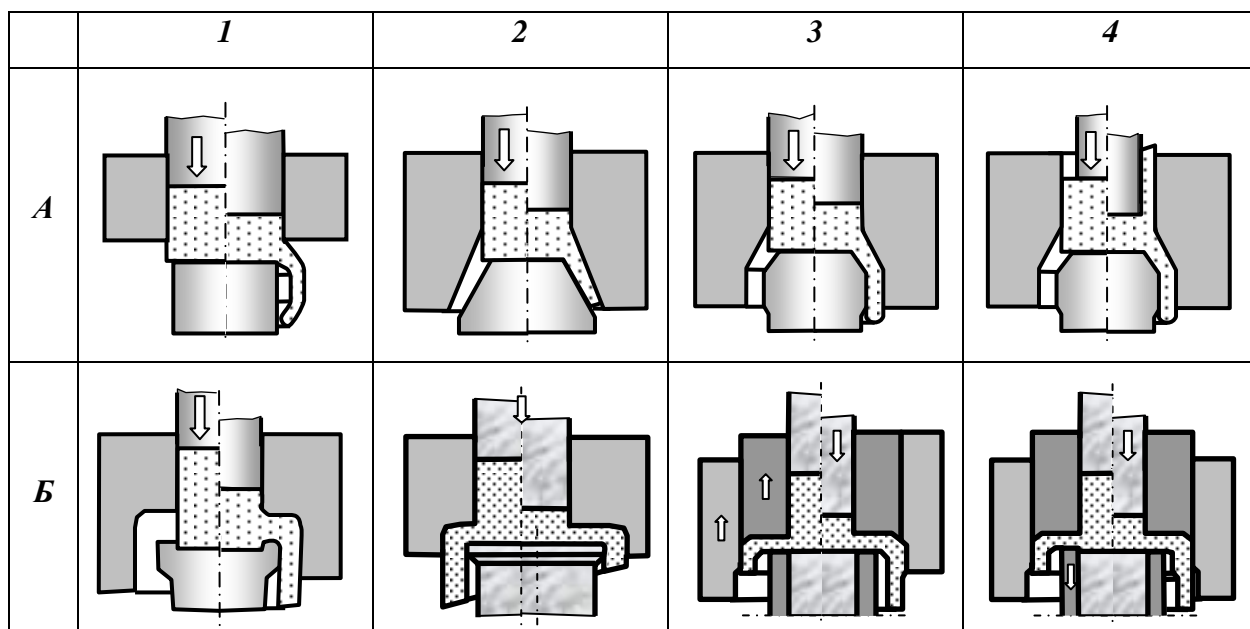


Рис. 1 – Способы выдавливания с раздачей

Оценка технологических возможностей.

Способы выдавливания с раздачей (рис.1) можно разделить на 2 группы, при этом для схем группы *A* характерным является выдавливание металла одновременно через боковую и нижнюю торцовую поверхности заготовки. а для схем группы *B* - истечение металла через боковую поверхность заготовки.

Способ свободного (безматричного) выдавливания (схема *A1*) применяют для изготовления глубоких полых сосудов. Удельные усилия в этом случае снижаются в 1,5-1,8 раза по сравнению с обратным выдавливанием [4].

Способ выдавливания с раздачей (схема *A2*) используется при изготовлении конических стаканов. Для создания более благоприятных условий деформирования и уменьшения влияния растягивающих напряжений выдавливание металла осуществляют в сужающийся зазор между матрицей и нижним пуансоном [1, 5].

Известен способ выдавливания с раздачей - модификация процесса прямого выдавливания стакана (схема А3), способствующий существенному снижению удельных сил выдавливания [1, 3, 6] по сравнению с обратным и прямым выдавливанием.

Совмещение обратного выдавливания и прямого выдавливания с раздачей (схема А4) способствует уменьшению сил деформирования, а также снижению разностенности нижней полостей детали.

Способ получения полых деталей из сплошной заготовки в результате радиального течения, сменяющегося по ходу прямым течением деформируемого металла (схема Б1), по видимому, впервые приведен в трудах ЭНИКМАШа [6]. Процесс деформирования по этой схеме назван нами комбинированным последовательным радиально-прямым выдавливанием с раздачей и относится к процессам с развитым радиальным течением металла. Реализация данного способа выдавливания позволяет снизить усилие деформирования как за счёт уменьшения площади контакта активного деформирующего инструмента с заготовкой, так и за счёт разноимённой схемы напряжённо-деформированного состояния [3]. На рис. 2 представлены пустотелые изделия из алюминиевого сплава АД31 и меди М1, полученные радиально-прямым выдавливанием.

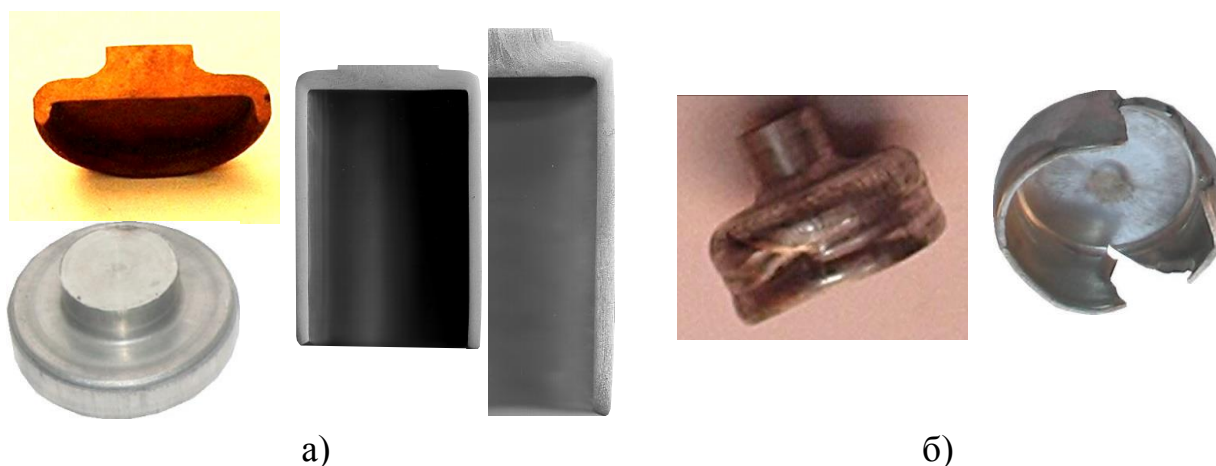


Рис. 2 - Детали, выдавленные способом радиально-прямым выдавливанием (а) и характерные дефекты (б)

Результаты теоретических и экспериментальных исследований изготовления полых деталей из стали 20 и некоторых цветных металлов в процессе радиально-прямого выдавливания подтвердили снижение усилий деформирования в 2...3 раза по сравнению с обратным выдавливанием [3, 7].

Наличие вначале процесса радиально-прямого выдавливания радиального течения материала заготовки, для которого характерно преобладание окружных растягивающих напряжений, приводит к снижению пластичности материала заготовки, появлению трещин на боковой поверхности получаемого фланца и разрушения изделия в целом, что

представлено на рис. 2,б. Но, если трещины на фланце не появились до непосредственного контакта фланца с боковой формоизменяющей поверхностью матрицы в зоне разворота, то разрушение материала не произойдёт, так как эта поверхность матрицы будет выступать в качестве, своего рода, подпора, «залечивающего» трещины.

Возможности радиально-прямого выдавливания не ограничены получением только осесимметричных изделий в виде стакана с постоянной толщиной стенки по высоте полости, с симметрично расположенным внешним, внутренним осевым отростком или без него [3, 7]. Применение матриц с эксцентрично расположенными формоизменяющими полостями позволяет выдавливать пустотелые изделия с асимметрично расположенным внешним осевым отростком (схема Б2).

Использование подвижного инструмента в виде втулки внутри рабочей полости матрицы позволяет уменьшить диаметры внутренней и наружной поверхностей стакана у его верхней части без изменения толщины стенки (схема В3) [8]. Способ радиально-прямого выдавливания позволяет изготавливать также сложнопрофилированные стаканы с переменной и постоянной толщиной стенки по высоте [8]. Сложный профиль на наружной поверхности стакана при неизменном диаметре внутренней поверхности можно получить за счёт осевого перемещения верхней внешней ступенчатой полуматрицы и верхней внутренней полуматрицы (схема Б3). Ступенчатый профиль на внутренней поверхности стакана при неизменном диаметре наружной поверхности можно получить за счёт осевого перемещения нижней наружной полуматрицы и изменения высоты радиальной полости (схема Б4).

Полученные полые изделия имели цилиндрическую внешнюю и внутреннюю боковые поверхности с одной или двумя ступеньками на внутренней боковой поверхности; коническую внутреннюю и внешнюю боковые поверхности; коническую внутреннюю и внешнюю боковые поверхности в сочетании с цилиндрическими поверхностями; коническую внутреннюю и внешнюю боковые поверхности со ступенькой на внутренней поверхности (рис. 3).

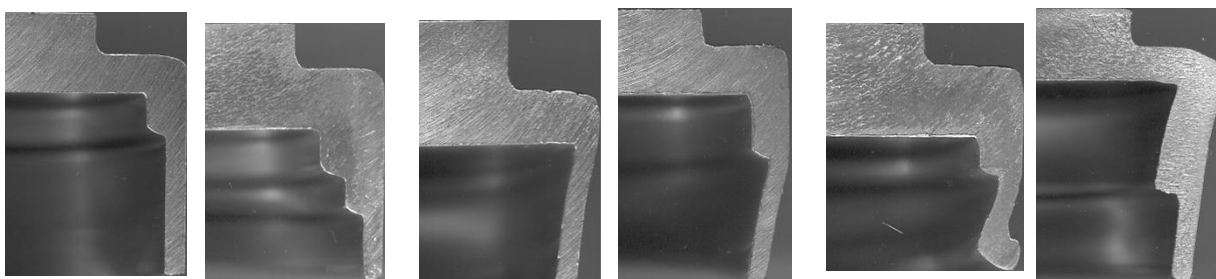


Рис. 3 – Контуры деталей с усложненным профилем

Также следует отметить, что применение матриц с эксцентрично расположенными формоизменяющими полостями может позволить выдавить пустотелые изделия с переменной высотой полости, а смещение оси нижнего пуансона относительно оси отверстия в матрице - полые детали с переменной толщиной стенки в поперечном направлении [3, 8].

Заключение

Представлены разновидности и оценены технологические возможности процесса комбинированного радиально-прямого выдавливания полых изделий. Приведены схемы, позволяющие изготовить детали со ступенчатой и конической полостью. Сопоставление энергосиловых параметров процесса с традиционными способами продольного выдавливания подтверждают преимущества новой технологии.

Список литературы

1. Овчинников А.Г. Основы теории штамповки выдавливанием на прессах. - М.: Машиностроение, 1983. - 200 с.
2. Алиева Л. И., Жбанков Я. Г. Перспективы развития процессов точной объемной штамповки выдавливанием // Вестник Донбасской государственной машиностроительной академии: Сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2008. – № 1 (11). – С. 13–19.
3. Чучин О.В., Алиева Л.И. Комбинированное последовательное радиально-прямое выдавливание полых деталей // Совершенствование процессов и оборудования обработки давлением в металлургии и машиностроении: Сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2002. – С. 352-355.
4. Ренне И.П., Сумарокова А.И. Технологические возможности процесса свободного выдавливания (без матрицы) полых деталей // Кузнечно-штамповочное производство. - 1987. - №6. - С.25-26.
5. Евстифеев В.В., Подколзин Г.П. Методика построения геометрии инструмента при выдавливании конических стаканов // Кузнечно-штамповочное производство. - 1978. - №3. - С.11-13.
6. Горячая штамповка стальных поковок в разъемных матрицах / Кузнецов А.В., Протопопов О.В., Блудов В.А., Коноплин А.А. - М.:НИИМАШ, 1968. – 80 с.
7. Алиева Л. И., Чучин О. В. Экспериментальное исследование процессов штамповки полых деталей // Ресурсосбережение и энергоэффективность процессов и оборудования обработки давлением в машиностроении и металлургии. Материалы VI Международной научно-технической конференции. – Харьков : НТУ «ХПИ», 2014. – С. 8–10.
8. Пат. 67960 Украина, В21К21/00, В21К23/04. Способ выдавливания полых деталей с фасонной боковой поверхностью / И.С. Алиев, О.К. Савченко, Л.И. Алиева, О.В. Чучин; заявитель:

Донбасская государственная машиностроительная академия. – № 2003076832; заявл. 21.07.03; опубл. 15.07.04, Бюл. № 7.

УДК 621.77.01

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВУСТОРОННЕГО БОКОВОГО ВЫДАВЛИВАНИЯ С РАЗЛИЧНЫМИ СКОРОСТЯМИ РАБОЧЕГО ИНСТРУМЕНТА

Алиев И.С., Абхари П.Б., Ерёмкина А.А.

Донбасская государственная машиностроительная академия, Украина, г. Краматорск

eremina_omd@mail.ru

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы формоизменения и кинематики течения металла в процессе бокового выдавливания, с целью получения качественных деталей и возможностью предупреждения возникновения дефектов. В ходе исследования проведены эксперименты по двустороннему выдавливанию деталей с симметричными отростками.

Ключевые слова: боковое выдавливание; формоизменение; напряжение; кинематика.

THE SIMULATION OF DOUBLE SIDED LATERAL EXTRUSION BY DIFFERENT SPEEDS OF WORKING TOOLS

Aliiev I.S., Abhari P.B., Eryomina A.A.

Donbass State Engineering Academy, Ukraine, Kramatorsk

eremina_omd@mail.ru

Abstract. In this article considered questions about deformation and kinematics of metal flow in the lateral extrusion, the purpose of obtaining high-quality parts and the ability to prevent the occurrence of defects. Experiments are carried out in a study by bilateral extrusion of parts with symmetrical branches.

Keywords: lateral extrusion; deformation; stress; kinematics.

Введение

Одним из прогрессивных ресурсосберегающих методов получения изделий высокого качества является холодная объемная штамповка. Основные преимущества холодного выдавливания состоят в высоких показателях продуктивности, точности размеров и качества поверхности, эффективном использовании металла, повышенных механических свойствах материала, который упрочняется [1,2]. Значительно снижается и трудоемкость изготовления деталей. Перспективным методом получения осесимметричных деталей с отростками и утолщениями является боковое выдавливание, характеризуемое истечением металла заготовки в поперечном направлении. Боковое

выдавливание применяют для изготовления поковок с боковыми отростками (например, поковок крестовины карданного вала, корпуса газосварочной аппаратуры, втулок с отростками и др.). Процессы бокового выдавливания имеют большое количество вариаций схем деформирования, способов их реализации, и отличаются большим разнообразием деталей, которые возможно получать по этим схемам. Особенностью технологии бокового выдавливания является возможность регулирования деформационных и силовых параметров процесса посредством измерения кинематики движения формообразующего инструмента и подачи металла в полости матрицы.

Целью работы является анализ формоизменения и кинематики течения металла в процессе бокового выдавливания, получение сведений, необходимых для прогнозирования качества штамповок.

1. Конечно-элементное моделирование бокового выдавливания отростка

На рис.1 представлена схема бокового выдавливания отростков вразъёмных матрицах с двухсторонней подачей, при расположении отростков на одной оси, с несколькими вариациями скоростей движения верхнего и нижнего инструмента[3]. Соотношение скоростей движения верхнего и нижнего деформирующего инструмента варьировалось в пределах $V_2/V_1=0,25...1$. Что позволило достаточно полно изучить влияние разных соотношений скоростей деформирования на конечную геометрию детали[4].

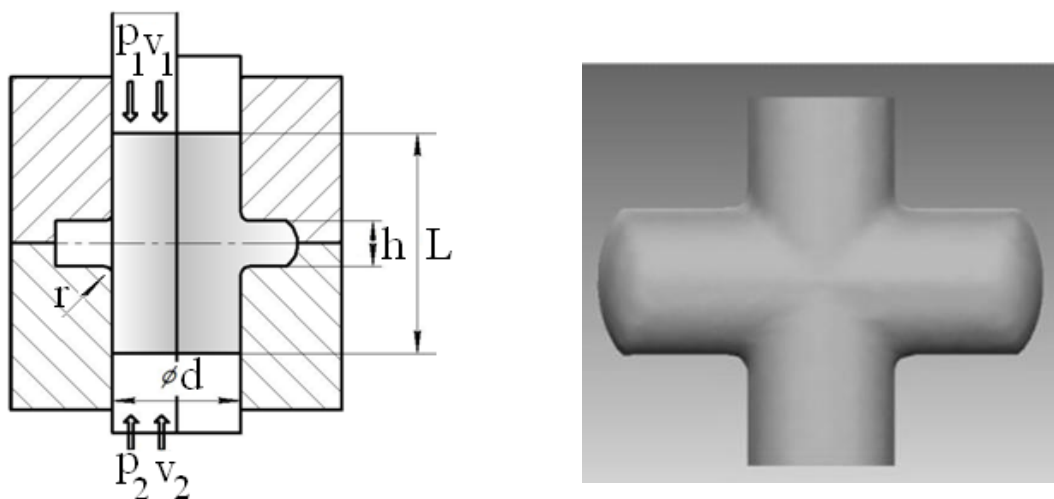


Рис. 1 - Кинематическая схема бокового выдавливания

Для моделирования процесса бокового выдавливания выбирали следующие параметры:

- параметры механических свойств материала заготовки М1: кривая истинных напряжений, для которой описывается уравнением $\sigma_s(\epsilon) = 397,3 \epsilon^{0,2}$, предел текучести

$\sigma_{0,2} = 170 \text{ МПа}$, модуль Юнга $E = 110000 \text{ МПа}$, коэффициент Пуассона $\nu = 0,3$ и коэффициент трения между материалом заготовки и инструментом $\mu = 0,15$ (закон Зибеля).

- геометрические параметры процесса: d – диаметр заготовки ($d = 28 \text{ мм}$), h – высота отростка ($h = 28 \text{ мм}$), r – радиус скругления кромок инструмента $r = 3,0 \text{ мм}$, L – конечная высота заготовки ($L = 70 \dots 110 \text{ мм}$). Изучение силового режима выдавливания было проведено экспериментально и моделированием процесса, с использованием программного пакета Deform 3D, в основе которого лежит метод конечных элементов. На рис. 2 представлены картины искажения делительной сетки, распределение интенсивности деформаций и напряжений по сечению поковки при боковом выдавливании симметричных отрошков. Проанализировав рис. 2 можно заметить, что при выдавливании с соотношением скоростей движения инструмента $V_2/V_1 = 1$ очаг деформации располагается симметрично и представляет собой два треугольника, соприкасающиеся друг с другом вершинами, относительно горизонтальной оси симметрии. Торцы отростка имеют симметричную сферическую форму. Очаг распределения напряжений по сечению поковки имеет симметричную, крестообразную форму. Максимальные значения напряжений наблюдаются в центральной части поковки и отводами к кромкам инструмента и вдоль полостей отрошков. Основная часть поковки испытывает средние напряжения, составляющие до 800 МПа . Важно отметить, что при изменении соотношения движения скоростей инструментов до $V_2/V_1 = 0,75$, уже заметно искажение геометрических размеров детали, а именно длины и форм отрошков, в следствие того что скорость верхнего инструмента уже немного выше, чем скорость движения нижнего - очаг деформации смещен вниз. По мере увеличения хода очаг деформации растягивается по вертикали, приобретая всё более сложную форму. В то время как при соотношении $V_2/V_1 = 1$ длины отрошков были одинаковы, при $V_2/V_1 = 0,75$ длина верхнего отростка больше нижнего. При изменении соотношения движения скоростей инструментов до $V_2/V_1 = 0,5$, заметно значительное искажение геометрических размеров детали, а именно разности длины и форм отрошков. Можем видеть, что вблизи более активного инструмента - длина отростка больше, что у менее активного. Это объясняется более активным течением металла в полость. Так же стоит отметить, что вблизи нижнего инструмента находится зона минимальных напряжений, достигающих 500 МПа , в то же время вблизи верхнего инструмента эта зона значительно меньше и смещена к центру тела поковки, что может весьма благоприятно повлиять на степень проработки центральной зоны детали. Общая картина моделирования показывает, что чем

меньше скорость V_2 тем очаг деформации расположен ближе к части нижнего отростка. Распределение деформации показывает, что наилучшая проработка детали происходит при соотношении скоростей $V_2/V_1=0,75-0,5$.

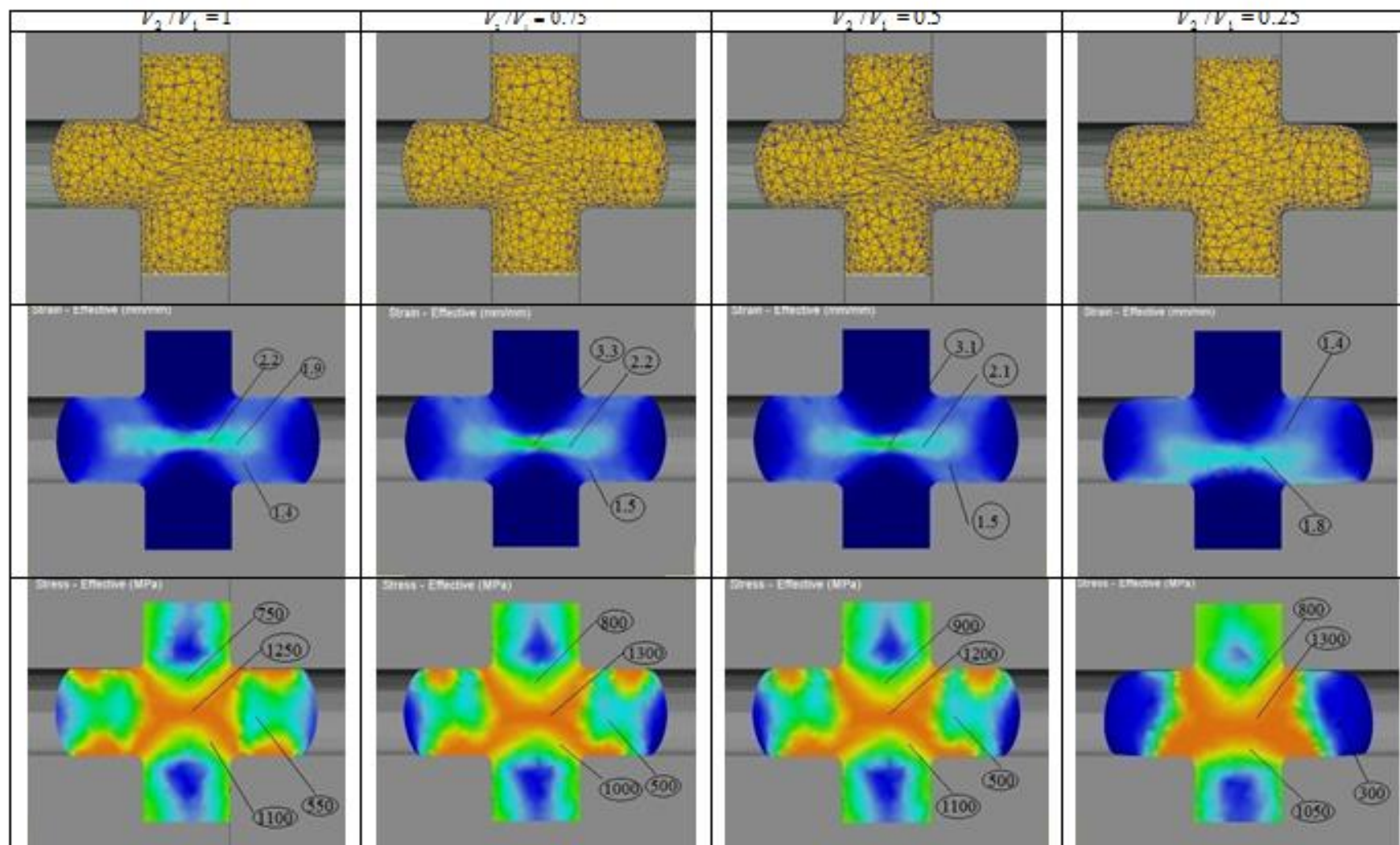


Рис. 2 – Моделирование процесса бокового выдавливания при $V_2/V_1=0,25...1$

Следует отметить, что область наибольшей сдвиговой деформации, а именно низ очага деформации, контактирует с застойной неподвижной зоной стержневой части детали, что при попытке получить отросток большой длины может привести к образованию трещин.

2. Экспериментальные исследования бокового выдавливания отростка

В ходе анализа бокового выдавливания были проведены экспериментальные исследования (рис.3).



Рис.3 – Деталь полученная экспериментальным путем

Наиболее явным дефектом полученной детали является сферичность торцов боковых отростков, а так же на торцах отростков возможно образование утяжины. В случае необходимости получения прямых торцов детали – наличие трещины считается дефектом, и его необходимо удалять механически. Сферичность торцов детали так же можно устранить закрытой объёмной штамповкой либо последующей механической обработкой.

Заключение

Проведено моделирование напряженно-деформированного состояния при боковом выдавливании в зависимости от соотношения движения скоростей деформирующих инструментов. Определено, что при выдавливании с двухсторонней подачей металл очага деформации имеет симметричную форму в горизонтальной плоскости. Также установлено, что по ходу деформирования зона больших деформаций в очаге деформации непрерывно смещается по ходу движения пуансона к центру детали.

Список литературы

1. Навроцкий Г. А. Холодная объёмная штамповка: справочник / под ред. Г. А. Навроцкого. - М.: Машиностроение, 1973. - 496 с.
2. Головин В. А. Технология холодной штамповки выдавливанием / В. А. Головин, А. И. Митькин, А. Г. Резников. - М.: Машиностроение, 1970. – 152с.

3. Алиев И.С. Технологические процессы холодного поперечного выдавливания / И.С. Алиев // Кузнечно-штамповочное производство. – 1988. – №6. – С. 1-4.
4. Алиев И.С., Абхари П.Б., Жукова О.А. Исследование формоизменения и силового режима процесса бокового выдавливания методом конечных элементов/ И.С. Алиев, П.Б. Абхари, О.А. Жукова //Вісник НТУ «ХП», 2013. - №42(1015). – С.7-12.

УДК 621.777.4

ФОРМОБРАЗОВАНИЕ ПОЛОЙ КОНИЧЕСКОЙ ДЕТАЛИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ ВЫДАВЛИВАНИИ

Алиев И.С., Гнездилов П.В.

Донбасская государственная машиностроительная академия, Украина, г. Краматорск

gnezdilov_pv@mail.ru

Аннотация. Изложены результаты конечно-элементного моделирования процесса выдавливания полой конической детали. Установлено характер поэтапного изменения деформированного состояния заготовки и энергетических параметров процесса в зависимости от влияния углов наклона образующих матрицы и пуансона.

Ключевые слова: комбинированное выдавливание, полая коническая деталь, метод конечных элементов, деформированное состояние.

THE SHAPE OF HOLLOW CONICAL PART IN THE COMBINED EXTRUSION

Aliiev I.S., Hniezdilov P.V.

Donbass State Engineering Academy, Ukraine, Kramatorsk

gnezdilov_pv@mail.ru

Abstract. The finite element modeling results for hollow conical parts in the combined extrusion considered. The change of part deformation state and energy parameters in the process with depending on the influence of the angles between die and matrix determined step by step.

Keywords: combined extrusion, hollow conical part, finite element method, deformation state.

Введение

Процессы точной объемной штамповки (ТОШ) выдавливанием отличается более широкими технологическими возможностями. Разнообразие способов деформирования и форм штампуемых деталей привело к эффективному их применению в промышленном производстве для получения деталей и полуфабрикатов из различных материалов. Детали,

получаемые как холодным, так и горячим деформированием, обладают повышенной эксплуатационной надежностью, благодаря интенсивной проработке металла. В машиностроении широко применяются корпусные осесимметричные детали конической формы, производимые обработкой давлением. Можно выделить три основные схемы выдавливания полых конических изделий: выдавливание с раздачей, обратное выдавливание и комбинированное выдавливание (рис. 1). Комбинированное выдавливание позволяет улучшить качество получаемых деталей, сократить расход металла и достичь наиболее точных размеров [1, 2]. Для данной схемы характерно размещение исходной заготовки в верхней части матрицы и течение металла в прямом и обратном направлении, обеспечивая оптимальное развитие силового режима по ходу штамповки и проработку стенки детали за счет интенсивных сдвигов [1]. При этом технология комбинированного выдавливания изучена недостаточно, что вызывает необходимость проведения исследований, связанных с оценкой напряженно-деформированного состояния.

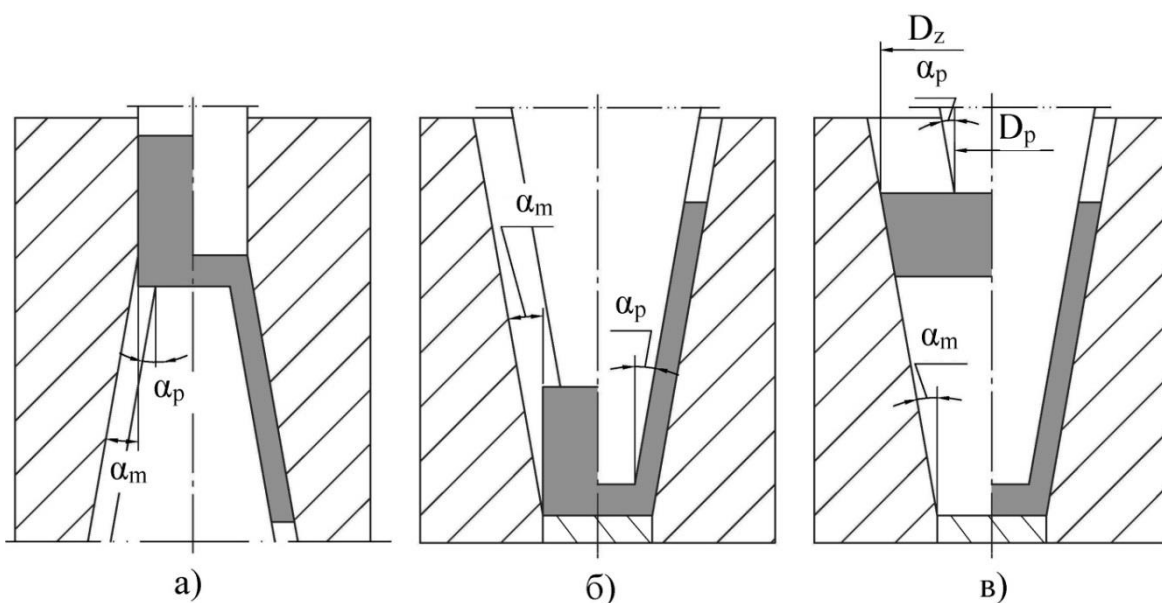


Рис.1 – Способы получения полых конических деталей методами ТОШ:

а) - выдавливание с раздачей; б) - обратное выдавливание; в) - комбинированное выдавливание.

1. Моделирование комбинированного выдавливания конической детали

Целью работы является исследование характера поэтапного формоизменения заготовки при комбинированном выдавливании и изменения энергосиловых параметров в процессе, а также деформированного состояния заготовки в зависимости от изменения геометрических параметров и, в особенности, углов наклона образующих полый конической детали.

В качестве основных параметров процесса комбинированного выдавливания конической детали были установлены следующие: углы наклона образующей матрицы α_m и пуансона α_p , расположение исходной заготовки в матрице (расстояние от дна Н) и условия контактного трения, заданное при помощи коэффициента трения μ .

Моделирование процесса проведено методом конечных элементов (МКЭ) в программном пакете Deform-2D [3]. Для математического моделирования методом конечных элементов были выбраны разные углы наклона матрицы α_m и пуансона α_p , которые составили 10° , 15° , 20° . Заготовка с формой усеченного конуса выполнена из сплава свинца с сурьмой. Объем заготовок является одинаковым, равный 22000мм^3 с диаметром $D_{z10^\circ}=47,3\text{мм}$, $D_{z15^\circ}=51,6\text{мм}$, $D_{z20^\circ}=52,7$. Угол конусности заготовки соответствует образующим углам для лучшей центровки и отсутствия перекосов при установке в матрице. Соппротивление деформации материала заготовки (Свинец с сурьмой) $\sigma_s=25,56e^{0,19}$ МПа. Коэффициент трения для контактных поверхностей принят по закону Зибеля $\mu=0,08$.

2. Результаты моделирования

В ходе моделирования были рассмотрены поля деформаций и силовой режим комбинированного выдавливания. На рис.2 представлены картины деформированных делительных сеток у заготовок и поля деформаций на различных стадиях процесса

Установлено, что максимальные значения интенсивности деформации ϵ_i возникают в стенке полый детали вблизи переходной кромки пуансона. Формоизменение заготовки на основной стадии процесса происходит по схеме комбинированного течения: металл продавливается вниз и выдавливается вверх, в стенку детали. При этом очаг интенсивной деформации с самого начала процесса сосредоточен в кольцевой зоне со средним диаметром равным приблизительно диаметру торца пуансона. Такой очаг деформации нельзя классифицировать как разделенный или совмещенный по общепринятой терминологии [1]. Очаг деформации можно отнести к присоединенному, но особенность деформации в данном случае состоит в преимущественно сдвиговом характере деформации. Такая особенность формоизменения сохраняется в течение всего процесса, хотя на стадии обратного выдавливания сдвиговым деформациям подвергается в основном часть металла в зоне стенки полого полуфабриката. Характер интенсивности деформации ϵ_i оказался идентичным для различных значений углов α_i . Максимальное значение интенсивности ϵ_i для углов наклона матрицы и пуансона, равных $10^\circ, 15^\circ$ составляет 3,0. Для $\alpha_m=\alpha_p=20^\circ$ максимальное значение интенсивности деформации составило 2,25. Минимальные значения интенсивности деформации составили 0,75 для образующих углов, равных $10^\circ, 15^\circ$ и 0,37 для угла 20° .

Распределение деформаций в стенкеформируемого стакана отличается значительной неравномерностью. Наибольшую деформацию приобретают слои, примыкающие к

внутренней стенке стакана. По высоте детали минимальные значения ε_i наблюдаются в верхней части стенки стакана, а также в застойной зоне, примыкающей к торцу пуансона, то есть на дне полости стакана. В то же время в зоне дна слои металла примыкающие к нижнему торцу детали сжимаются на этапе обратного выдавливания, что приводит к резкому росту степени деформации.

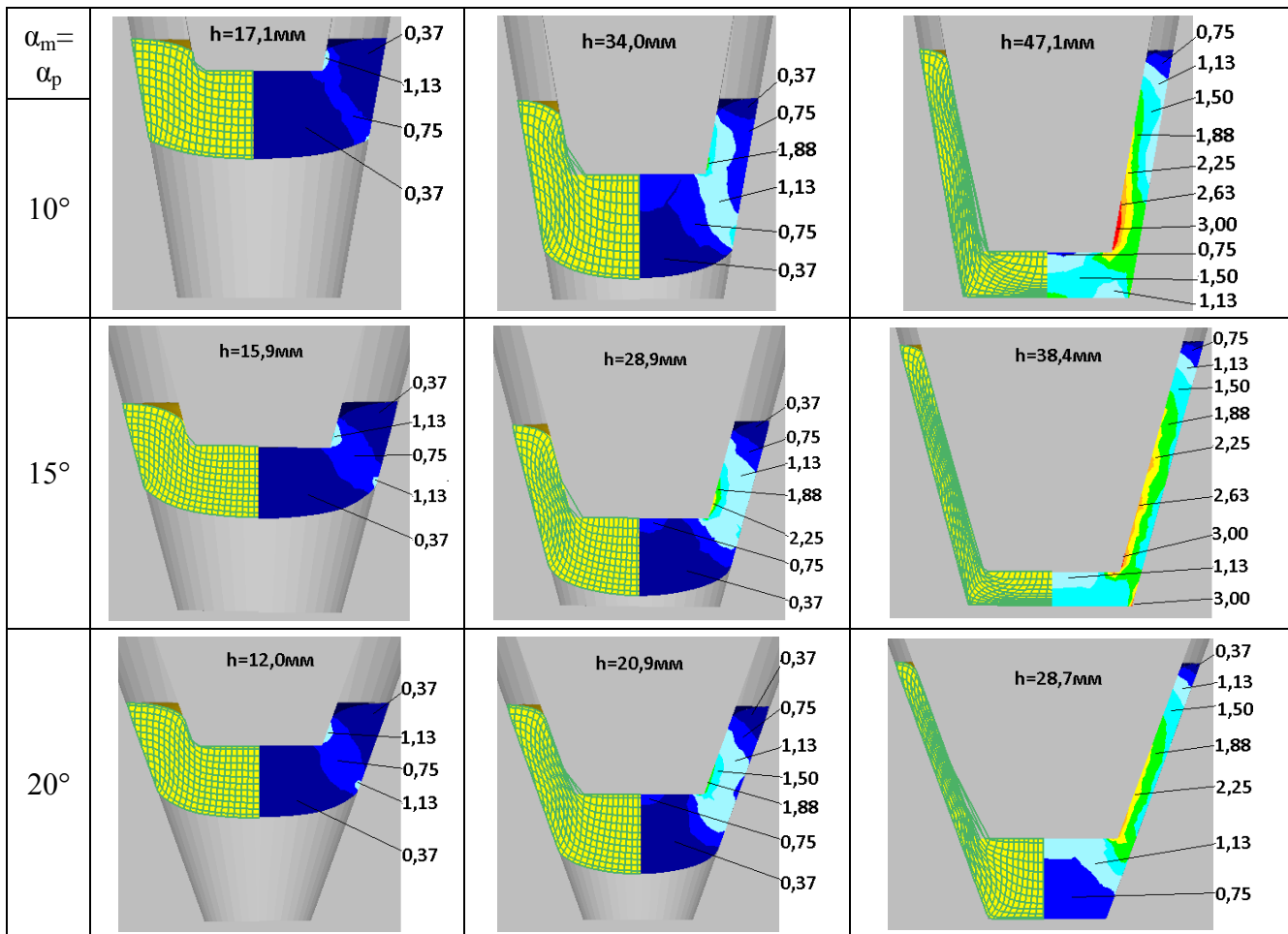


Рис. 2 – Поэтапная деформация делительной сетки (слева) и интенсивность деформации ε_i (справа) для различных значений углов инструментов

В энергосиловом режиме процесса комбинированного выдавливания можно выделить характерные стадии: стадия распрессовки; стадия комбинированного выдавливания и стадия обратного выдавливания, которая начинается с достижением заготовкой дна матрицы (торца противополоуансона) [4]. Сила деформирования в процессе выдавливания плавно возрастает на стадии комбинированного течения, и резко увеличивается при достижении заготовкой дна матрицы и с переходом от комбинированного течения к стадии обратного выдавливания.

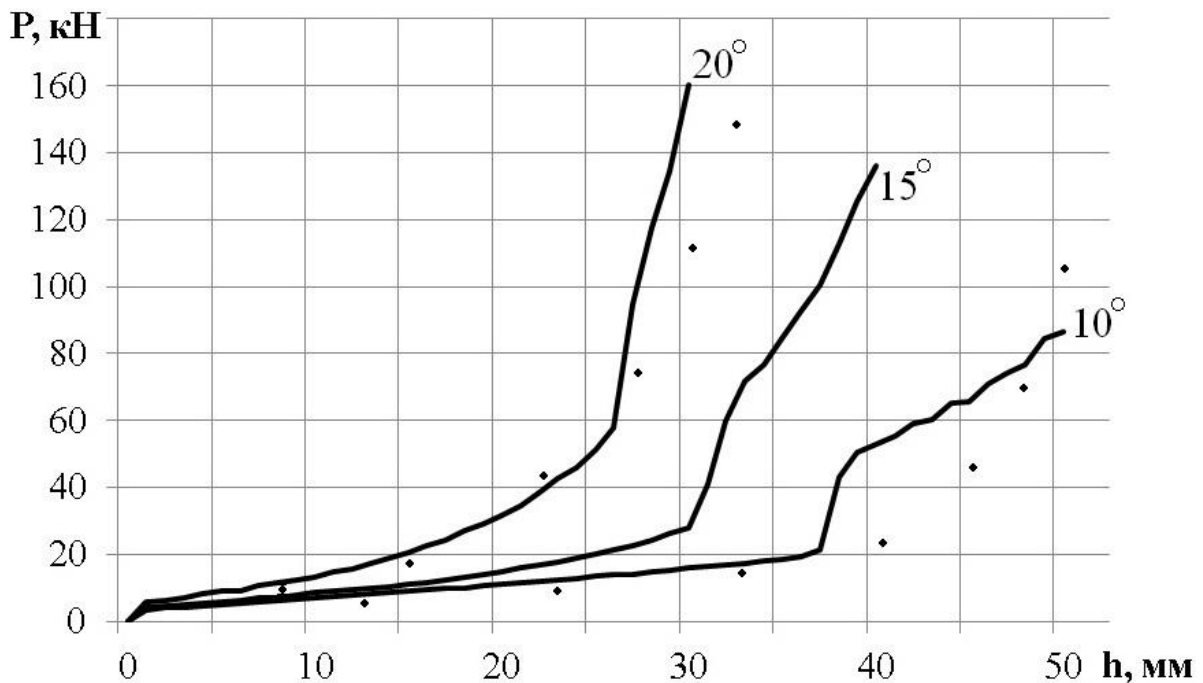


Рис. 3 – Изменение сил деформирования при комбинированном выдавливании при различных значениях углов инструмента (о - экспериментальные данные)

С увеличением углов образующих матрицы и пуансона силы выдавливания также увеличиваются, что подтверждается и экспериментальными данными для углов 10° и 20° град (рис. 3). По результатам моделирования и экспериментов наблюдается увеличение усилия выдавливания с увеличением угла наклона матрицы и пуансона. Усилие выдавливания заготовки с $\alpha_m = \alpha_p = 20^\circ$ на 40-43% выше в сравнении с $\alpha_m = \alpha_p = 10^\circ$.

Заключение

Проведено моделирование процесса комбинированного выдавливания полый конической детали в программном пакете Deform-2D с варьированием угла наклона образующей конуса. В качестве исходной заготовки были выбраны конические образцы с такими же углами образующей.

Установлены закономерности формоизменения заготовки и деформированного состояния на последовательных стадиях комбинированного выдавливания. Дана оценка неравномерности распределения деформаций по объему пластической зоны и полученной детали.

Сила деформирования в процессе выдавливания плавно возрастает на стадии комбинированного течения, и резко увеличивается при переходе к стадии обратного выдавливания. Зависимости силового режима от параметров и стадий процесса подтверждены экспериментальными данными.

Список литературы

1. Алиев И. С. Исследование технологического процесса выдавливания полых конических деталей / И.С. Алиев, Ю.А. Кащенко, В.П. Еремин // Прогрессивные технологии, оборудование и оснастка для интенсификации процессов обработки давлением : сб - к научн. трудов. – К.: УМК ВО, 1991. – С. 22–31.
2. Экк Е. В. Определение формоизменения и усилия комбинированного выдавливания полых поковок конической формы / Е. В. Экк, А.Э. Даммер, В.Г. Кононов // Известия вузов. Черная металлургия. – 1983. – № 2. – С. 46–50.
3. Иванов К. М. Метод конечных элементов в технологических задачах ОМД / К. М. Иванов, В. С. Шевченко, Э. Е. Юргенсон. – СПб.: Изд-во ПИМаш, 2000. – 224 с
4. Алиев И.С. Определение параметров комбинированного выдавливания полый конической детали / И.С. Алиев, П.В. Гнездилов // Материалы Всеукраинской научно-практической конференции «Современные технологии промышленного комплекса», выпуск 2. – Херсон: ХНТУ, 2015. – С.34-36.

УДК 621.771.26

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ШВЕЛЛЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ГОРЯЧЕЙ ПРОФИЛЕГИБКИ

Луцкий М.Б., Чичкан А.А.

ОАО “Алчевский металлургический комбинат”, Украина, г.Алчевск

mllutsky@gmail.com

Аннотация. Разработан, исследован и внедрён новый способ производства швеллеров с переменным изгибом стенки, позволяющий совместить в фасонных проходах высотную деформацию и интенсивное растяжение стенки. Установлено, что разработанный способ позволяет получить уширение стенки, значительно превышающее возможные уширения получаемые при известных способах прокатки швеллеров.

Ключевые слова: швеллер, способ, растяжение, переменный изгиб стенки, уширение.

SOME FEATURES OF PRODUCTION CHANNELS USING A HOT BENDING

Lutskiy M.B., Chichkan A.A.

Alchevsk Iron & Steel Works, PJSC, Ukraine, Alchevsk

mllutsky@gmail.com

Abstract. A new method of channel bars production with varying wall bending is designed, studied and implemented, allowing to combine in shaped passages a high-altitude deformation and intensive stretching of the wall. It is established that the designed method allows to obtain the broadening of the wall greatly exceeding the possible broadening resulting from the known methods of channel bars rolling.

Keywords: channel, method, stretching, varying wall bending, broadening

Постановка задачи. В современных условиях рыночных отношений большое внимание уделяется совершенствованию технологии и модернизации оборудования с целью расширения действующего сортамента. Одним из направлений, обеспечивающих существенное расширение сортамента швеллеров производимых на среднесортных и крупносортных станах является совмещение в фасонных проходах высотной деформации и растяжения стенки

Анализ последних исследований и публикаций. В зависимости от состава оборудования, на сортовых станах применяют различные способы прокатки швеллеров. Расширение действующего сортамента в сторону увеличения размеров швеллеров ограничено мощностью электродвигателей, размерами исходной заготовки, конструкцией клетей и привалковой арматуры.

На линейных станах оснащённых клетями «трио», применяют способ, основанный на использовании “балочного” начала [1]. Способ предусматривает из заготовок большой высоты формирование в разрезном и последующих фасонных калибрах равновеликих по площадям действительных и ложных фланцев (рис.1, а). Для него характерны глубокие врезы на валках черновых клетей, что ослабляет прочность валков.

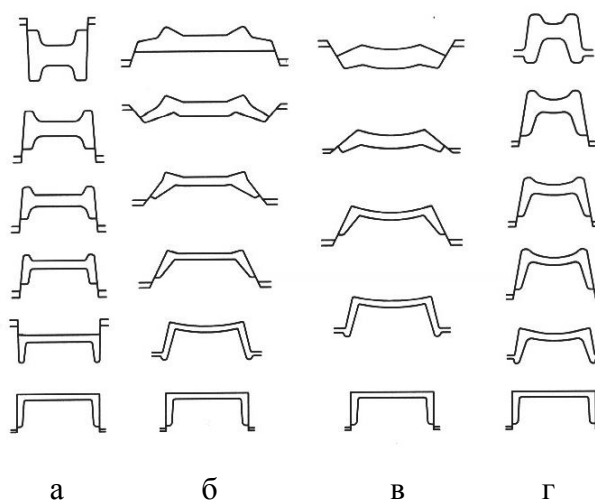


Рисунок 1. Способы прокатки швеллеров.

Способ прокатки с использованием “полосового” начала и постепенного сгибания фланцев [2], позволяет производить более интенсивные обжатия и равномерные деформации элементов по ширине профиля (рис.1, б). При прокатке по этому способу, прочность валков заметно повышается, но уменьшается возможное количество калибров на валках. Из-за сложности конструкции и настройки вводной арматуры, процесс сгибания протекает неустойчиво, затрудняются условия захвата и удержания раската. По этим причинам данный способ не получил широкого применения.

Также известен способ развёрнутой калибровки швеллеров с изогнутыми по радиусам стенкой и фланцами [2], позволяющий повысить интенсивность деформации элементов и уменьшить количество фасонных проходов (рис.1, в), обладающий теми же недостатками.

Наиболее прогрессивным является способ производства швеллеров с увеличенными уклонами фланцев, изогнутой стенкой и прямым углом между ними [4], получивший широкое применение на сортовых станах, оборудованных клетями “дуо”. При этом, увеличилась интенсивность деформации действительных фланцев и уменьшилось количество фасонных проходов (рис.1, г). Таким образом, применение известных способов позволяет получить уширение стенки в фасонных проходах в пределах 1...1,5 % её длины, что не позволяет без реконструкции расширить сортамент в сторону увеличения размеров швеллеров.

Объект исследования. В качестве объекта исследования был выбран полунепрерывный крупносортный стан 600 ОАО «Алчевский металлургический комбинат», в действующий сортамент которого наряду с двутавровыми, круглыми, угловыми и специальными взаимозаменяемыми профилями входят швеллеры с параллельными полками №№ 12ПП - 20ПП.

Цель исследования. Разработка технологии производства швеллеров, которая позволит расширить действующий сортамент и производить швеллеры более крупных размеров без реконструкции основного и вспомогательного оборудования.

Результаты исследований. Для реализации поставленной цели сотрудниками кафедры «обработка металлов давлением» сформулирован принцип и разработан способ производства швеллеров, с переменным изгибом стенки в нескольких фасонных. Предложенная технология отличается от известных тем, что в нескольких черновых и предчистовых фасонных проходах прокатка производится в калибрах с переменным изгибом стенки и последующей её разгибкой в предчистовом калибре. При этом формирование профиля в этих проходах производится с отношением сопрягаемых с фланцами горизонтальных участков стенки (b_1) к длине её средней линии (L_s),

составляющим $0,12...0,22$, а угол между наклонным и сопрягаемым участками стенки β составляет $30...60^\circ$ (рис.2) [5]. Кроме того, углы раскрытия фланцев до и после профилегибочного прохода не изменяются, а отношение вертикальной проекции средней линии стенки (h_s) к ее горизонтальной проекции (B_s) составляет $0,25...0,38$ [6]. Поперечное сечение раската швеллера в профилегибочном калибре до и после профилегибки приведено на рисунке 2.

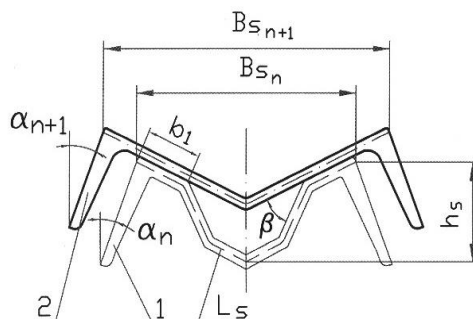


Рисунок 2. Положение раската швеллера в профилегибочном калибре.

1 – до профилегибки; 2- после профилегибки

По одному из известных способов назначается схема прокатки, определяются коэффициенты деформации, вытяжки и производят расчет основных размеров калибров. Затем выполняется предварительный расчет длины средней линии стенки - L_s ; горизонтальной проекция средней линии стенки - B_s ; её толщины - d ; размеров действительных фланцев - h_f , a_f , b_f ; ложных фланцев - h_l , b_l , и других параметров калибровки. После предварительного расчета, составляется схема прокатки и производится расчет калибровки профиля с использованием в предчистовом и нескольких черновых фасонных проходах калибров с переменным изгибом стенки. Вначале заготавливается скелет калибра с переменным изгибом стенки, расположенного перед профилегибочным. Исходные данные для построения следующих после профилегибочного калибров принимаются из расчетов, произведенных для обычного способа прокатки. С учётом длины участков стенки, сопряженных с фланцами составляющей: $b_1 \geq (0,12...0,22)L_s$, рассчитывают длину среднего участка стенки: $b_3 \geq (0,25...0,4)b_1$, радиусов сопряжения: $R_1 = (2,5...4,0)d$, $R_2 = R_1 - d$, задаются уклонами фланцев $\alpha = 6...11^\circ$, производят расчет других параметров, необходимых для построения калибров (рис.3).

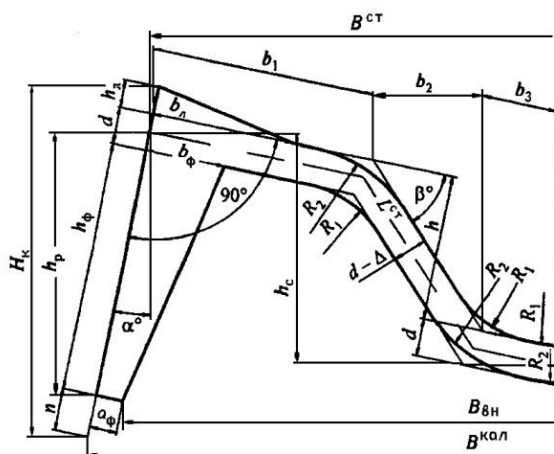


Рисунок 3. Расчетная схема калибра с переменным изгибом стенки.

При этом приращение длины средней линии стенки в зависимости от размеров швеллера определяют по номограмме, приведенной на рисунке 4.

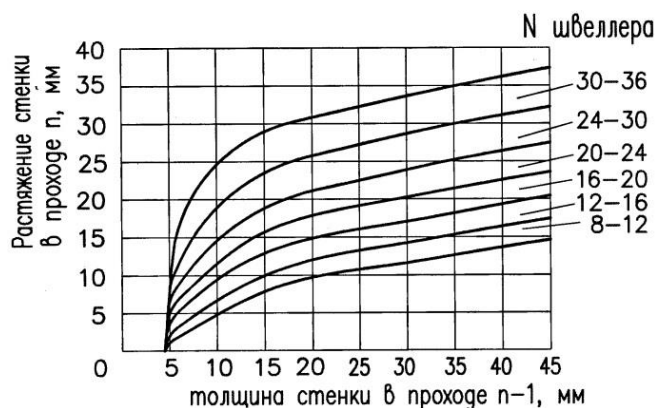


Рисунок 4. Номограмма определения приращения длины средней линии стенки.

Получение раската швеллера обычной формы производят в специальном профилегибочном калибре, который одновременно является контрольным. Процесс горячей профилегибки, наряду с увеличением горизонтальной проекции стенки и ширины раската, обеспечивает получение окончательных размеров готового профиля. Одним из условий устойчивости процесса профилегибки, является выбор расположения профилегибочного калибра, в котором из стенки, имеющей переменный изгиб, формируется стенка с одинарным изгибом. При этом уширение горизонтальной проекции средней линии стенки в профилегибочном калибре для различных швеллеров может составлять 40...60мм, а уширение средней линии стенки предчистового и черновых калибров задаются с превышением в 2...6 раз уширения, при обычных способах прокатки. Принцип формоизменения швеллера с применением горячей профилегибки наглядно иллюстрируется

при совместном рассмотрении шаблонов профиля, полученных в фасонных проходах № 6...11 (рис.5).

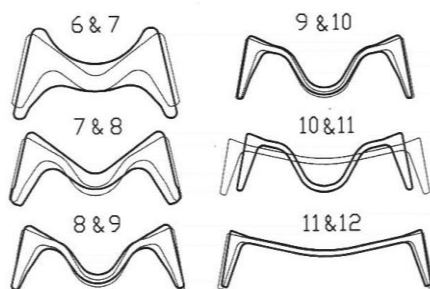


Рисунок 5. Наложение шаблонов калибров с переменным изгибом стенки.

В момент захвата «язык», образующийся при прокатке в предыдущих проходах за счёт сил трения, втягивается валками профилегбочной клетки, а раскат перемещается в зазор между валками. При этом ложные фланцы профиля соприкасаются с верхним валком, а действительные фланцы под действием сил P' , «салятся» на «яблоко» нижнего ручья. раскат проникает в ручей и начинается разгибка стенки, которая сопровождается некоторым утонением стенки в местах разгибки.

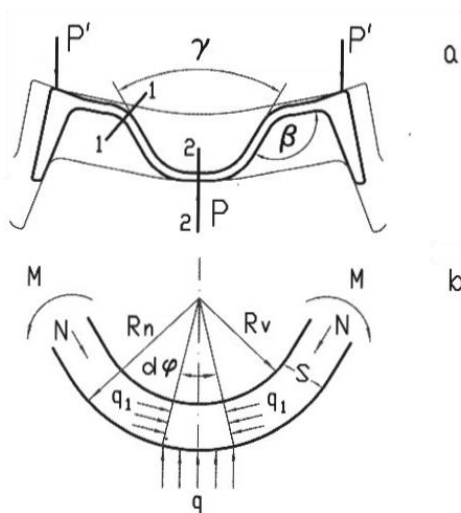


Рисунок 6. Схема усилий, действующих на раскат в профилегбочном калибре.

Предложенная технология опробована и успешно внедрена в условиях крупносортового стана 600 ОАО «АМК» при производстве швеллеров №№ С8' и С10' по стандартам ASTM. При этом ширина готового профиля С10' составила 255мм (максимальный размер швеллера, предусмотренный проектом - № 20).

Вследствие улучшения условий взаимного теплообмена между стенкой и фланцами при прокатке в калибрах с переменным изгибом стенки повышается температура стенки и фланцев, что способствует снижению износа фасонных калибров, на 10 - 12% снижаются энергозатраты.

Применение нового способа позволяет расширить сортамент при производстве швеллеров без замены главных двигателей, реконструкции рабочих клеток, привалковой арматуры и дополнительных капитальных затрат.

Предложенная технология может быть рекомендована к использованию при разработке новых и совершенствовании действующей технологии производства швеллеров.

Заключение. Разработан, исследован и внедрён новый способ производства швеллеров с переменным изгибом стенки в нескольких фасонных проходах и последующей её разгибкой в предчистовом калибре. Способ позволяет совместить в фасонных проходах высотную деформацию и интенсивное растяжение стенки, что обеспечивает получение уширение стенки, значительно превышающее возможные уширения профиля, получаемые при известных способах прокатки. Кроме того на 15 – 20% уменьшается площадь поперечного сечения заготовки, как при производстве швеллеров действующего сортамента, так и при прокатке швеллеров увеличенных размеров.

Список литературы

1. Бахтинов Б.П., Штернов М.М. Калибровка прокатных валков. М., Metallurgizdat. 1953: 784.
2. Грудев А.П., Машкин Л.Ф., Ханин М.И. Технология прокатного производства, М, Metallurgiya. 1994: 656.
3. Старченко Д.И. Развёрнутая калибровка фасонных профилей. М., Metallurgiya 1952: 247.
4. Чекмарёв А.П., Мутьев М.С., Машковцев П.А. Калибровка прокатных валков. М., Metallurgizdat. 1971: 506.
5. Патент UA №29348 МКИ В21 В1/08. Способ производства профилей швеллерного типа. М.Б.Луцкий, В.А.Луценко, А.А.Чичкан, НПО «Доникс». Опубл. 16.10.2000. Бюл. № 5 .
6. Патент UA № 23027. МКИ В21 В1/08. Способ производства профилей швеллерного типа. И.К.Дорожко, М.Б.Луцкий, А.А.Чичкан, В.А.Луценко и др. Опубл. 30.06.98. Бюл. № 3.

УДК 621.778.01 : 669.14.018.29 – 022.532

РАЗРАБОТКА КОНЦЕПЦИИ СОВМЕЩЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ПЛАСТИЧЕСКОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ УЛЬТРАМЕЛКОЗЕРНИСТОЙ СТРУКТУРЫ В ДЛИННОМЕРНЫХ ИЗДЕЛИЯХ

Чукин М.В., Полякова М.А., Емалеева Д.Г., Пивоварова К.Г., Гулин А.Е.

ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,

Россия, г. Магнитогорск

m.chukin@mail.ru

***Аннотация.**Проведен анализ существующих в методах обработки металлов давлением схем деформации. Отмечается, что для формирования ультрамелкозернистой структуры в металлах и сплавах необходимо обеспечить действие сдвиговых деформаций. Показана возможность совмещения различных видов пластической деформации для измельчения микроструктурных составляющих углеродистой проволоки. В качестве базовой операции выбрано волочение.*

***Ключевые слова:** углеродистая проволока; пластическая деформация; волочение; совмещение; ультрамелкозернистая структура.*

DEVELOPMENT OF THE CONCEPTION ON PLASTIC DEFORMATION PROCESSES COMBINING FOR ULTRAFINE GRAIN STRUCTURE FORMATION IN LONG LENGTH PRODUCTS

Chukin M.V., Polyakova M.A., Emaleeva D.G., Pivovarova K.G., Gulin A.E.

“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

m.chukin@mail.ru

***Abstract.** Deformation schemes existing in metal processing methods are analyzed. It is mentioned that it is necessary to get share deformation in order to obtain the ultrafine grain structure in metals and alloys. The possibility of combining the different schemes of plastic deformation in order to desintegrate carbon wire microstructure parameters is shown. Drawing is chosen as a basic operation.*

***Keywords:** carbon wire; plastic deformation; drawing; combining; ultrafine grain structure.*

Как известно, технологический процесс обработки материалов можно представить в виде взаимодействия инструмента и изделия. При этом задача повышения эффективности технологического процесса часто может быть решена возможностью управления взаимодействием «инструмент - изделие», т.е. за счет конструирования системы с другим функциональным центром. С другой стороны, технологический процесс / операция характеризуется тремя потоками: поток энергии, поток вещества и поток информации. От качества управления потоком энергии на конечном этапе зависит качество технологической операции в целом, и, следовательно, ее эффективность. Особенно это проявляется при совмещении операций, которое в целом упрощает структуру системы. Следует отметить, что совмещение операций происходит наиболее простым способом, когда для реализации каждой операции требуется энергетический поток одной физической природы и одного качества. Поэтому при конструировании технологии необходимо путем анализа подбирать операции, реализующиеся тождественными энергетическими потоками, особенно при производстве и обработке традиционных изделий [1].

В процессах обработки металлов давлением для обеспечения оптимального влияния пластической деформации на структуру и свойства материала механика процесса обработки давлением должна удовлетворять ряду требований, к которым относятся однородность напряженного и деформированного состояний, возможность точного регулирования интенсивности деформаций и показателя напряженного состояния (гидростатического давления), управление пространственным развитием деформации и процессом текстуробразования, а также достижение высоких и сверхвысоких деформаций без существенного изменения сечения изделия или его разрушения. Классические способы обработки металлов давлением, такие как прокатка, ковка и т.д., не могут удовлетворить ряд этих требований из-за специфики самих процессов, их кинематики и условий деформирования [2]. В последние годы происходит активное развитие различных методов интенсивной пластической деформации. Главным недостатком этих методов является их дискретность и ограниченность размеров обрабатываемых заготовок, что в значительной степени ограничивает их применение в промышленных технологиях.

В качестве объекта исследований была выбрана высокоуглеродистая проволока, поскольку она является востребованным видом метизной продукции, и измельчение микроструктуры, несомненно, приведет к повышению комплекса ее механических свойств [3]. Поскольку основной формообразующей операцией при производстве проволоки является волочение, то в качестве базовой для разработки новых методов деформационного измельчения микроструктуры была выбрана операция волочения. Одним из вариантов осуществления непрерывной деформационной обработки проволоки является совмещение в различных сочетаниях различных видов деформационной обработки с традиционным волочением. При этом особое внимание следует уделить особенностям напряженного и деформированного состояний материалов в процессах обработки давлением.

Как известно, схема главных деформаций при волочении характеризуется одной деформацией удлинения и двумя укорочения – радиальной и окружной. Максимальной главной является продольная деформация. С другой стороны, измельчению микроструктуры способствуют сдвиговые напряжения. Поэтому следует рассмотреть возможность такого совмещения различных видов деформации, которое в конечном итоге обеспечивало появление в материале сдвиговых напряжений. Одним из таких видов деформации является деформация изгибом.

На основе такого совмещения был разработан метод равноканальной угловой протяжки (РКУ протяжка) [4, 5]. Суть РКУ протяжки заключается в многократном протягивании стальной проволоки через сборную волоку специального профиля, что вызывает одноосное растяжение и изгиб проволоки одновременно в двух очагах

деформации. В ходе РКУ протяжки углеродистая проволока многократно протягивается через сборную волоку специального профиля (рисунок 1). С целью обеспечения высокой эффективности и технологической стабильности РКУ протяжка реализуется при неполном заполнении инструмента проволокой, которая в процессе обработки сохраняет неизменной площадь поперечного сечения. Непрерывность процесса достигается посредством последовательной установки на волочильном стане технологического инструмента специальной конструкции и сочетанием процесса с традиционным способом волочения проволоки.

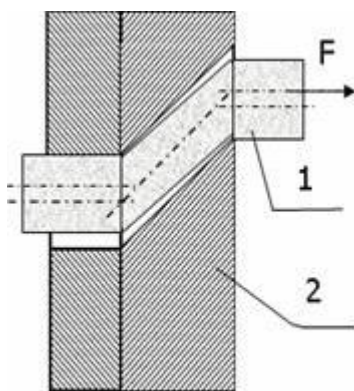


Рисунок 1. Принципиальная схема процесса РКУ протяжки:
1 – обрабатываемая проволока; 2 – технологический инструмент

Другим видом деформации является деформация кручением. При скручивании стержня прямоугольная сетка превращается в сетку, состоящую из параллелограммов, что свидетельствует о наличии касательных напряжений в его поперечных сечениях, а по закону парности касательных напряжений – и в продольных сечениях, то есть напряженное состояние в точках скручиваемого стержня представляет собой чистый сдвиг. Данный подход был реализован при разработке метода, основанного на одновременном наложении на непрерывно движущуюся проволоку деформации растяжения волочением, деформации изгиба при прохождении через систему роликов и деформации кручением (система роликов объединена в приводной блок с возможностью вращения) (рисунок 2) [6, 7].

Сущность метода состоит в одновременном наложении на непрерывно движущуюся проволоку деформации растяжения волочением, деформации изгиба при прохождении через систему роликов и деформации кручения, действующими одновременно. При волочении металла в двух последовательно расположенных конических монолитных волоках с одновременным приложением сдвиговых напряжений за счет применения

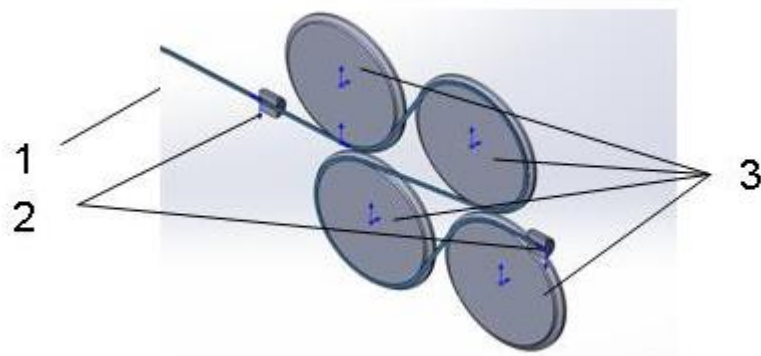


Рисунок 2. Принципиальная схема деформационного метода измельчения микроструктурных составляющих проволоки с использованием различных видов деформации:

1 – проволока; 2 – волокна; 3 – система роликов

ную комбинированную схему напряженно-деформированного состояния обрабатываемого металла. В результате происходит дополнительный сдвиг зерен близкой ориентации вдоль их границ при одновременном их измельчении. Основными технологическими параметрами разработанного процесса, влияющими на процесс измельчения микроструктуры и механические свойства проволоки, являются величина обжатия в волокнах и количество оборотов скручивания.

На рисунках 3 и 4 представлены результаты исследования механических свойств проволоки после разработанных методов деформационной обработки [8, 9].

Проведенный комплекс теоретико-экспериментальных работ позволил сформулировать следующие принципы проектирования деформационных процессов пластического деформирования для формирования ультрамелкозернистой структуры в длинномерных изделиях [10, 11]:

1. Принцип определения конструктивных особенностей инструмента для деформационной обработки с целью формирования ультрамелкозернистой структуры в длинномерных изделиях.

2. Принцип определения технологических параметров обработки в ходе совмещенных процессов, обеспечивающих достижение требуемого уровня прочностных и пластических свойств обрабатываемого длинномерного изделия.

3. Принцип критериальной оценки возможности формирования ультрамелкозернистой структуры в ходе деформационной обработки при совмещении различных схем пластической деформации.

Таким образом, развитие методов получения ультрамелкозернистой структуры в металлах и сплавах требует использования таких подходов и приемов, которые основыва-

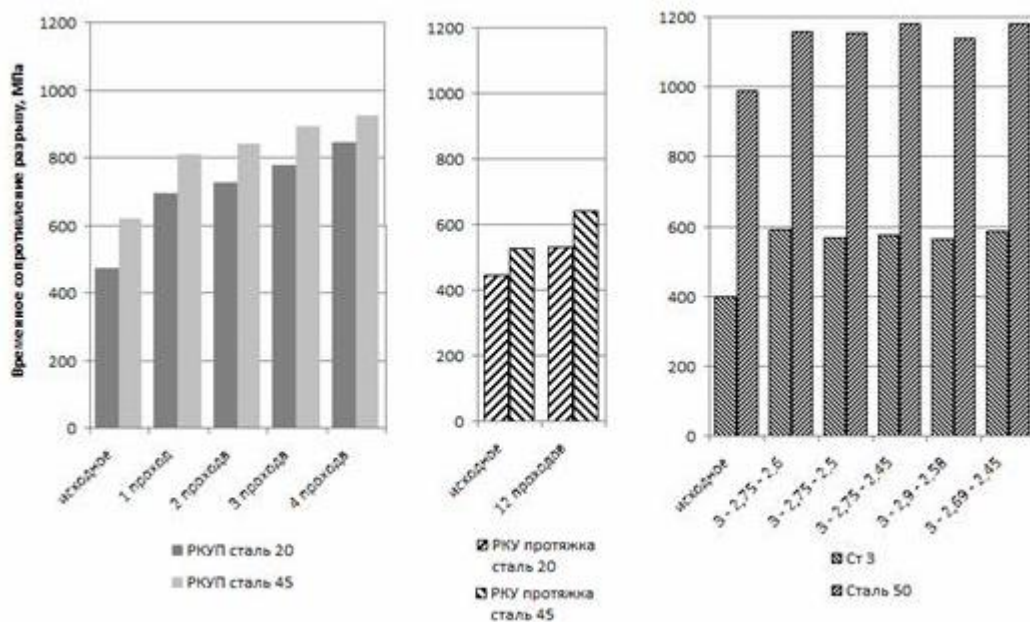


Рисунок 3. Влияние методов обработки на временное сопротивление разрыву углеродистой проволоки (по оси абсцисс представлены режимы обработки соответствующим методом)

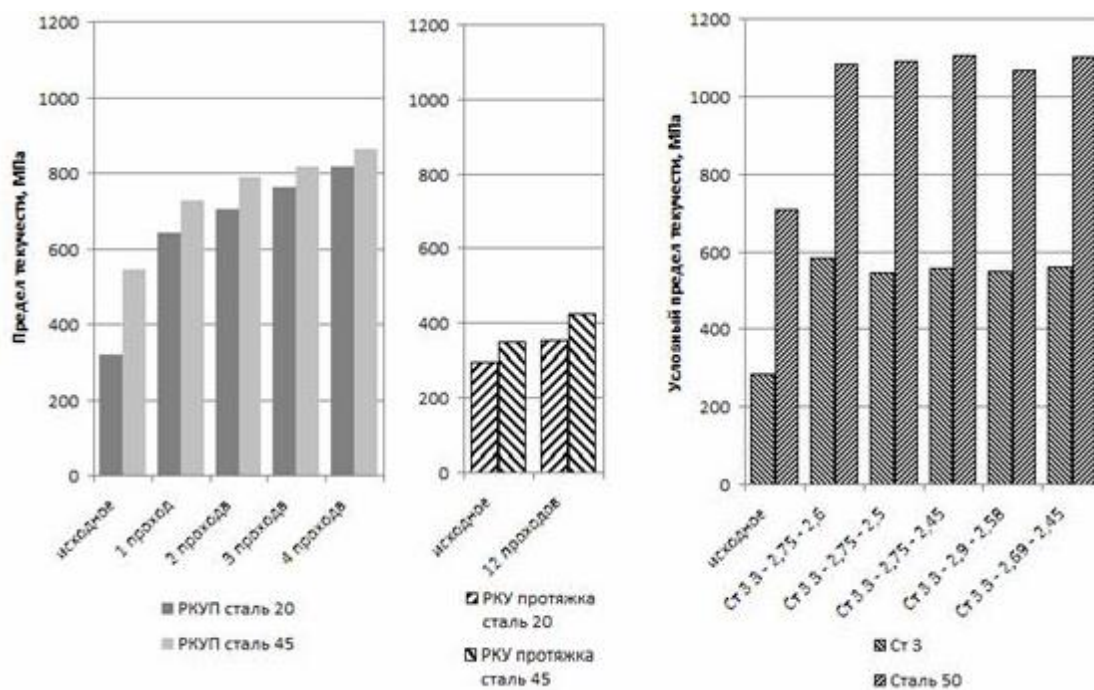


Рисунок 4. Влияние методов обработки на предел текучести углеродистой проволоки (по оси абсцисс представлены режимы обработки соответствующим методом)

лись бы на существующих методах обработки металлов давлением, не требуя при этом конструирования нового инструмента и оснастки, использования специального оборудования. С этой точки зрения целесообразно рассматривать возможность совмещения

различных методов обработки давлением для получения сдвиговых деформаций в обрабатываемой заготовке. При этом перспективным направлением является разработка непрерывных методов, обеспечивающих формирование ультрамелкозернистой структуры в металлоизделиях промышленного производства [12].

Работа выполнена в соответствии с госзаданием Министерства образования и науки Российской Федерации Магнитогорскому государственному техническому университету им. Г.И. Носова, контракт 11.1525.2014.

Список литературы

1. Бахматов, Ю.Ф. Конструирование совмещенных процессов в метизном производстве / Ю.Ф. Бахматов, Е.П. Носков, Э.М. Голубчик, М.А. Полякова, С.Н. Хайкин. - Москва, 1994. - 92 с.
2. Валиев, Р.З. Объемные наноструктурные металлические материалы / Р.З. Валиев, И.В. Александров. – М. : ИКЦ «Академкнига», 2007. – 398 с.
3. Чукин, М.В. Механические свойства углеродистой конструкционной стали с ультрамелкозернистой структурой / М.В. Чукин, Н.В. Копцева, О.А. Никитенко, Ю.Ю. Ефимова // Черные металлы. 2011. № 6. С. 54-59.
4. Патент 2446027, РФ. МПК В21С 1/00, В21J 5/06, С21D 7/00. Способ получения длинномерных заготовок круглого поперечного сечения с ультрамелкозернистой структурой. М.В. Чукин, Д.Г. Емалеева, М.П. Барышников, М.А. Полякова. Оpubл. 27.03.2012. Бюл. №9.
5. Гун, Г.С. Исследование формирования субмикроструктурной структуры поверхностного слоя стальной проволоки с целью повышения уровня ее механических свойств / Г.С. Гун, М.В. Чукин, Д.Г. Емалеева, Н.В. Копцева, Ю.Ю. Ефимова, М.П. Барышников // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 3. С. 84 – 86.
6. Патент 2467816 RU. МПК В21С 1/04, В21С 1/00. Способ получения ультрамелкозернистых полуфабрикатов волочением с кручением. Чукин М.В., Полякова М.А., Голубчик Э.М., Рудаков В.П., Носков С.Е., Гулин А.Е. Заявл. 28.02.2011. Оpubл. 27.11.2012. Бюл. № 33.
7. Полякова, М.А. Использование комбинирования различных видов пластической деформации для получения ультрамелкозернистой структуры в углеродистой проволоке / М.А. Полякова, А.Е. Гулин // Известия ТулГУ. Технические науки. Вып. 10: в 2 ч. Ч 2. Тула: Изд-во ТулГУ, 2014. С. 143 – 150.

8. Чукин, М.В.. Влияние комбинированных методов деформационной обработки на механические свойства углеродистой проволоки / М.В. Чукин, М.А. Полякова, А.Е. Гулин, Д.Г. Емалеева // Черные металлы. 2014. № 12. С. 35 – 39.
9. Чукин, М.В. Сравнительный анализ эффективности методов интенсивной пластической деформации углеродистой проволоки / М.В. Чукин, Д.Г. Емалеева, М.А. Полякова, А.Е. Гулин // Шестой международный конгресс «Цветные металлы и минералы 2014». Сб. докладов. – Красноярск, 2014. - С. 1222 – 1228.
10. Корчунов, А.Г., Принципы проектирования непрерывного способа получения стальной проволоки с ультрамелкозернистой структурой / А.Г. Корчунов, М.В. Чукин, М.А. Полякова, Д.Г. Емалеева // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 43 – 46.
11. Чукин, М.В. Разработка алгоритма управления структурой и свойствами наноструктурированных углеродистых сталей / М.В. Чукин, А.Г. Корчунов, М.А. Полякова // Сталь. 2012. № 10. С. 76 – 81.
12. Чукин, М.В. Научная деятельность ГОУ ВПО «МГТУ» в условиях развития нанотехнологий / М.В. Чукин, В.М. Колокольцев, Г.С. Гун, В.М. Салганик, С.И. Платов / Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. № 2. С. 55-59.

УДК 621.77.01

**РАСЧЁТ УСИЛИЯ ХОЛОДНОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ И ВЕЛИЧИНЫ
РАДИАЛЬНОГО ПРУЖИНЕНИЯ ПРИ ОБЖАТИИ ТРУБЧАТОЙ ЗАГОТОВКИ НА
ПРОФИЛЬНОЙ ОПРАВКЕ**

Розов¹ Ю.Г., Стеблюк² В.И., Шкарлута² Д.Б.

¹Херсонский национальный технический университет, Украина, г. Херсон

²Национальный технический университет Украины “КПИ”, Украина, г. Киев

rozovu@mail.ru

Аннотация. Ствол, как самая важная и ответственная деталь стрелкового оружия, требует особой тщательности при проектировании и изготовлении. В статье рассматривается изготовление ствола с внутренним профилем полигонального типа методом радиального обжатия ствольной заготовки на профильной подвижной оправке. Задача определения деформирующего усилия и радиального пружинения деформируемой заготовки в рассматриваемом процессе решается аналитическим методом плоских сечений. Полученные аналитические зависимости имеют удобный для использования вид и

учитывают влияние реальных факторов, присущих рассматриваемому технологическому процессу. Результаты работы могут быть использованы для определения деформирующего усилия и величины радиального пружинения при обжатии ствольной заготовки на профильной оправке неприводными роликами и в гладкой конической матрице.

Ключевые слова: оружие, ствол, прессование, напряжение, усилие, волочение, оправка, коническая матрица.

CALCULATION OF THE EFFORTS OF COLD DEFORMATION AND THE RADIAL SPRINGING AT A REDUCTION OF THE TUBULAR BLANK ON THE MANDREL PROFILE

Rozov¹ Y.G., Steblyuk² V.I., Shkarluta² D.B.

¹Kherson National Technical University, Ukraine, Kherson

²National Technical University of Ukraine “Kyiv Polytechnic Institute” (NTUU “KPI”), Ukraine, Kiev

rozovu@mail.ru,

Abstract. *The barrel, as most important and responsible detail of small-arms, requires the special care during designing and making. In the article, is considered the making of barrel with an internal profile of polygonal profile by the dragging-pressing method through the smooth conical matrix of barrel blank on the moving mandrel. The task of determination of deforming effort in the considered process is decided by the analytical method of flat sections. The obtained analytical dependences are user-friendly and take into account the influence of the real factors, inherent in the considered technological process. The results of work could be used to determination deforming effort at pressing-pushing through of blank with mandrel through a smooth conical matrix.*

Keywords: *weapon, barrel, pressing, tension, effort, dragging, mandrel, conical matrix.*

Введение

Толстостенные трубчатые изделия ($s > 0,1R_{cp}$, где: s – толщина стенки, R_{cp} – радиус срединной поверхности трубчатой заготовки) с прецизионными элементами внутреннего профиля (6...8 квалитет, при шероховатости 0,16...0,64 мкм) достаточно широко применяются в машиностроении, приборостроении и изделиях специального назначения.

Максимальная глубина (высота) профильных элементов s обычно не превышает (0,015...0,02) внутреннего диаметра d , а их образующие могут быть параллельными оси трубчатого изделия или образовывать винтовую поверхность.

Первый случай характерный для телескопических устройств различного назначения, обеспечивающих прямолинейное перемещение в направлении оси одних частей конструкции относительно других (например, шлицевые соединения или телескопические направляющие роботов и манипуляторов), а второй – для устройств, в которых осевое перемещение сопровождается вращением вокруг оси. Типовым примером последнего могут служить изделия специального назначения, такие как стволы артиллерийского и стрелкового оружия.

Ствол стрелкового оружия – это самая важная и ответственная деталь, непосредственно в которой, за счёт тепловой энергии от сгорания порохового заряда, определяются параметры внутренней баллистики: линейная и угловая скорость пули при её движении в канале ствола, направление и начальная скорость пули в момент её вылета из ствола. Поэтому ствол требует особой тщательности при проектировании и изготовлении.

Каналы (внутренние полости) стволов по своему строению примерно одинаковы и отличаются лишь патронником, количеством и формой нарезов, или дорожек (полигонов).

Полигональным называется профиль, при котором поперечное сечение канала ствола имеет форму одной из геометрических фигур – правильного многоугольника.

Преимущества полигонального профиля очевидны [1, 2]. В настоящее время нашли применение в пистолете "Глок" (Австрия)[3], пистолете-пулемёте "Эльф" конструкции КБ СТ (Украина) [4], пистолете-пулемёте "Каштан" (Российская Федерация) [5] и др.

Традиционно технология изготовления ствола состоит из следующих операций: получение заготовки, образование канала, изготовление нарезов, изготовление патронника, хромирование канала и патронника, внешняя отделка, правка [6]. Операции изготовления канала ствола и нарезов (или полигонов) являются наиболее трудоёмкими и ответственными, поскольку от качества изготовления ведущей части ствола (канала и нарезов) зависит меткость выстрелов и живучесть оружия, его баллистические и служебные характеристики.

Профилирование внутренней поверхности толстостенных трубчатых заготовок может осуществляться методами механической обработки или пластического деформирования. К первым методам относятся шпалерование и протягивание, ко второму – радиальная ковка и дорнование [7]. Однако при обработке методами, основанными на холодном пластическом деформировании металла, не всегда обеспечивается желаемое качество канала.

Получение профильных элементов на внутренней поверхности трубчатых заготовок методами холодной пластической деформации, без использования специального оборудования, возможно обжатием ствольной заготовки профильной подвижной оправке:

- неприводными роликами [8];
- в гладкой конической матрице [9].

Обжатие может осуществляться по двум схемам: методом проталкивания и с помощью тянущего усилия, т.е. методом волочения. Процесс прессования (проталкивания) имеет то преимущество, что отпадает необходимость в подготовке переднего конца заготовки под захватное устройство для волочения. Недостаток заключается в том, что при длине ствола, превышающей некоторое критическое значение, возможна потеря устойчивости ствольной заготовки вместе с оправкой. Поэтому возможность применения указанного метода требует предварительного расчета на продольный изгиб составного стержня "заготовка-оправка".

Волочение на профильной подвижной оправке имеет много общего с волочением труб на подвижной оправке. Учитывая, что поперечное сечение оправки, в силу ранее рассмотренных причин, незначительно отличается от цилиндрической формы, будем рассматривать процесс как волочение цилиндрической трубы на подвижной оправке.

Задача определения тянущего усилия при волочении трубы на подвижной оправке решалась многими исследователями: в Германии – Е. Зибелем, А. Гелеи, в СССР – П. Т. Емельяненко, Л.Е. Альшевским, С.И. Губкиным, И.Л. Перлиным [10, 11, 12 и др.]. Интересный анализ процесса волочения на профильной оправке приведен в работе [13].

Однако, следует отметить, что принимаемые при анализе допущения в одних случаях не соответствуют статическим граничным условиям, в других – геометрическим условиям (принятые в качестве главных плоскости в действительности не являются таковыми).

Целью работы является получение удобных для использования аналитических зависимостей для определения напряжений и энергосиловых параметров процесса волочения-прессования трубчатой заготовки на профильной оправке, а также величины радиального пружинения деформируемой заготовки.

Для проведения анализа процессов обжатия трубчатой заготовки на профильной оправке и получения аналитических зависимостей для определения силовых параметров процессов, проведены расчёты энергосиловых параметров с использованием метода плоских сечений:

1. Процесса обжатия неприводными роликами (рис. 1, а).
2. Процесса обжатия в гладкой конической матрице (рис. 1, б).

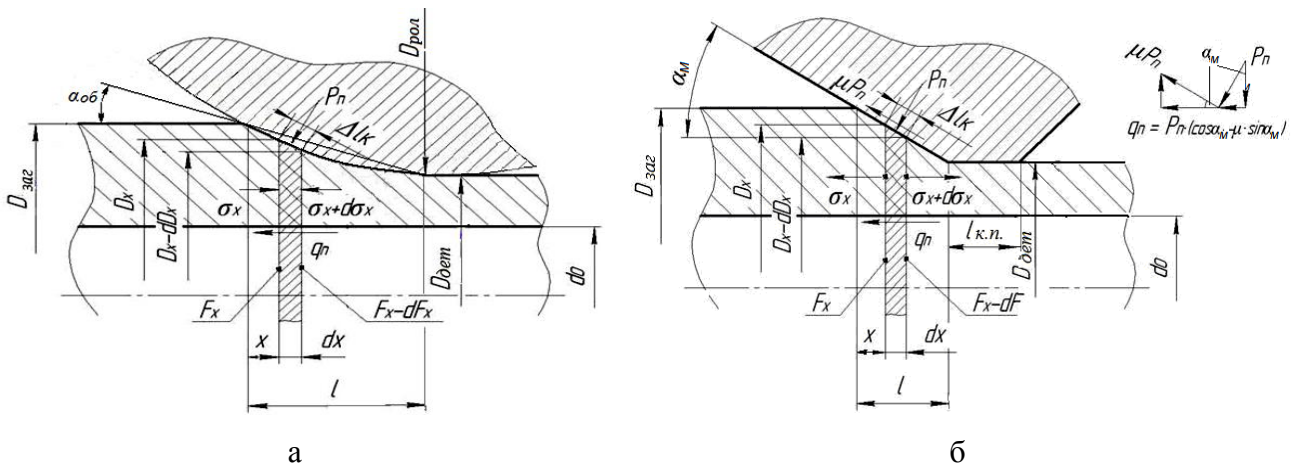


Рисунок 1 – Расчётные схемы обжатия роликами (а) и в конической матрице (б).

Получены формулы для определения осевого усилия:

- при обжатии трубчатой заготовки на оправке неприводными роликами:

$$P_{об}^{oc} = \sigma_p S_{дем}, \quad (1)$$

где: σ_p – расчётное напряжение в стенках трубы:

$$\sigma_p = \sigma_s \frac{\left[\left(\frac{D_{заг}^2 - D_{дем}^2}{d_0^2 - D_{заг}^2} \right) + \frac{D_{дем}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{дем} - d_0)(D_{заг} + d_0)}{(D_{дем} + d_0)(D_{заг} - d_0)} \right]}{1 + \left[\left(\frac{D_{заг}^2 - D_{дем}^2}{d_0^2 - D_{заг}^2} \right) + \frac{D_{дем}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{дем} - d_0)(D_{заг} + d_0)}{(D_{дем} + d_0)(D_{заг} - d_0)} \right]};$$

$S_{дем} = \frac{\pi}{4} (D_{дем}^2 - d_0^2)$ – площадь поперечного сечения заготовки на выходе из

роликовой матрицы;

- при обжатии в конической матрице, с учётом рабочего угла конуса матрицы и сил трения на участке калибровки после выхода заготовки из конической части матрицы:

$$P_{об}^{oc} = (\sigma_p + \sigma_{тр.п.}) S_{дем}. \quad (2)$$

где: σ_p – расчётное напряжение в стенках трубы на выходе из матрицы:

$$\sigma_p = \sigma_s \frac{\left[\left(A_\alpha \frac{D_{3az}^2 - D_{\partial em}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) - \mu B_\alpha \frac{D_{\partial em} (d_0^2 - D_{3az}^2) - D_{3az} (d_0^2 - D_{\partial em}^2)}{d_0 (d_0^2 - D_{3az}^2)} + \frac{D_{\partial em}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{\partial em} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{\partial em} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right]}{(1 - \mu \operatorname{tg} \alpha_M) + \left[\left(A_\alpha \frac{D_{3az}^2 - D_{\partial em}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) - \mu B_\alpha \frac{D_{\partial em} (d_0^2 - D_{3az}^2) - D_{3az} (d_0^2 - D_{\partial em}^2)}{d_0 (d_0^2 - D_{3az}^2)} + \frac{D_{\partial em}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{\partial em} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{\partial em} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right]};$$

$$A_\alpha = \left(1 - \frac{\mu}{\operatorname{tg} \alpha} \right); B_\alpha = \frac{(\cos \alpha - \mu \sin \alpha)}{\operatorname{tg} \alpha};$$

μ – коэффициент трения; α_M – рабочий угол матрицы;

σ_s – напряжение текучести, истинное значение которого рекомендуется определять с учётом степенной аппроксимации кривой упрочнения для материала заготовки;

$\sigma_{mp.n.}$ – дополнительные напряжения в стенках заготовки, вызванные силами трения на участке калибровки после выхода из конической части матрицы при длине калибрующего пояска $l_{к.п.}$:

$$\sigma_{mp.n.} = 2\mu \left(\frac{(\sigma_s - \sigma_R) l_{к.п.} D_{\partial em}}{(D_{\partial em}^2 - d_0^2)} \right);$$

σ_R – радиальные напряжения;

$S_{\partial em} = \frac{\pi}{4} (D_{\partial em}^2 - d_0^2)$ – площадь поперечного сечения заготовки на выходе из

конической матрицы.

Полученные аналитические зависимости имеют удобный для использования в инженерных расчётах вид и учитывают влияние реальных факторов, присущих рассматриваемому технологическому процессу. При обжатии неприводными роликами (формула (1)) осевое усилие деформирования зависит от размеров заготовки и степени деформации.

При обжатии заготовки в гладкой конической матрице (формула (2)), осевое усилие деформирования возрастает при: увеличении длины калибрующего пояска $l_{к.п.}$, уменьшении рабочего угла конуса матрицы α_M , увеличении коэффициента трения μ .

Получены формулы для определения окончательных размеров (диаметра внутренней полости $d_{0(ок)}$), с учётом деформации пружинения, возникающей при снятии внешней деформирующей нагрузки после выхода заготовки из роликовой волоки или конической матрицы:

$$d_{0(ок)} = d_0 (\varepsilon_R^{yn} + 1), \quad (3)$$

где: d_0 – диаметр оправки;

$d_{0(ок)}$ – окончательный внутренний диаметр изделия (калибр ствола), с учётом деформации пружинения;

ε_R^{yn} – упругая составляющая радиальной деформации, величина которой определяется:

- для случая обжатия трубчатой заготовки в гладкой конической матрице:

$$\varepsilon_R^{yn} = \frac{\sigma_S}{E} \left\{ 1 - \frac{\left[\left(A_\alpha \frac{D_{3az}^2 - D_{dem}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) - \mu B_\alpha \frac{D_{dem}(d_0^2 - D_{3az}^2) - D_{3az}(d_0^2 - D_{dem}^2)}{d_0(d_0^2 - D_{3az}^2)} + \frac{D_{dem}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{dem} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{dem} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right] (1 + \nu)}{(1 - \mu g \alpha_M) + \left[\left(A_\alpha \frac{D_{3az}^2 - D_{dem}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) - \mu B_\alpha \frac{D_{dem}(d_0^2 - D_{3az}^2) - D_{3az}(d_0^2 - D_{dem}^2)}{d_0(d_0^2 - D_{3az}^2)} + \frac{D_{dem}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{dem} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{dem} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right]} \right\}, \quad (4)$$

где: E – модуль Юнга материала заготовки;

ν – коэффициент Пуассона материала заготовки.

- для случая обжатия трубчатой заготовки на оправке неприводными роликами:

$$\varepsilon_R^{yn} = \frac{\sigma_S}{E} \left\{ 1 - \frac{(1 + \nu) \left[\left(\frac{D_{3az}^2 - D_{dem}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) + \frac{D_{dem}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{dem} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{dem} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right]}{1 + \left[\left(\frac{D_{3az}^2 - D_{dem}^2}{d_0^2 - D_{3az}^2} \right) + \frac{D_{dem}^2 - d_0^2}{2d_0^2} \ln \frac{(D_{dem} - d_0)(D_{3az} + d_0)}{(D_{dem} + d_0)(D_{3az} - d_0)} \right]} \right\}. \quad (5)$$

Таким образом, пружинение увеличивается с ростом напряжения текучести и рабочего угла матрицы и с уменьшением отношения d/D , коэффициента Пуассона, длины калибрующего пояска и коэффициента трения. Причём, наибольшее влияние на величину пружинения оказывают геометрия и конструктивные размеры инструмента – длина калибрующего пояска и рабочий угол матрицы (угол обжатия при деформировании неприводными роликами).

ВЫВОДЫ:

1. Используя метод плоских сечений, решена задача по определению усилия проталкивания-волочения трубчатой заготовки с внутренним профилем полигонального типа

на подвижной оправке через гладкую коническую матрицу и роликовую волоку. Полученные аналитические зависимости имеют удобный для использования в инженерных расчётах вид, учитывают влияние реальных факторов, присущих рассматриваемому технологическому процессу и могут быть использованы на практике в первом приближении при проектировании соответствующих технологических процессов.

2. Установлена зависимость величины пружинения от энергосиловых параметров процесса холодного деформирования, размеров и материала трубчатой заготовки при её обжатии на профильной оправке. Полученные формулы позволяют определить (уточнить) окончательные форму и размеры деформирующего инструмента (диаметра оправки), с учётом упругой составляющей деформации.

Список литературы

1. Розов Ю.Г. Оценка влияния профиля канала ствола на прочность стрелкового оружия / Ю.Г. Розов, В.И. Стеблюк, Ю.М. Сидоренко, Д.Б. Шкарлута // Артиллерийское и стрелковое вооружение. Международный научно-технический журнал. – 2012. – № 1. – С. 35–39.
2. Розов Ю.Г. Динамическое взаимодействие пули и внутренней поверхности ствола с полигональным профилем / Ю.Г. Розов, В.И. Стеблюк, Ю.М. Сидоренко, Д.Б. Шкарлута // Артиллерийское и стрелковое вооружение. Международный научно-технический журнал. – 2012. – № 2. – С. 31–36.
3. Пистолеты-пулемёты ГЛОК-17 и другие (Австрия) [Электронный ресурс], URL :<http://www.arms.ru/Guns/pistmin/glock.htm>.
4. АЕК-919К, пистолет-пулемёт "Каштан" [Электронный ресурс], URL :<http://www.arms-expo.ru/049056049055124052054054057.html>.
5. Пасечник С. Пистолет-пулемёт "Эльф-2" / С. Пасечник // Охота и оружие. – 2000. – № 6. – С. 6–7.
6. Бабак Ф.К. Основы стрелкового оружия / Ф.К. Бабак. – СПб. : Изд-во "Полигон", 2003. – 252 с.
7. Туктанов А.Г. Технология производства стрелково-пушечного и артиллерийского оружия / А.Г. Туктанов. – М. : Машиностроение, 2007. – 375 с.
8. Розов Ю.Г. Технология изготовления прецизионных трубчатых изделий методом обжатия на профильной оправке прокаткой-волочением неприводными роликами / Ю.Г. Розов // Современные технологии обработки материалов давлением: моделирование, проектирование, производство : сб. науч. тр. – № 1 (44) – Москва : Московский государственный машиностроительный университет (МАМИ), 2013. – С. 24–29.

9. Розов Ю.Г. Конечно-элементная модель волочения трубчатой заготовки на профильной оправке в конической матрице / Ю.Г. Розов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – Магнитогорск, Россия, 2013. – № 3. – С. 47–50.
10. Губкин С.И. Пластическая деформация металлов / С.И. Губкин. – М. : Metallurgizdat, 1961. – Т. 3. – 360 с.
11. Перлин Л.И. Теория волочения / Л.И. Перлин, М.З. Ерманок. – М. : Metallurgiya, 1971. – 448 с.
12. Белов М.П. Исследование процессов прессования и волочения биметаллических изделий / М. П. Белов // Кузнечно-штамповочное производство. Обработка материалов давлением. – 2004. – № 1. – С. 11-14.
13. Каргин Б.В. Исследование волочения труб с внутренним спиральным рифлением на короткой вращающейся оправке / Б.В. Каргин, В.Р. Каргин, Т.С. Пастушенко // Заготовительные производства в машиностроении. – 2009. – №2. С. 14-19.

УДК 621.771.033

**АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ СБОРОЧНЫХ ЧЕРТЕЖЕЙ
ИНСТРУМЕНТА ДЕФОРМАЦИИ ДЛЯ ШТАМПОВКИ И ПРОКАТКИ
ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС**

Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И.

ГВУЗ “Донецкий национальный технический университет”, г. Донецк

snitko_sa@mail.ru

***Аннотация.** Разработаны метод и компьютерная программа проектирования сборочных чертежей основного инструмента деформации и дополнительной оснастки по всем агрегатам современной прессопрокатной линии для штамповки и прокатки железнодорожных колес. При этом предусмотрена возможность использования имеющихся в цехе деталей инструмента, не контактирующих с деформируемым на прессе металлом, которые были изготовлены для производства ранее освоенных колес.*

***Ключевые слова:** заготовочный, формовочный и выгибной пресса, колесопрокатный стан, метод компьютерного проектирования сборочных чертежей инструмента деформации.*

COMPUTER-AIDED DESIGN OF ASSEMBLY DRAWINGS OF DEFORMATION TOOL FOR STAMPING AND ROLLING OF RAILWAY WHEELS

Snitko S.A., Yakovchenko A.V., Ivleva N.I.

Donetsk National Technical University, Donetsk

snitko_sa@mail.ru

***Abstract.** The method and computer program were developed to design of assembly drawings the main deformation tool and additional equipment for all units of modern forging line for stamping and rolling railway wheels. At the same it is provided the use of the existing in the shop parts of the tool, which not in contact with the deformable metal on the press, which have been produced for the production of previously mastered wheels.*

***Keywords:** the blank, forming and bending press, Wheel-mill, method of computer-aided design of assembly drawings of deformation tool.*

Введение

На современных прессопрокатных линиях для штамповки и прокатки железнодорожных колес, таких как линия ОАО «ЕВРАЗ НТМК», установлены агрегаты, которые обладают более высокими техническими характеристиками по сравнению с введенными в эксплуатацию в прошлом столетии. Вместе с тем при освоении на них новых профилиразмеров колес требуется изготовление как основного инструмента деформации, который контактирует с нагретым металлом, так и дополнительной оснастки, которая с ним не контактирует. Проектирование деталей инструмента в этом случае возможно только на основе соответствующих сборочных чертежей. Методы автоматизированного проектирования таких сборочных чертежей отсутствуют, поэтому их создание является актуальной научно-технической проблемой.

Основной материал исследований

Рассмотрим основные этапы разработанного метода проектирования применительно к новой прессопрокатной линии ОАО «ЕВРАЗ НТМК». В ее состав входят: заготовочный пресс силой 50 МН, формовочный пресс силой 90 МН, колесопркатный стан (КПС) вертикального типа, выгибной пресс силой 50 МН.

Проектирование сборочных чертежей основного инструмента деформации и дополнительной оснастки прессов, а также сборочных чертежей нажимного и эджерных валков и чертежей валков и роликов КПС выполняется после компьютерной разработки соответствующих калибровок по металлу и инструменту деформации [1].

Предложенный метод проектирования сборочных чертежей основного инструмента деформации и дополнительной оснастки предусматривает проектирование контуров каждой

детали в своей системе координат. Затем все контуры перемещаются на соответствующие места как относительно штамподержателей, так и с учетом взаимного расположения этих контуров. Перемещение обеспечивается преобразованием координат точек контуров. В итоге проектируется сборочный чертеж. Вся информация, используемая для расчета указанных выше контуров, разделена на четыре группы.

В первую группу включена цифровая информация, которая задается в таблицах соответствующих окон программы и содержит базовые размеры проектируемых деталей и размеры штамподержателя. **Во вторую группу** включена дополнительная цифровая информация по каждому контуру основного инструмента деформации и дополнительной оснастки, но только та, которая не влияет на габаритные размеры деталей. Эта информация включает размеры фасок, отверстий, некоторых выступов, выемок, закруглений. **В третью группу** включена цифровая информация, которая используется при построении ранее разработанных калибровок по металлу и инструменту деформации. **В четвертую группу** включена цифровая информация, получаемая в результате расчетов габаритных, а также взаимосвязанных с ними размеров деталей, которые выполняются с использованием разработанных специально для этих целей математических моделей. На базе метода разработана компьютерная программа проектирования сборочных чертежей основного инструмента деформации и дополнительной оснастки для выше указанных прессов [2 - 4]. На рис. 1 – 3 представлены окна контрольных построений сборочных чертежей.

Разработана также компьютерная программа проектирования сборочных чертежей нажимного и эджерных валков колесопрокатных станов вертикального типа [5]. Предусмотрена визуализация проектируемого сборочного чертежа и цифровой информации о расстояниях между валками, а также между ними и прокатываемым колесом, в том числе, и с учетом переточек этих валков, представленные на рис. 4.

Также разработана компьютерная программа для проектирования ведущих, центрирующих и конических роликов КПС.

Предусмотрена возможность передачи всех спроектированных сборочных чертежей, а также контуров всех деталей инструмента с учетом автоматической протановки размеров в систему Autocad.

Заключение

Разработаны метод и компьютерная программа проектирования сборочных чертежей деталей инструмента для заготовочного, формовочного и выгибного прессов, а также нажимного и эджерных валков КПС. Предусмотрена возможность автоматизированного включения в сборочный чертеж контуров деталей дополнительной оснастки, которые были изготовлены в процессе производства ранее освоенных колес.

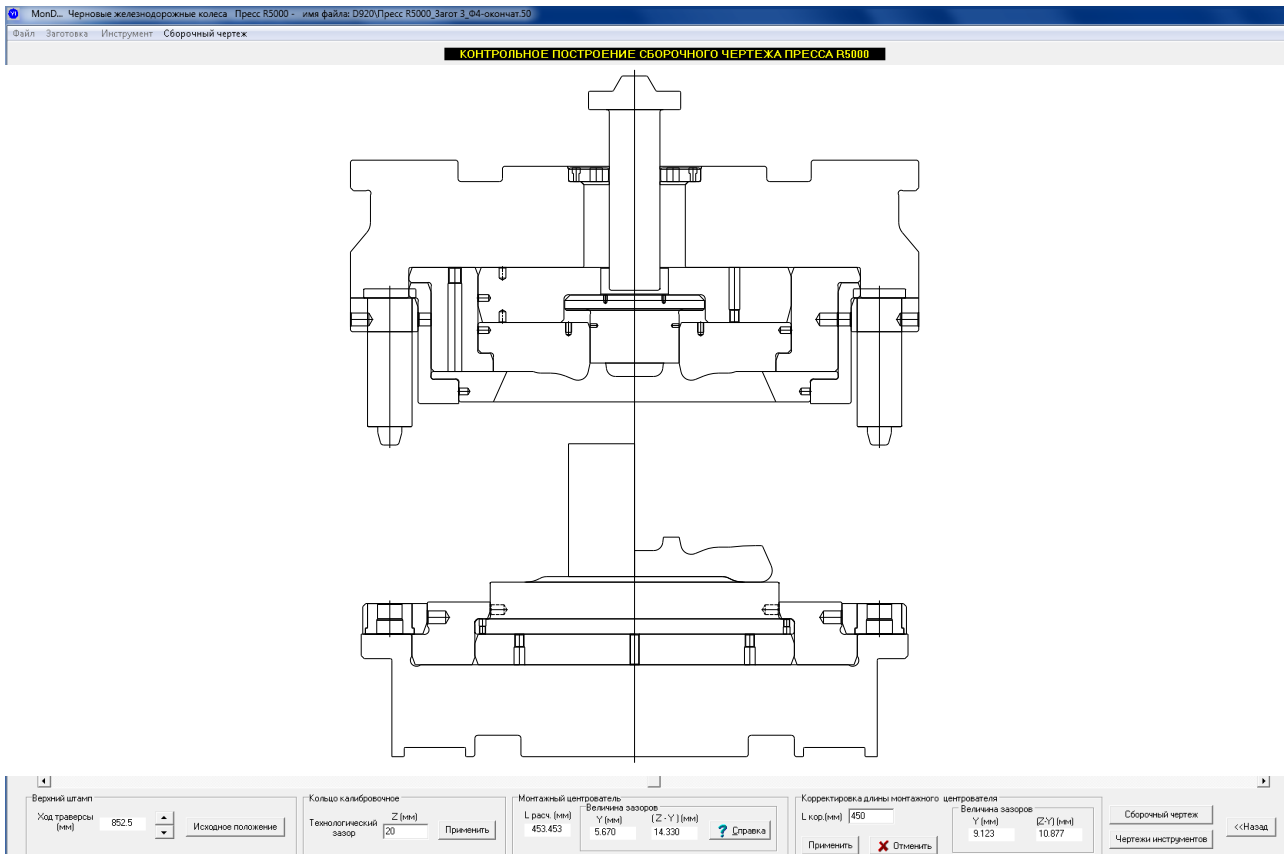


Рис. 1. Проектирование сборочного чертежа инструмента деформации заготовочного пресса

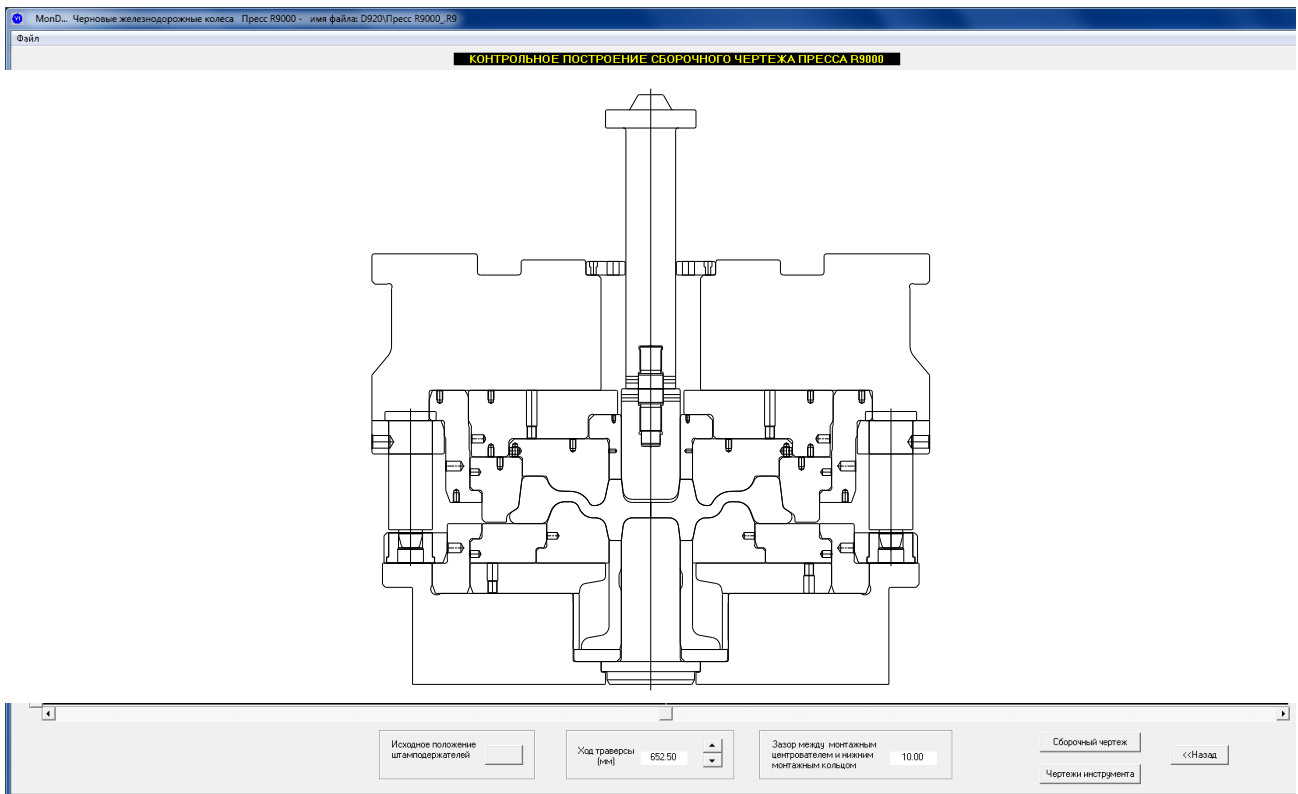


Рис. 2. Проектирование сборочного чертежа инструмента деформации формовочного пресса

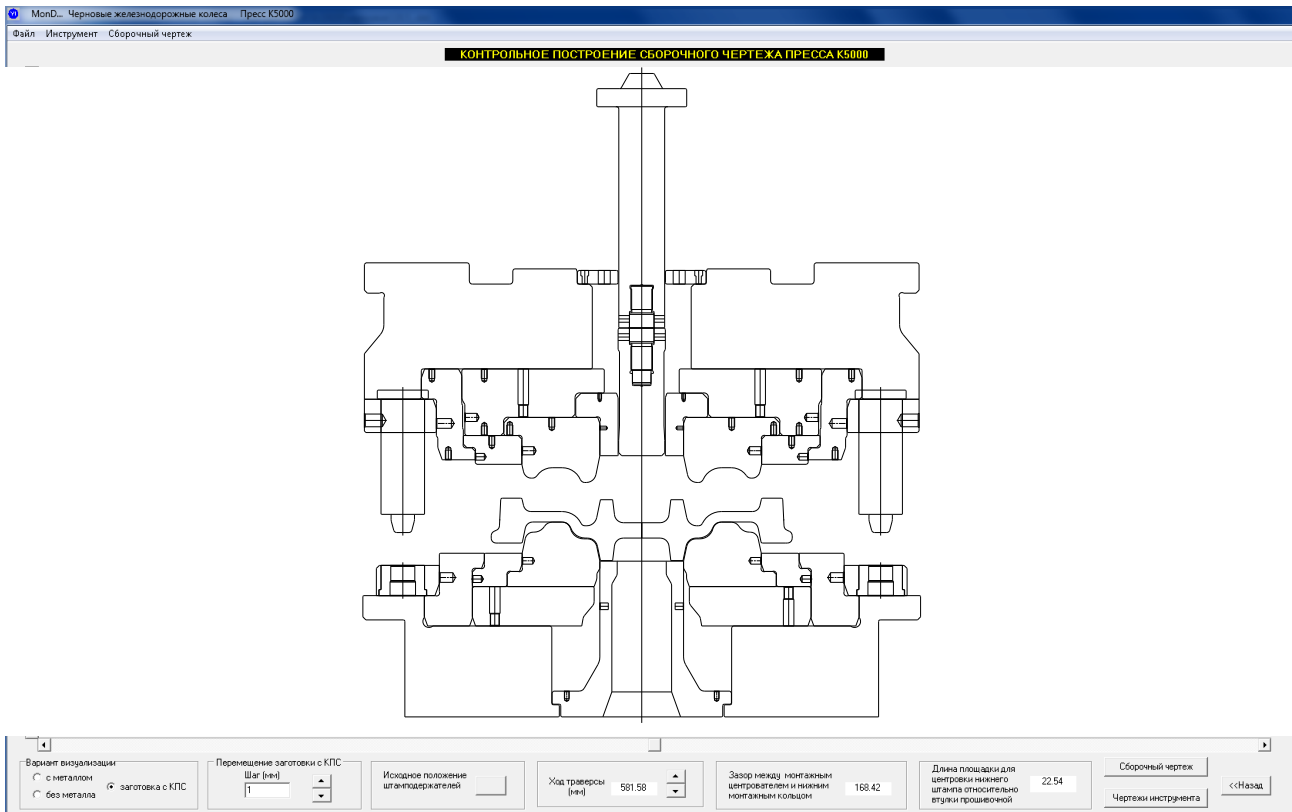


Рис. 3. Проектирование сборочного чертежа инструмента деформации выгибного пресса

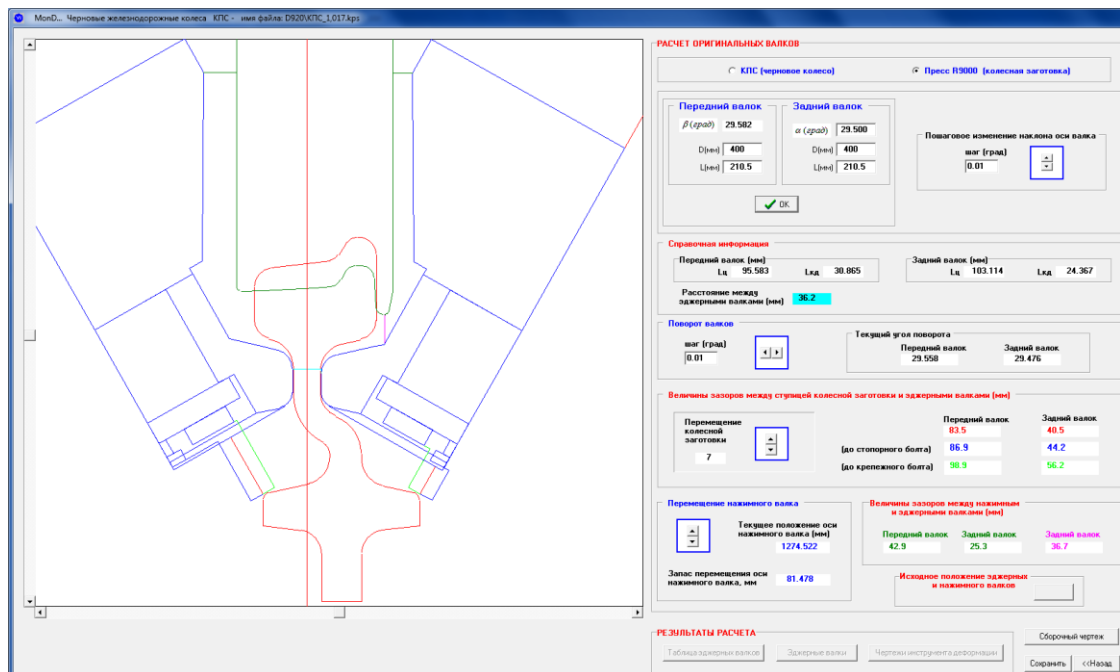


Рис. 4. Проектирование сборочного чертежа нажимного и эджерных валков КПС

Предусмотрена визуализация проектируемого сборочного чертежа валков и цифровой информации о расстояниях между валками, а также между ними и прокатываемым колесом, в том числе, и с учетом переточек этих валков.

Список литературы

1. Яковченко, А.В., Ивлева Н.И., Голышков Р.А. Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес: монография. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – 491с.
2. Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И. Теоретические основы автоматизированного проектирования сборочных чертежей прессового инструмента для осадки и разгонки колесных заготовок // Наукові праці ДонНТУ. Металургія: зб. наук.пр. – Донецьк, 2013. – Вип. №1 (16) – 2(17)'2013. – С. 209 – 225.
3. Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И. Проектирование сборочных чертежей деталей инструмента формовочного пресса для штамповки колесных заготовок // Металлургические процессы и оборудование. – 2014. – № 3(37). – С. 51 – 57.
4. Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И. Проектирование сборочных чертежей основного инструмента деформации и дополнительной оснастки пресса для выгибки и калибровки железнодорожных колес // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні зб. наук.пр. – Луганськ: Вид-во СНУ ім. В. Даля, 2014. №1 (15). – С. 6-17.
5. Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И. Теоретические основы автоматизированного проектирования сборочных чертежей валков колесопрокатных станов вертикального типа // Металлургические процессы и оборудование. – 2014. – № 3(37). – С. 45 – 50.

УДК 621.979.134

УСОВЕРШЕНСТВОВАННЫЙ СПОСОБ РЕЗКИ ТОНКОСТЕННЫХ ТРУБ НА ДЕТАЛИ И ПОЛУФАБРИКАТЫ

Савченко Д.Н., Холявик О.В., Стеблюк В.И., Борис Р.С.

Национальный технический университет Украины “КПИ”, Украина, г. Киев

d.savchenko.ua@mail.ru

Аннотация. В данной работе рассматривается усовершенствованная структурная схема устройства для резки трубчатой заготовки с помощью сдвига и кручения. Кроме того, рассматриваются геометрические параметры и характеристики поверхности среза. Приведены аналитические зависимости для определения силы сдвига и момента резки тонкостенных труб на детали и полуфабрикаты деталей. Проанализированы результаты моделирования физического процесса отделения заготовок от трубчатой заготовки с помощью сдвига и кручения.

Ключевые слова: сдвиг, кручение, безотходная резка, втулка, резка, трубчатая заготовка, напряженно-деформированное состояние, нож.

AN IMPROVED METHOD OF CUTTING OF THIN-WALLED PIPES ON THE DETAILS AND SEMI-FINISHED DETAILS

D.N. Savchenko, O.V. Holyavik, V.I. Steblyuk, R.S. Boris

National Technical University of Ukraine “Kyiv Polytechnic Institute” (NTUU “KPI”), Ukraine,

Kiev

d.savchenko.ua@mail.ru

Abstract. The main issues are considered in this topic: new structural diagram of the device for cutting the tubular billet with through shear and torsion; the geometric parameters and characteristics of the cut surface; analytical dependences for determining the shear force and torque cutting of thin-walled pipes on the details and semi-finished details; performed modelling physical process.

Keywords: shift, torsion, waste-free cutting, holder, cutting, pipe blanks, the stress-strain state, knife

Введение. На сегодняшний день известно большое количество способов отрезки деталей и полуфабрикатов от тонкостенной трубчатой заготовки. Наиболее часто используются: механические на отрезных станках различными стальными или керамическими инструментами, отрезкой гидроабразивной струей, термическим разделением, в т.ч. излучением лазера [1, 2]. Но все они имеют недостатки, а именно: потери металла на прорезной слой, энергоемкость,

наличие зоны термического влияния, недостаточная производительность, что особенно проявляется в крупносерийном и массовом производстве. Наиболее перспективной представляется резка в штампах чистым сдвигом на прессах. При чистом сдвиге объем очага деформации минимальный. Это приводит к минимизации энергоемкости процесса, отсутствию потерь на прорезной слой, а также позволяет обеспечить высокую

производительность процесса простыми средствами механизации.

При резке в штампах чистый сдвиг наблюдается только в начальной стадии процесса с образованием на поверхности среза участка с незначительной шероховатостью ($<0.32\mu$). После чего сдвиг сопровождается изгибом, искривлением поверхности среза, что приводит в

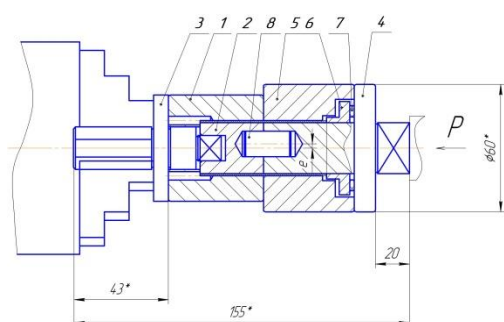


Рис. 1. Конструктивная схема экспериментального устройства для исследования разрезки ТТЗ в оправках. 1, 2 - наружная и внутренняя оправки; 3, 4 - опорные кольца; 5, 6 - наружная и внутренняя оправки; 7 - упор; 8 – палец

конечном итоге к разрушению сколом. В результате поверхность разделения имеет характерную сигмаобразную форму не перпендикулярную оси заготовки. Для исключения или минимизации влияния изгибающего момента при разделении профильных заготовок в штампах применяют резку с дифференцированным прижимом, с осевым сжатием. Применение указанных методов сопровождается искажением профиля поперечного сечения, а также нанесением повреждений на поверхности. Для разрезки тонкостенных трубчатых заготовок (ТТЗ) применяют специально спрофилированные пуансоны. Недостатком данного метода является низкая стойкость пуансона.

Основной материал исследований Лишенной указанных недостатков является разрезка тонкостенных трубчатых заготовок, заключенных в двух парах оправок [3]. Зазор между наружными и внутренними оправками равен толщине стенки ТТЗ с учетом допуска на толщину и соосность внутреннего и наружного контура поперечного сечения. Оправки шлифованными торцами прижаты в процессе разделения в плоскости среза, чем исключается изгиб отрезаемой части заготовки. Конструкция экспериментального устройства для исследования процесса разрезки ТТЗ показана на Рис. 1. Как видно из рисунка, внутренние оправки 2 и 6 соединены пальцем 8, ось которого эксцентрична оси вращения левой пары оправок 1 и 2. При вращении оправок 1 и 2 вокруг фиксированной оси, которая является осью симметрии ТТЗ, оправки 5 и 6 с отделяемой деталью смещаются параллельно плоскости среза [4]. Важным является то, что направление смещения непрерывно изменяется в процессе вращения оправок 1, 2, что предотвращает накопление микротрещин и разрушение сколом при фиксированных линиях скольжения, характерных в случае неизменного направления сдвига.

В результате смещения оправок 5, 6 на заготовке образуются два серповидных надреза, форма и размеры которых зависят от угла поворота (Рис. 2.): с наружной стороны образуется надрез $A_1MA_1'KA_1$, а с внутренней - $B_1L_1B_1'K_1B_1$.

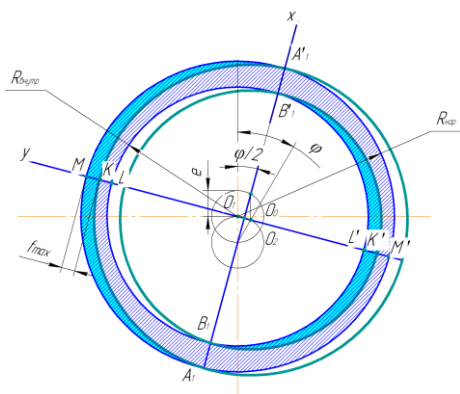


Рис. 2. Начальная стадия разделения ТТЗ в оправках при угле поворота эксцентрика $\varphi < 45^\circ$

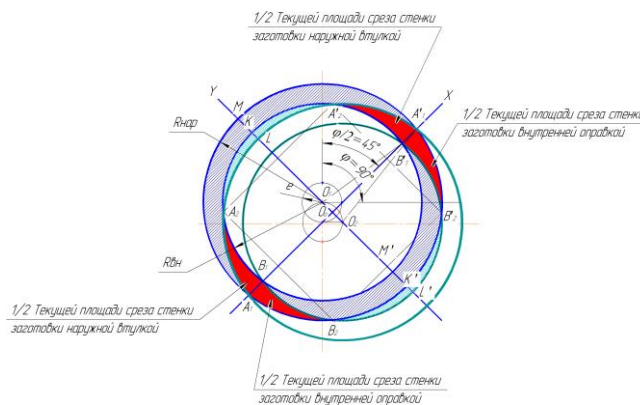


Рис. 3. Непрорезанные участки стенки ТТЗ при угле поворота $\varphi = 45^\circ$

С увеличением угла поворота площадь срезанных участков возрастает, в точках L , L' стенка заготовки прорезается, а участки непрорезанной стенки уменьшаются (Рис. 2.). В конечный момент участки смыкаются, и происходит разделение заготовки. При смыкании происходит скол [5]. С увеличением угла поворота площадь срезанных участков возрастает, в точках L , L' , стенка заготовки прорезается, а участки непрорезанной стенки уменьшаются (Рис. 3.). В конечный момент участки смыкаются, и происходит разделение заготовки. При смыкании происходит скол и на поверхности среза образуется «вырыв» (Рис. 4.). Избежать нежелательного скола можно при условии реверса смещения оправок 5 и 6 при неизменном направлении вращения оправок 1 и 2. Для этого используем свойство кинематики движения кривошипа, роль которого в нашем случае выполняет эксцентрик 8.

Для реверса смещения оправок 5, 6 внутренние оправки 2 и 6 соединены коленчатым пальцем. Оси каждого из колен расположены эксцентрично относительно оси вращения оправок 1 и 2, и находятся по разные стороны диаметра перпендикулярно прямой, соединяющей оси указанных колен. При реверсе смещения оправок на заключительной стадии разделения ТТЗ скол не происходит, а на поверхности среза «вырывы» отсутствуют. (Рис. 5.).

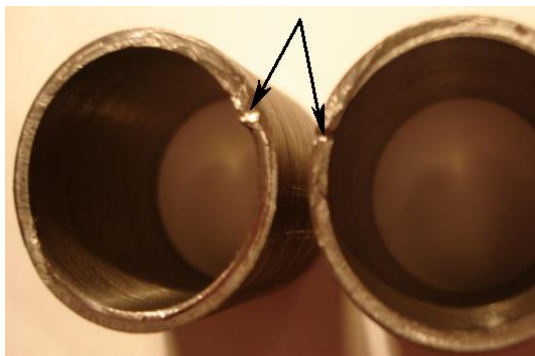


Рис. 4. Вид поверхности среза в месте смыкания надрезов без изменения направления смещения оправок 5, 6 в заключительной стадии разделения ТТЗ



Рис. 5. Вид на поверхности среза при реверсе смещения оправок в заключительной стадии разделения ТТЗ

Поскольку величиной зазора между стенками ТТЗ и оправками можно пренебречь, то границами текущей площади среза будут дуги окружностей, являющиеся контурами поперечных сечений оправок. В таком случае легко установить аналитические зависимости для определения максимального сдвига, текущей площади среза, усилия на каждой стадии разделения. Первая стадия сдвига при условии, что максимальный сдвиг удовлетворяет условию:

$$f_{\max} = 2e \sin \frac{\varphi}{2} \leq R_{нар} - R_{вн} \quad (1)$$

Текущую площадь сдвига соответствующей углу поворота φ эксцентрика с внешней стороны поверхности заготовки найдем как разность площадей криволинейных трапеций ограниченных дугами $y_1(x)$ и $y_3(x)$ в пределах $(-A_1 - A'_1)$:

$$S_{нар}(\varphi) = \int_{X_{A_1}}^{X_{A'_1}} y_1(x) dx - \int_{X_{A_1}}^{X_{A'_1}} y_3(x) dx = \frac{\sqrt{R_{нар}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2}}{\int 2e \cdot \sin(\varphi/2) dx} = 4e \cdot \sin(\varphi/2) \cdot \sqrt{R_{нар}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} \quad (2)$$

Текущую площадь сдвига соответствующей углу φ поворота эксцентрика с внутренней стороны поверхности заготовки найдем как разность площадей криволинейных трапеций ограниченных дугами $y_2(x)$ и $y_4(x)$ в пределах $(-A_1 - A'_1)$:

$$S_{вн}(\varphi) = \int_{X_{A_1}}^{X_{A'_1}} y_2(x) dx - \int_{X_{A_1}}^{X_{A'_1}} y_4(x) dx = \frac{\sqrt{R_{вн}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2}}{\int 2e \cdot \sin(\varphi/2) dx} = 4e \cdot \sin(\varphi/2) \cdot \sqrt{R_{вн}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} \quad (3)$$

Общая площадь сдвига:

$$S(\varphi) = S_{нар}(\varphi) + S_{вн}(\varphi); \quad (4)$$

Эту величину следует рассматривать как абсолютное значение уменьшения площади поперечного сечения при внедрении оправок в заготовку:

$$\Delta F(\varphi) = S(\varphi), \quad (5)$$

или

$$S(\varphi) = 4e \cdot \sin(\varphi/2) \left[\sqrt{R_{нар}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} + \sqrt{R_{вн}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} \right] \quad (6)$$

Относительная площадь сдвига:

$$\psi(\varphi) = \frac{F(\varphi)}{F_0} = \frac{S(\varphi)}{F_0}, \quad (7)$$

где

$$F_0 = \pi(R_{нар}^2 + R_{вн}^2). \quad (8)$$

Учет упрочнения выполним по уравнению кривой упрочнения второго рода предложенному С.И. Губкиным:

$$\sigma_s = \frac{\sigma_g}{1 - \psi_{uu}} \left(\frac{\psi}{\psi_{uu}} \right)^{\frac{\psi_{uu}}{1 - \psi_{uu}}} \quad (9)$$

Учитывая то, что разделение трубы происходит в условиях близких к условиям чистого сдвига, сопротивление сдвигу принимаем по теории максимальных касательных напряжений:

$$\tau_s = \frac{\sigma_s}{2}; \quad (10)$$

С учетом формулы (9) получим:

$$\tau_s = \frac{\sigma_s}{2(1-\psi_{uu})} \left(\frac{\psi}{\psi_{uu}} \right)^{\frac{\psi_{uu}}{1-\psi_{uu}}} \quad (11)$$

Текущая площадь среза после сдвига на величину $S(\varphi)$ равна:

$$F_{cp}(\varphi) = F_0 - S(\varphi); \quad (12)$$

Тогда текущее усилие среза на первой стадии разделения заготовки можно определить по формуле:

$$P_{cp}(\varphi) = \tau_s(\varphi) \times F_{cp}(\varphi) \quad (13)$$

или с учетом формул (11) и (12) получим:

$$P_{cp}(\varphi) = \frac{\sigma_s}{2(1-\psi_{uu})} \left(\frac{\psi}{\psi_{uu}} \right)^{\frac{\psi_{uu}}{1-\psi_{uu}}} \times \left\{ F_0 - [4e \cdot \sin(\varphi/2) \left[\sqrt{R_{нар}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} + \sqrt{R_{ен}^2 - (e \cdot \sin(\varphi/2))^2} \right] \right\} \quad (14)$$

Момент силы относительно оси эксцентрика:

$$M(\varphi) = P_{cp}(\varphi) \times L(\varphi). \quad (15)$$

С учетом формулы (14), получим:

$$M(\varphi) = \frac{\sigma_s}{2(1-\psi_{uu})} \left(\frac{\psi}{\psi_{uu}} \right)^{\frac{\psi_{uu}}{1-\psi_{uu}}} \times \left\{ F_0 - [4e \cdot \sin \frac{\varphi}{2} \left[\sqrt{R_{нар}^2 - (e \cdot \sin \frac{\varphi}{2})^2} + \sqrt{R_{ен}^2 - (e \cdot \sin \frac{\varphi}{2})^2} \right] \right\} \times 2e \cdot \cos \frac{\varphi}{2} \quad (16)$$

Рассмотрим параметры резки на второй стадии, когда $f_{\max} \geq R_{нар} - R_{ен}$.

Текущая площадь среза на второй стадии разделения:

$$S_{cp}(\varphi) = 4 \left[\left\{ e \sin \frac{\varphi}{2} \sqrt{R_{нар}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2} + e \sin \frac{\varphi}{2} \sqrt{R_{ен}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2} - 2 \sqrt{R_{нар}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{4e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2} \right\} + \frac{1}{2} \left[\begin{aligned} & \left[\sqrt{R_{нар}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2} \times (e \sin \frac{\varphi}{2}) + R_{нар}^2 \arcsin \frac{\sqrt{R_{нар}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2}}{R_{нар}} - \sqrt{R_{нар}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2} \right] + \\ & \left[\sqrt{R_{нар}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{4e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2} \right] \\ & R_{нар}^2 \arcsin \frac{\sqrt{R_{нар}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{4e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2}}{R_{нар}} \\ & - \left[\sqrt{R_{ен}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2} \times (e \sin \frac{\varphi}{2}) + R_{ен}^2 \arcsin \frac{\sqrt{R_{ен}^2 - (e \sin \frac{\varphi}{2})^2}}{R_{ен}} \right] - \\ & - \left[\sqrt{R_{нар}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{4e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2} \times \sqrt{R_{нар}^2 - R_{ен}^2 - \left(\frac{R_{нар}^2 - R_{ен}^2}{4e \sin \frac{\varphi}{2}} + e \sin \frac{\varphi}{2} \right)^2} \right] \end{aligned} \right] \right] \quad (17)$$

Площадь каждого из них найдем как разницу интегралов:

$$F'_{cp}(\varphi) = \left(\int_{X_{A_2}}^{X_{A_1}} y_2(x) dx - \int_{X_{B_2}}^{X_{B_1}} y_3(x) dx \right) \quad (17)$$

Заключение С использованием указанных выше формул программным методом построены диаграммы $P_{cp}(\varphi)$ и $M(\varphi)$ необходимые для определения энергосиловых параметров резки. Различия расчетных и экспериментальных значений энергосиловых параметров резки не превышают 10-12%.

Список литературы

1. Соловцев С.С. Безотходная резка сортового проката в штампах / С.С. Соловцев - М.: Машиностроение, 1985.-176 с.
2. Веселовский С.И. Разрезка материалов. - М.: Машиностроение, 1985. - 360 с.
3. №46319 В21D37/00 Способ получения короткой трубчатой заготовки; Авторы: Стеблюк Владимир Иванович, Савченко Дмитрий Николаевич, Розов Юрий Георгиевич, Азарх Илья Павлович, 10.12.2009р. Бюл. №23.
4. Стеблюк В.И., Савченко Д.Н., Шкарлута Д.Б. Последовательность резки тонкостенной трубчатой заготовки сдвигом вращающихся оправок // Вестник национального технического университета Украины «Харьковский политехнический институт». Сборник научных трудов. – Харьков: ХТУ «ХПИ» - 2010. - №43. – С. 141-146.
5. Стеблюк В.И., Савченко Д.Н., Розов Ю.Г., Холявик О.В. Экспериментальные исследования усовершенствованного метода резки трубчатых заготовок одновременным сдвигом и кручением // Вестник Донбасской государственной машиностроительной академии: сборник научных трудов. – Краматорск: ДГМА, 2010. - №1(22). – С. 179-182.

УДК 669-1

ПРИМЕНЕНИЕ ВЫСОКОПРОЧНЫХ ЗАЭВТЕКТОИДНЫХ МАРОК СТАЛЕЙ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ВАЛКОВ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ

Потапов А.И.¹, Шестакова Е.Н.², Орлов Г.А.²

¹ Институт машиноведения УрО РАН, Россия, Екатеринбург,

² Уральский Федеральный университет им. Б.Н.Ельцина, Россия, г.Екатеринбург

potapov_ai@list.ru, shestakova001@mail.ru, +79506513658, gorl@mail.ru

Аннотация. Предложена высокоуглеродистая заэвтектоидная сталь для производства кованых валков горячей прокатки. Сталь содержит 1,2 – 1,4% углерода, карбидообразующие легирующие элементы Cr, Mo, V и Nb для повышения износостойкости валков, а также Ni для повышения прокаливаемости.

Проведено исследование горячей пластичности стали с учетом ликвации химических элементов в слитках массой до 20 тонн. Установлено, что предложенная сталь обладает пластичностью, достаточной для проведения горячей деформации (ковки) с небольшими

единичными обжатиями. Установлен температурный интервал деформации слитков: температура конца деформации должна быть не ниже 900°C, температура нагрева под ковку - 1150°C.

Определен интервал превращения перлита в аустенит, который находится в районе температур 750 – 790°C. Предложенная температура аустенизации лежит в интервале 880-920°C. Повышенная твердость валков горячей прокатки из этой стали (250 – 350 HB) обеспечивается нормализацией с отпуском.

Прокаливаемость различных плавок определена методом торцевой закалки по методу Джомини на стандартных образцах диаметром 25 мм и длиной 100 мм после нагрева до температур 850 и 900 °C. Показано, что изменение содержания легирующих элементов (Mn, V, Ni, Nb)увеличивает глубину закаленного слоя.

Определение механических свойств в интервале температур от 20 до 600°C показало, что добавка ниобия приводит к повышению теплостойкости стали.

По комплексу свойств сталь 140X2НМФБ рекомендуется для изготовления цельнокованых валков и бандажей для составных валков горячей прокатки из слитков массой до 10 тонн.

Ключевые слова: высокоуглеродистая сталь, кованные валки, горячая прокатка, увеличение твердости, механические свойства, бандаж, составные валки

THE USE OF HIGH-STRENGTH STEELS HYPEREUTECTOID FOR PRODUCING ROLLS OF HOT ROLLING

Potapov A.I.¹, Shestakova E.N.², Orlov G.A.²

¹ Institute of Engineering Science, Russia, Ekaterinburg

² Ural Federal University named B.Yeltsin, Russia, Ekaterinburg,

potapov_ai@list.ru, shestakova001@mail.ru, +79506513658, gorl@mail.ru

Abstract. The article presents high-carbon hypereutectoid steel for the production of hot rolling forged rolls. The steel contains 1.2 - 1.4 % carbon, carbide forming alloying elements Cr, Mo, V and Nb to improve the wear resistance of the roll, and Ni to increase the hardenability .

Hot ductility of the steel has been investigated considering segregation of chemical elements in ingots weighing up to 20 tons. It has been found that the possesses steel presented ductility sufficient for hot deformation (forging) with small single compressions. The temperature range of deformation ingot has been found: finite temperature deformation should not be below 900 °C, the temperature of the forging - 1150 °C .

The range of pearlite to austenite transformation have been determined. It has been established that the transformation range is located in the temperature 750 – 790 °C. The recommended austenitizing temperature is in the range 880-920 °C. The increased hardness of the

hot rolling rolls of the steel (250 - 350 HB) should be provided by the normalization with tempering.

The steel hardenability has been determined by Jominy test after heating to temperatures up to 850 and 900°C. It has been shown that the increasing the amount of alloying elements in steel enhances the depth of the hardened layer.

The study of mechanical properties within the temperature range from 20 to 600 °C showed that the addition of niobium increases the heat resistance of the steel.

According to its properties steel C1,4Cr2NiMoWNB can be recommended for manufacturing solid-forged rolls and bandages for composite rolls of hot rolling process from ingots weighing up to 10 tons.

Keywords: *high-carbon hypereutectoid steel, forged rolls, hot rolling, hot increased hardness, mechanical properties, bandage, compound rolls*

Эксплуатационная стойкость валков горячей прокатки определяется стойкостью к абразивному износу, твердостью, теплостойкостью, разгаростойкостью материала валков в условиях частой смены температур в их поверхностном слое, а также статической прочностью (стойкостью против поломок). Требуемые характеристики обеспечиваются химическим составом материала валков и технологией их изготовления.

Основными материалами для изготовления кованных валков горячей прокатки традиционно являются хромоникелевые стали типа 50ХН и 60ХН и стали с более высоким содержанием углерода 75ХМ, 9Х2, 9ХФ и 9Х2МФ и др. Одним из основных элементов, определяющих эксплуатационную стойкость валков, является углерод, содержание которого в кованных валках обычно не превышает 0,85 – 0,95%.

В последние годы имеет место тенденция к увеличению содержания углерода в кованных валках горячей прокатки. В 1973-74 годах в ЦНИИТМАШ была разработана сталь 100ХНМФ (1,00 % С), которая обеспечила более высокую стойкость валков в промышленных условиях. Позднее [1] эта сталь была использована для изготовления бандажей вертикальных валков широкополочного стана ОАО «НТМК».

В 1984 году Уралмашзаводом и УПИ им. С.М. Кирова для производства кованных валков была разработана сталь 110Х2ФБ [2] (1,10%С), содержащая ниобий. Установлено, что введение в сталь ниобия в количестве 0,02-0,05% повышает теплостойкость. Установлено, что введение в сталь ниобия в количестве 0,02-0,05% повышает уровень горячей пластичности, прокаливаемость и теплостойкость. Беликов настаивать что образование карбидов с ниобием не повышает уровень пластичности и прокаливаемости.

Сталь, легированная ниобием, по характеристикам прочности и пластичности превосходит традиционную сталь 9Х2МФ особенно при повышенных температурах (около 500°С).

Кованые валки имеют более высокую прочность и в этом смысле имеют значительное преимущество перед литыми. Однако применение для производства кованых валков заэвтектоидных сталей с более высоким содержанием углерода (типа 150ХНМ) наталкивается на технологические проблемы низкой деформируемости крупных слитков. Опыт показал, что ковка слитков из стали 150ХНМ сопряжена с повышенным трещинообразованием и увеличением трудозатрат на ковку в 2,0 – 2,5 раза.

В связи с изложенным нами была поставлена задача разработки состава износостойкой заэвтектоидной стали, пригодной для изготовления кованых валков и бандажей для валков горячей прокатки. За основу была взята сталь 150ХНМ (1,4...1,6% С, 0,8...1,25% Cr, 0,8...1,25% Ni, 0,1...0,3% Mo), в которой было снижено содержание углерода до 1,2-1,4% для придания стали большей способности деформироваться в горячем состоянии. С целью увеличения содержания карбидов в стали повышено содержание хрома до 1,4 – 1,7%, добавлены сильные карбидообразующие элементы ванадий и ниобий, обеспечивающие получение мелкозернистой и достаточно твердой, износостойкой структуры стали, и, как следствие, повышение эксплуатационных свойств валков.

В окончательном варианте нами предложена сталь 140Х2НМФБ, содержащая 1,2...1,4 % С; 0,2...0,5 % Si; 0,5...0,8% Mn; 1,4...1,7% Cr; 0,6...0,9% Ni; 0,1...0,3% Mo, а суммарное среднее содержание ванадия и ниобия определяется соотношением

$$(V + Nb) = C/12,$$

где V, Nb и С – соответственно среднее содержание ванадия, ниобия и углерода в %.

При этом среднее содержание ванадия должно быть в 2-2,5 раза больше, чем ниобия.

Для исследования технологических и эксплуатационных свойств предложенной стали была выплавлена серия плавок, химический состав и назначение которых представлены в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав опытных плавок (масс. %)

Состав	C	Si	Mn	P	S	Cr	Mo	Ni	V	Nb
Исследование высокотемпературной пластичности										
A	1,42	0,50	0,50	0,016	0,025	1,43	0,11	0,60	0,12	0,044
B	1,14	0,42	0,66	0,015	0,027	2,07	0,40	0,24	0,21	-
C	1,46	0,44	0,68	0,035	0,035	2,42	0,45	0,30	0,28	-
D	1,72	0,48	0,67	0,052	0,049	2,71	0,53	0,36	0,37	-

Исследование прокаливаемости и механических свойств										
Е	1,39	0,36	0,41	0,015	0,018	1,72	0,16	0,60	0,10	-
F	1,20	0,42	0,90	0,014	0,020	1,58	0,16	0,78	0,13	0,023
Н	1,35	0,41	0,78	0,016	0,021	1,69	0,15	0,80	0,14	0,033

На первом этапе методом прокатки на клин литых образцов [3] проведено исследование пластичности плавки, имеющей базовый состав А. Нагрев образцов осуществляли в электрической печи до температур 1150 и 1180°С с выдержкой 30 мин, после чего производилось охлаждение в печи до температуры испытания (прокатки) с последующей выдержкой при этой температуре также в течение 30 мин.

Пластичность оценивали степенью деформации сдвига Λ_p до разрушения в формулировке В. Л. Колмогорова [4]. По результатам испытаний построена диаграмма пластичности (рис.1), из которой следует, что сталь 140Х2НМФ обладает пониженной пластичностью, но достаточной для проведения горячей деформации (ковки) с небольшими единичными обжатиями.

Для стали характерно резкое падение уровня пластичности с понижением температуры. Температура конца деформации должна быть не ниже 900°С, температура нагрева под ковку -1150°С. Нагрев до более высокой температуры (1180°С) приводит к некоторому снижению уровня пластичности.

В промышленных условиях с увеличением массы и объема слитков для отковки валков возрастает ликвация химических элементов, отсутствующая в испытуемых образцах. По данным ранее проведенных исследований [5] в осевой подприбыльной зоне слитка массой 7,6 т стали 9Х2 содержание углерода, серы и фосфора может превышать среднее плавочное в 1,2 раза и более. В слитках большей массы ликвация еще более существенна.

Для оценки уровня пластичности металла в осевой зоне реальных слитков было проведено исследование пластичности металла трех плавов (составы В, С, D). Химсостав плавки В соответствует составу металла вблизи поверхности слитков, химсостав плавки D – составу отдельных участков осевой зоны крупного (до 20 тонн) слитка. Эта зона, как правило, обогащена не только углеродом, но и примесями (S, P) и легирующими элементами (Cr, Mo, V). Состав С занимает промежуточное положение по содержанию указанных элементов. По указанной выше методике получены диаграммы пластичности металла упомянутых трех составов (рис. 2). Из анализа их следует, что металл осевой зоны крупного слитка имеет уровень пластичности в 3 – 5 раз ниже, чем металл вблизи поверхности, и допускает нагрев до температуры не выше 1150 °С, а деформация металла осевой зоны

сопряжена с опасностью разрушения. Температура начала деформации металла этой зоны должна быть не выше 1100 – 1050°С.

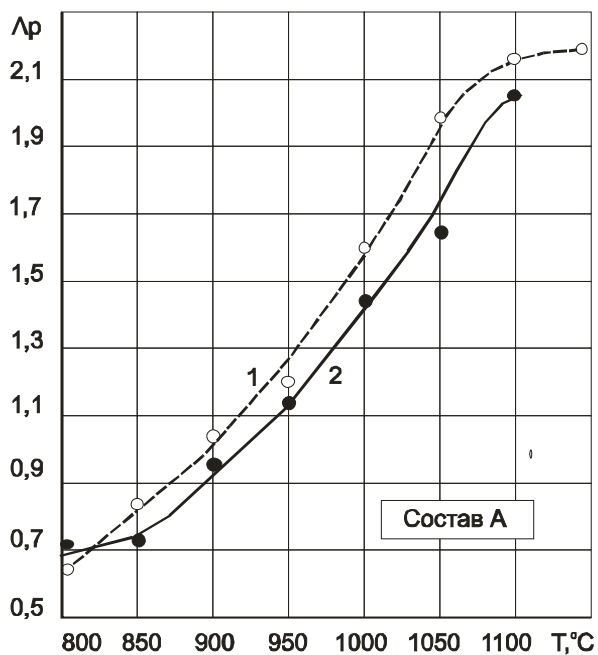


Рис. 1. Диаграмма пластичности стали 140X2НМФБ (состав А в таблице 1): 1– нагрев до 1150°С; 2 – нагрев до 1180°С.

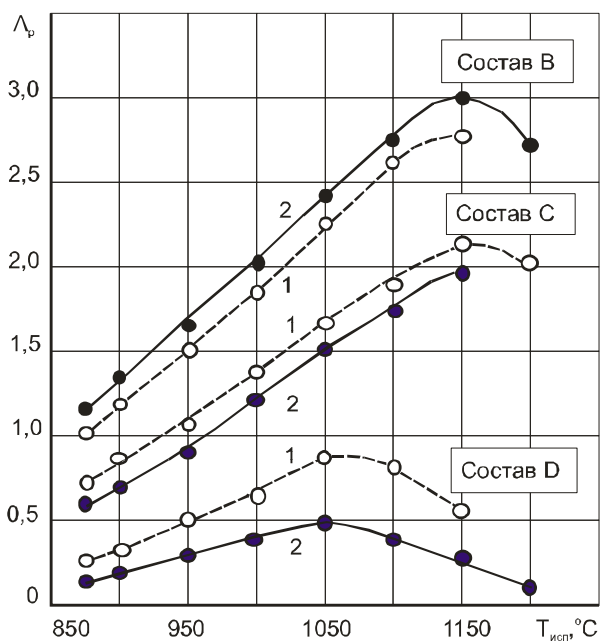


Рис. 2. Диаграммы пластичности литой стали плавков В, С, D (таблица 1) после нагрева до температуры 1150°С (1) и 1200°С (2).

С учетом ликвации химических элементов слитках [5] и данных экспериментов, можно сделать вывод, что ковка валков из высокоуглеродистых сталей с содержанием углерода 1,2 – 1,4% возможна из слитков массой не более 10 тонн. Применение более крупных слитков повлечет за собой повышенный брак поковок валков по трещинам.

Проведено дилатометрическое определение критических точек предложенной стали. Установлено, что интервал превращения A_{c1} находится в районе температур 750 – 790°C. Рекомендуемая температура аустенизации лежит в интервале 880-920°C. Повышенная твердость валков горячей прокатки из этой стали (250 – 350 НВ) должна обеспечиваться нормализацией с отпуском.

Прокаливаемость сталей определена методом торцевой закалки по методу Джомини на стандартных образцах диаметром 25 мм и длиной 100 мм после нагрева до температур 880 и 920 °С. Кривые прокаливаемости, представленные на рис.3, свидетельствуют о том, что глубина закаленного слоя стали (состав Н) больше, чем стали (состав Е). При этом с повышением температуры нагрева с 850 °С до 900 °С глубина закаленного слоя в обоих случаях возрастает.

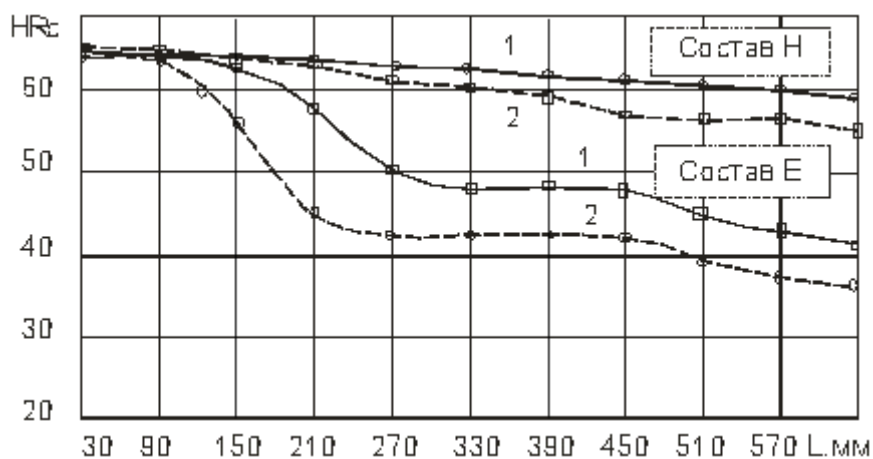


Рис.3. Прокаливаемость стали по методу Джомини: 1 – нагрев до 900°C; 2 – нагрев до 850 °С.

Для оценки теплостойкости были проведены испытания механических свойств на растяжение по ГОСТ 9651-84. Образцы для испытаний изготовлены из прутков, подвергнутых тройной нормализации (последняя – от 900°C с последующим отпуском на 600°C). Зависимость механических свойств от температуры стали двух составов представлена на рис. 4.

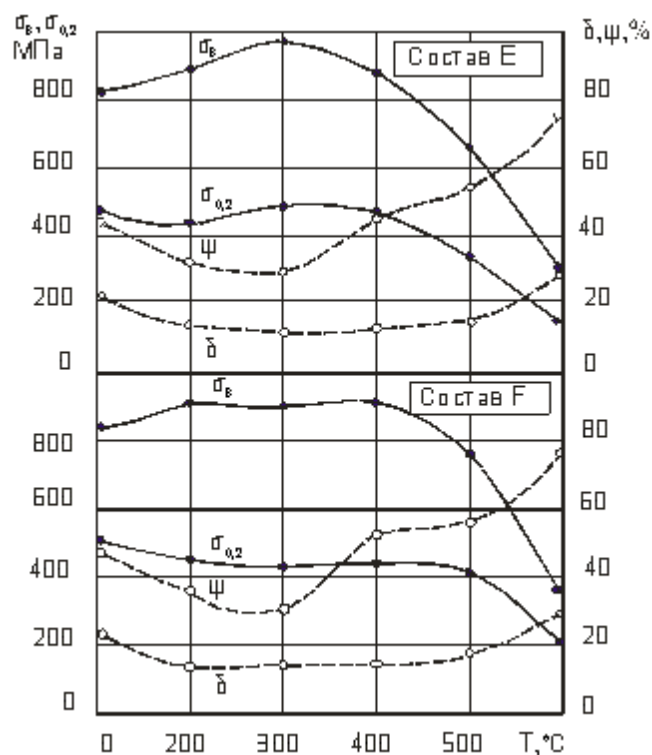


Рис.4. Зависимость механических свойств стали от температуры испытания.

Изменение прочностных характеристик металла плавки Е с более высоким содержанием углерода (1,39%), но без ниобия несколько иное, чем металла плавки F с меньшим содержанием углерода (1,20%), но с ниобием. В первом случае уже начиная с 300 - 400°С происходит снижение величин $\sigma_{в}$ и $\sigma_{0,2}$. Для плавки с ниобием снижение указанных характеристик начинается выше 400 °С ($\sigma_{в}$) и 500 °С ($\sigma_{0,2}$). Таким образом, результаты данных испытаний подтвердили ранее полученные нами данные о том, что добавка ниобия приводит к повышению теплостойкости стали типа 140X2НМФБ.

На специальной установке проведено исследование стойкости сталей к абразивному износу. Износостойкость оценивали по потере в массе стальных пластин после истирания их определенным объемом песка. Результаты экспериментов (таблица 2) подтверждают тот факт, что износостойкость стали определяется, главным образом, объемной долей карбидной фазы и, следовательно, количеством C, Nb, V, Cr содержащихся в ее составе.

Таким образом, комплексное исследование технологических и эксплуатационных свойств стали типа 140X2НМФБ показало, что при содержании углерода до 1,4% сталь обладает пластичностью, достаточной для проведения горячей деформации (ковки) с небольшими единичными обжатиями в интервале температур 1150 – 900°С.

Таблица 2. Износостойкость сталей при сухом трении

Условное название состава стали	Содержание углерода, %	Потеря в массе стальных пластин, г
150Х2НМ	1,50	0,191
140Х2НМФБ	1,42	0,227
140Х2НМФ	1,39	0,237
140ХНМ	1,38	0,261
120Х2НМФБ	1,20	0,281

Основным видом термообработки валков для получения повышенной твердости (250...350 НВ) и благоприятной микроструктуры является нормализация с отпуском. Исследованная сталь сохраняет высокий уровень прочностных характеристик, по крайней мере, до температуры 500 °С. Сталь рекомендуется для изготовления валков небольших размеров и, главным образом, для изготовления кованных бандажей для составных валков, роликов линий вторичного охлаждения УНРС и др.

По результатам проведенных исследований разработаны режимы нагрева под ковку слитков массой 5,5 – 10,0 тонн, технология ковки рабочих валков и бандажей для составных валков, а также режимы первичной термической обработки поковок и окончательной термообработки валков и бандажей на твердость 285...350 НВ.

Список литературы

1. Тимофеев В.В., Полушин А.А., Опарина А.А. и др. Разработка технологии производства бандажей для вертикальных валков //Сталь, №11, 2001. С. 47 – 48.
2. Авт. свид. СССР № 1076485, бюлл. № 8, 1984, «Сталь» (Авторы Мигачев Б.А., Бочкарев В.И., Склюев П.В., Потапов А.И. и др.).
3. Потапов А.И., Мигачев Б.А., Колмогоров В.Л., Бочкарев В.И. Экспериментальные методы определения высокотемпературной пластичности сталей и сплавов //Кузнечно-штамповочное производство. № 7, 1985. С. 6 – 9.
4. В.Л.Колмогоров. Напряжения. Деформации. Разрушение. М., Metallurgy, 1970. 230 с.
5. Пластичность инструментальных сталей (справочник). Мигачев Б.А., Потапов А.И. М., «Металлургия», 1980, 88 с.

ТЕПЛОЕМКОСТЬ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЙ АНИЗОТРОПНОЙ СТАЛИ

Ганул А.О., Дождиков В.И.

Липецкий Государственный Технический Университет, Россия, г. Липецк

anya_ganul@mail.ru

Аннотация. В статье приведены аналитические зависимости, позволяющие рассчитать теплоемкость электротехнической анизотропной стали в диапазоне температур $20\text{ }^{\circ}\text{C} < t < 1300\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Ключевые слова: электротехническая анизотропная сталь; теплоемкость; моделирование процесса нагрева.

THE HEAT CAPASITY OF ANISOTROPIC ELECTRICAL STEEL

Ganul A.O., Dozhdikov V.I.

Lipetsk State Technical University, Russia, Lipetsk

anya_ganul@mail.ru

Abstract. The article shows analytic functions, which allow to calculate the heat capacity of anisotropic silicon steel in temperature range of $20\text{ }^{\circ}\text{C} < t < 1300\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Keywords: anisotropic silicon steel; heat capacity; heating process modeling.

Электротехническая анизотропная сталь является основным магнитно-мягким материалом, используемым для изготовления магнитопроводов и магнитоактивных частей разнообразных электротехнических устройств. Широкое применение электротехнической анизотропной стали обусловлено высоким уровнем магнитных свойств (высокими значениями магнитной проницаемости и магнитной индукции, минимальными потерями при перемагничивании).

Основным технологическим вариантом производства трансформаторной стали, применяемым на ОАО «НЛМК», является нитридный вариант, при котором в качестве ингибиторной фазы применяется AlN. Характерный химический состав стали этого варианта производства приведен в таблице 1 [1]. Сталь приведенного состава соответствует марке стали ЭЗА «Т», выплавляемой на ОАО «НЛМК».

Таблица 1. Характерный химический состав стали нитридно-медного варианта ингибирования

C, %	Si, %	Mn, %	S, %	Al, %	N, %	Cu, %
0,025-0,040	2,9-3,2	0,06-0,09	0,020-0,028	0,025-0,032	0,007-0,013	<0,2

Основными технологическими операциями при производстве стали нитридно-медного варианта ингибирования являются нагрев сляба перед горячей прокаткой, горячая прокатка, первая холодная прокатка, обезуглероживающий отжиг, вторая холодная прокатка и высокотемпературный отжиг [2], моделирование которых для оптимизации этих операций требует оценки теплофизических параметров электротехнической стали.

Известно, что теплоемкость оказывает значительное влияние на тепловое состояние сляба в процессе производства.

При определении зависимости теплоемкости трансформаторной стали от температуры был проведен сравнительный анализ данных различных авторов, результатом которого было получение аналитических выражений, удобных в использовании.

Авторы [3, 4, 5] приводят значения средней в интервале от $0\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $t\text{ }^{\circ}\text{C}$ теплоемкости трансформаторной стали. В связи с тем, что при моделировании процесса нагрева необходимо знать теплоемкость при текущей температуре стали, был произведен расчет теплоемкости для любой текущей температуры на основе экспериментальных данных по средней теплоемкости стали. Температурная зависимость теплоемкости в виде кусочно-постоянной функции с шагом $100\text{ }^{\circ}\text{C}$ была получена с использованием выражения

$$c_{cp} \Big|_{t_1}^{t_2} = \frac{c_{cp} \Big|_0^{t_2} \cdot t_2 - c_{cp} \Big|_0^{t_1} \cdot t_1}{(t_2 - t_1)}. \quad (1)$$

В работе [6] приведена температурная зависимость истинной теплоемкости трансформаторных сталей с содержанием кремния 2,78% и 3,94%, а автор [7] приводит значения истинной теплоемкости стали с содержанием кремния 1% и 4%. Используя данные [6, 7], получили температурные зависимости истинной теплоемкости для стали с содержанием кремния 3% путем интерполяции.

При обработке литературных источников было выявлено отсутствие данных по теплоемкости трансформаторной стали в диапазоне температур $t > 900\text{ }^{\circ}\text{C}$. Для оценки теплоемкости электротехнической стали в высокотемпературной области $900\text{ }^{\circ}\text{C} < t < 1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ были использованы результаты исследования температуропроводности трансформаторных сталей при высокой температуре [8]. Значения теплоемкости находили по формуле:

$$c = \frac{\lambda}{a \cdot \rho}, \quad (2)$$

где λ - теплопроводность, Вт/(мК); ρ - плотность, кг/м³.

При расчете учитывалась зависимость теплопроводности [6] и плотности [7] стали от температуры.

Полученные зависимости теплоемкости трансформаторной стали от температуры приведены на рисунке 1.

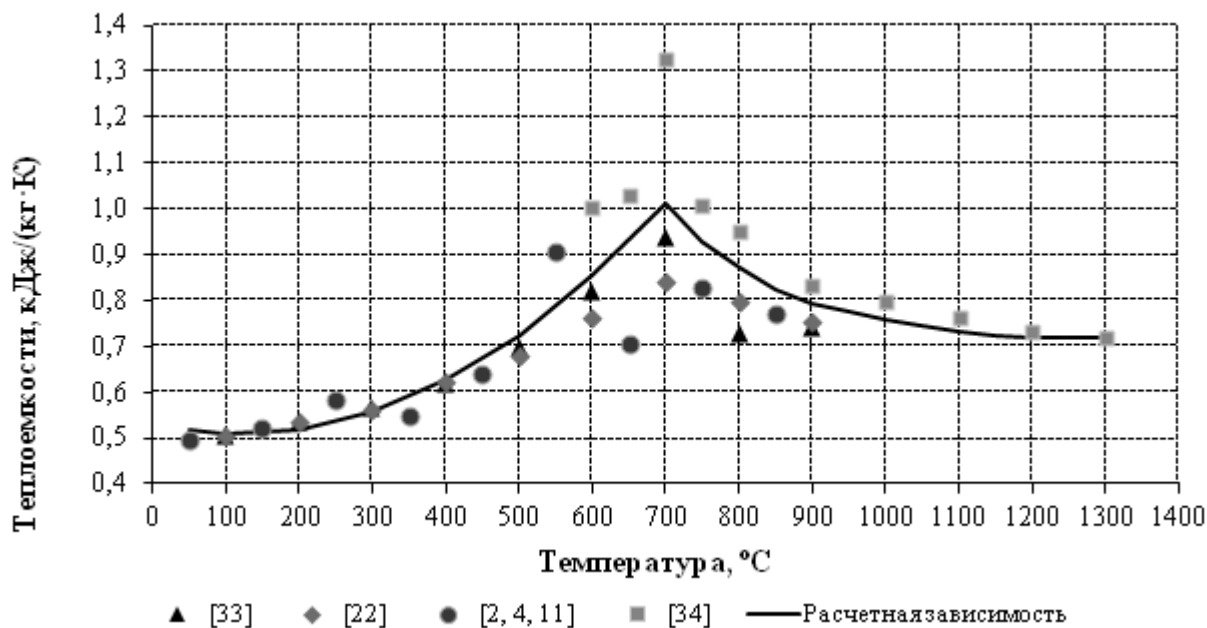


Рис.1. Зависимость истинной теплоемкости электротехнической стали (содержание Si 3%) от температуры

Анализ приведенных выше данных позволил установить, что температурная зависимость истинной теплоемкости электротехнической стали с содержанием кремния : 3% может быть описана уравнением:

$$c = \begin{cases} 1,52 \cdot 10^{-6} \cdot t^2 - 3,8 \cdot 10^{-4} \cdot t + 0,534 & 0 \leq t \leq 700^\circ\text{C} & R = 0,87, \\ 1,205 \cdot 10^{-6} \cdot t^2 - 2,84 \cdot 10^{-3} \cdot t + 2,384 & 700 < t \leq 1300^\circ\text{C} & R = 0,64. \end{cases} \quad (3)$$

Таким образом, в результате сравнительного анализа литературных данных было получено уравнение, позволяющее рассчитать теплоемкость трансформаторной стали с содержанием кремния : 3% для использования при математическом моделировании теплового состояния слитка при технологических операциях производства электротехнической анизотропной стали.

Список литературы

1. М.Л. Лобанов, А.И. Гомзиков, О.В. Первушина, С.В. Акулов. О возможности улучшения качества электротехнической анизотропной стали нитридно-медного варианта

ингибирования за счет использования процесса азотирования // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2004. № 8. С. 24-28.

2. Лобанов М.Л. Влияние γ -фазы на формирование структуры электротехнической анизотропной стали нитридного варианта ингибирования// Фазовые и структурные превращения в сталях: сб. Магнитогорский дом печати. 2003. В. 23. С. 243-274.

3. Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. М.: Металлургия, 1978. 272 с.

4. Василькова С.Б., Генкина М.М., Гусовский В.Л., Лифшиц А.Е. и др. Расчет нагревательных и термических печей: Справ.изд. Под ред. Тымчака В.М. и Гусовского В.Л. М.: Металлургия, 1983. 480 с.

5. Прибытков И.А. Теплотехника и теплоэнергетика металлургического производства. М.: Металлургия, 1993. 336 с.

6. Неймарк Б.Е, Физические свойства сталей и сплавов, применяемых в энергетике. Л.: Энергия, 1967. 240 с.

7. Дружинин В.В. Магнитные свойства электротехнических сталей. Изд. 2-е перераб. М.: Энергия, 1974. 240 с. с ил.

8. Сандакова М.И., Зиновьев В.Е., Гельд П.В. Температуропроводность трансформаторных сталей при высокой температуре // Изв. вузов. Черная металлургия. 1972. №2. С. 114 – 115.

УДК621.771

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ГОРЯЧЕКАТАНОЙ ЛЕНТЫ С ПОВЫШЕННЫМИ ПОТРЕБИТЕЛЬСКИМИ СВОЙСТВАМИ³

Голубчик Э. М.¹, Медведева Е.М.¹, Телегин В.Е.², Васильев И.С.²

¹ФГБОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова”, Россия, г. Магнитогорск

²ОАО “Магнитогорский металлургический комбинат”, Россия, г. Магнитогорск
golub66@mail.ru

Аннотация. Представлены результаты комплексных исследований по разработке технологии изготовления горячекатаной травленной ленты, предназначенной для последующей штамповки дисков колес автомобилей. Показан достигнутый в ходе промышленных исследований уровень механических свойств стальной травленной ленты.

³Работа проведена в рамках реализации комплексного проекта по созданию высокотехнологичного производства, выполняемого с участием российского высшего учебного заведения (договор № 02.G25.31.0040); государственного задания Министерства образования и науки Российской Федерации № 11.1525.2014К)

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

DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR THE MANUFACTURE OF HOT-ROLLED STRIPS WITH HIGH CONSUMER PROPERTIES

Golubchik E.M.¹, Medvedeva E.M.¹, Telegin V.E.², Vasiliev I.S.²

¹“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

²OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”, Russia,

Magnitogorsk

golub66@mail.ru

Abstract. Presents the results of a comprehensive study on the development of the technology of manufacturing hot-rolled pickled tape intended for further forging car wheels. Shows made in the industrial research level of mechanical properties of a pickled steel tape.

Keywords: hot ribbon tape; mechanical properties; microstructure; technology; training

В настоящее время в металлургических технологиях наблюдается тенденция переноса требований к свойствам конечной металлопродукции на продукцию, произведенную в предшествующих переделах. Так, например, в качестве альтернативы холоднокатаному прокату может быть рассмотрена горячекатаная полоса, в т.ч. травленая, с заданным уровнем физико-механических свойств, высокой точности изготовления с пониженным уровнем дефектности поверхности и т.д. Наиболее востребованными сферами ее применения являются производства с использованием операций холодной и горячей штамповки и высокоскоростной вырубке деталей автомобилей. При этом ужесточаются требования к такой горячекатаной травленой ленте [1 - 3].

Для реализации данного направления при формировании свойств конечной металлопродукции учеными ФГБОУ ВПО «МГТУ им.Г.И. Носова» совместно со специалистами ОАО «ММК» (г. Магнитогorsk) разработана и реализована методология адаптивного управления качеством применительно к многовариантным многостадийным технологическим системам. Указанный подход предполагает достаточно широкий круг методов и приемов, сочетающих многовариантное технологическое воздействие на различных производственных стадиях, начиная с изготовления горячекатаного рулонного подката, и, заканчивая финишными операциями его переработки в ленту [4 - 6].

В рамках проводимых исследований была разработана новая технологическая схема производства стальной горячекатаной ленты, предназначенной для последующей штамповки дисков колес отечественных автомобилей. В качестве финишных технологических операций

было предложено осуществление многоступенчатой термообработки травленной горячекатаной полосы с последующей ее дрессировкой. На рисунке 1 представлена разработанная укрупненная схема технологии производства горячекатаной травленной ленты.

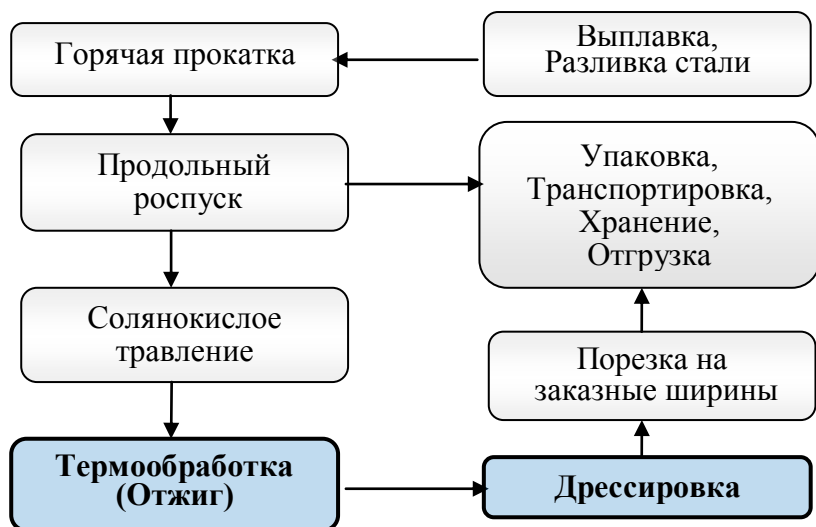


Рисунок 1 – Инновационная технологическая схема производства горячекатаной травленной ленты с применением операций отжига и дрессировки

По разработанным режимам были изготовлены опытные партии горячекатаной травленной ленты из стали марок 07ГБЮ и 08пс размерами 3,1x370 мм.

Для исследования образцы вырезались от заднего конца горячекатаных рулонов под углом 90° (поперечные) к направлению прокатки. Термическую обработку осуществляли в лабораторных печах по четырем режимам, предусматривающим ступенчатый нагрев до температур 500 ÷ 710 °С. Испытание на растяжение проводили на плоских пятикратных образцах по ГОСТ 1497, измерение твердости – по ГОСТ 9012. Изучение микроструктуры проводили с помощью оптической микроскопии (микроскоп Meiji Techno IM7000). Оценку микроструктуры и структурных составляющих производили по ГОСТ 5639 и ГОСТ 5640 на микрошлифах после их травления в 4%-ом спиртовом растворе HNO₃.

Результаты механических испытаний травленного отожженного металлопроката приведены в таблице 1.

Для стабилизации геометрических параметров горячекатаной травленной отожженной ленты была проведена операция ее дрессировки на двухклетевом прокатно-дрессировочном стане 630 ОАО «ММК» (НПДС 630). Достигнутый уровень механических свойств дрессированной ленты представлены в таблице 2.

В результате исследований было установлено, что с повышением температуры окончательной выдержки снижаются показатели прочности (предел текучести, временное

Таблица 1 – Результаты механических испытаний

Тип стали	Режим т/о	Предел текучести σ_T , МПа	Временное сопротивление разрыву σ_B , МПа	Относительное удлинение δ_5 , %	Твердость по Бринеллю НВ	Температура окончательной выдержки, °С	
Феррито-цементитная	гк	230	330	43	–	–	
	I	225	310	45	103	500	
		230	315	39	99,2		
	II	220	310	42	103	580	
		225	310	39	99,2		
	III	215	310	37	99,5	650	
		220	310	43	99,2		
	IV	215	305	41	95,5	710	
		210	300	43	95,5		
	гк	280	370	30	–	–	
	I	280	380	30	116	500	
		285	375	28	116		
	II	290	375	30	111	580	
		300	375	34	111		
	III	295	375	34	111	650	
		290	370	33	111		
	IV	285	370	36	107	710	
		285	370	33	103		
	Феррито-перлитная	гк	330	470	31	–	–
		I	330	460	31	149	500
345			455	29	149		
II		335	450	30	149	580	
		330	445	31	149		
III		325	450	30	149	650	
		320	455	33	149		
IV		310	440	30	143	710	
		300	445	29	143		
гк		360	490	29	–	–	
I		375	480	28	114	500	
		370	480	25	114		
II		345	465	29	114	580	
		345	465	30	114		
III		340	475	29	110	650	
		345	465	30	110		
IV		335	460	30	110	710	
		335	460	32	107		
Перлитно-ферритная		гк	530	730	22	–	–
		I	550	730	20,5	217	500
	550		730	23	217		
	II	540	710	21	207	580	
		530	710	23	207		
	III	520	700	23	207	650	
		530	700	21,5	207		
	IV	490	660	23,5	197	710	
485		660	25,5	197			

сопротивление разрыву, твердость) и повышаются показатели пластичности (относительное удлинение), при этом степень разупрочнения тем выше, чем выше исходная неравновесность материала. Изменение предела текучести и предела прочности стали с феррито-цементитной и феррито-перлитной структурой не превышает 30 МПа, зависимость от температуры и

режима нагрева выражена слабо. Сталь же перлитного класса показывает более сильное снижение прочности, что объясняется выходом из ферритной составляющей перлита атомов углерода и установлением равновесной концентрации углерода в α -железе, а также разложением перлитных пластин, сопровождающееся их сфероидизацией.

Таблица 2 – Механические свойства травленной дрессированной ленты

Сталь марки	Временное сопротивление разрыву, Н/мм ²	Предел текучести, Н/мм ²	Относительное удлинение, %	Твердость HRB, ед	Изгиб
08пс	Фактические замеры				
	365	-	34	62	уд.
	Нормы по ТУ 14-1-524-93				
	270-380	-	≥29	≤70	уд.
07ГБЮ	Фактические замеры				
	480	410	36	77	уд.
	Нормы по ТУ 14-1-5262-2008				
	≥440	≥360	≥30	≤80	уд.

Проведенные исследования показали, что применяемые технологические воздействия в условиях НПДС 630 не снижают уровень качественных характеристик готовой ленты. При этом, в связи с отсутствием площадки текучести, повышается штампуемость металлопроката после процедуры его дрессировки.

Опытные партии металлопроката были направлены в ОАО «АВТОВАЗ» для изготовления дисков колес (рисунок 2).



Рисунок 2 – Диск колеса из опытной партии ленты из стали марки 07ГБЮ

Список литературы

1. Корнилов, В.Л. Особенности производства горячекатаной травленной ленты с управляемой шероховатостью поверхности / В.Л. Корнилов, В.Е. Телегин, П.Н. Смирнов, В.Д. Яхонтов, Э.М. Голубчик // Сталь. - 2012. - №2. - С. 51.

2. Телегин, В.Е. Освоение технологии производства лонжеронной полосы с использованием контролируемой прокатки в условиях ОАО «ММК» / В.Е. Телегин, И.С. Васильев, А.В. Архандеев, В.Г. Рябчиков, Э.М. Голубчик // Сталь. - 2012. - №7. - С. 35-38.
3. Полякова, М.А. Анализ требований стандартов на ленту стальную холоднокатаную / М.А. Полякова, В.Е. Телегин, Э.М. Голубчик // Черные металлы. - 2010. - №7. - С. 20-26.
4. Голубчик, Э.М. Адаптивное управление качеством металлопродукции / Э.М. Голубчик // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2014. - №1. - С. 63-69.
5. Телегин, В.Е. Особенности технологии производства холоднокатаной ленты для монетной заготовки / П.Н. Смирнов, С.Н. Горшков, В.Л. Корнилов, Э.М. Голубчик // Горный журнал. Черные металлы. Специальный выпуск. - 2012. - С. 61-64.
6. Голубчик, Э.М. Повышение результативности производства холоднокатаной упаковочной ленты из стали марки 30Г2 путем применения адаптационных механизмов / Э.М. Голубчик, Е.Б. Яковлева, В.Е. Телегин, В.В. Яшин, П.Н. Смирнов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2010. - №1. - С. 62-66.

УДК 621.771.25-426:621.78.08

**СТРУКТУРА КАТАНКИ ИЗ СТАЛИ Св-08Г2С
УЛУЧШЕННОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА**

Сычков А.Б., Шекшеев М.А., Малашкин С.О., Камалова Г.Я.

ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,

Россия, г. Магнитогорск

absychkov@mail.ru

***Аннотация.** В статье приводятся результаты исследований структурообразования в катанке из низкоуглеродистой двухфазной легированной стали Св-08Г2С при ее двустадийном охлаждении на линии Stelmor. Показано, что эффективный подбор химического состава стали (минимизация упрочняющих химических элементов на уровне минимальных значений марочного состава стали, связывание бора и азота в нитрид бора в близком к стехио-метрическому соотношению этих элементов), а также режимы квази- и изотермической обработки витков ка-танки на линии Stelmor позволяют обеспечить формирование микроструктуры без наличия в ней упрочняющих бейнитно-мартенситных участков. Это обеспечивает высокую деформируемость катанки в проволоку без применения дополнительной смягчающей термической обработки с высокой степенью суммарной деформации.*

Ключевые слова: *двухфазная сталь, бор, азот, упрочняющие химические элементы, двустадийное охлаждение, линия Stelmor, микроструктура, бейнит, мартенсит, термокинетическая диаграмма, структурная диаграмма.*

STRUCTURE WIRE RODS OF STEEL Sv-08G2S IMPROVED CHEMICAL COMPOSITION

Sychkov A.B., Shecsheev M.A., Malashkin S.O., Kamalova G.Ya.

“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

absychkov@mail.ru

Abstract. *The article presents the results of studies of structure in the wire rod from the alloy steel Sv-08G2S during its two-stage cooling line Stelmor. It is shown that an efficient selection of the chemical composition of steel (minimization of chemical elements at the minimum-value, binding boron and nitrogen in the boron nitride in the near-stoichiometric relation these elements), and the modes and quasi-isothermal processing the loops on the line Stelmor allow for the formation of the microstructure without the presence of bainitic-martensitic areas. It provides high formability rod into wire without the use of additional softening heat treatment with a high degree of total deformation.*

Keywords: *steel, boron, nitrogen, chemical elements, two step cooling line Stelmor, microstructure, bainite, martensite, diagram T- τ , block diagram.*

При производстве корпусов речных и морских судов, сварке изделий широкого общетехнического назначения широко применяется омедненная сварочная проволока диаметром 2,0...0,8 мм из низкоуглеродистой легированной стали марки Св-08Г2С. Однако при волочении на малый диаметр катанки диаметром 5,5...6,5 мм из этой стали необходима промежуточная термическая обработки, повышающая себестоимость производства проволоки. Поэтому целью и задачами исследования явились корректировка химического состава низкоуглеродистой легированной стали и разработка поточной термомеханической обработки катанки на линии Стелмор для безотжигового волочения сварочной проволоки.

Структура и механические свойства катанки из стали Св-08Г2С определяются количественным соотношением и морфологией её структурных составляющих, которые формируются в процессе охлаждения после прокатки. Известно [1-8], что наличие в структуре продуктов мартенситного и промежуточного превращений снижает деформируемость, повышает обрывность катанки при волочении в проволоку и требует использования промежуточного рекристаллизационного отжига. Проблему получения катанки с минимальным количеством мартенситной и бейнитной составляющих и свойствами,

позволяющими проводить безотжиговое волочение, можно решить в совокупности, используя снижение содержания упрочняющих элементов (C, Mn, Si) до минимальных значений в пределах требований нормативной документации, дополнительным легированием бором и совершенствованием условий охлаждения после прокатки.

Бор двояко влияет на образование бейнитной и мартенситной составляющих структуры. С одной стороны бор увеличивает устойчивость аустенита к распаду и способствует повышению количества бейнитно-мартенситных участков (БМУ), с другой стороны введение бора в соотношении с азотом $B/N = 0,8 \pm 0,15$ связывает азот, снижая твердорастворное упрочнение феррита, повышая пластичность, а связанный бор не участвует в повышении прокаливаемости. Кроме того, введение бора при одновременном снижении содержания углерода, марганца и кремния приводит к уменьшению ликвации легирующих элементов, которая усиливает формирование БМУ. Учитывая, что влияние первого фактора уменьшается путем снижения скорости охлаждения после прокатки, можно ожидать положительное влияние бора на пластичность катанки [4, 9, 10].

В качестве материала для исследования была выплавлена сталь марки Св-08Г2С, дополнительно легированная бором, с пониженным содержанием легирующих элементов в рамках марочного состава с учетом минусовых допусков, из которой получена катанка диаметром 5,5 мм (табл. 1).

Таблица 1 - Химический состав опытной плавки

	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	N	B	B/N	C ₃	Mn ₃
Опытная Плавка	0,07	1,79	0,78	0,018	0,008	0,04	0,09	0,17	0,009	0,0084	0,90	0,564	2,100
Треб. ГОСТ 2246	0,05...0,11	1,80...2,10	0,70...0,95	не более						н.н.	н.н.	н.н.	н.н.
				0,030	0,025	0,20	0,30	0,25					

Примечание: н.н. – не нормируется; $C_3 = C + Mn/5 + Si/7 + (Cr + Ni + Cu)/12$; $Mn_3 = Mn + (C + Si)/3 + Cr/5 + Cu/9$

Прокатку в проволочном блоке проводили со скоростью 100 м/с, температура после участка водяного охлаждения на виткообразователе линии Стелмор (фактически это температура аустенитизации) составила 950...970°C, скорость транспортировки витков на роликовом конвейере равнялась 0,09...0,12 м/с, время выдержки витков катанки под закрытыми теплоизолирующими крышками составило 20 мин, все блоки струйного охлаждения были отключены. В результате этого скорость на воздушном участке охлаждения соответствовала 0,30 °C/с. Механические свойства катанки из опытной плавки после прокатки составили: $\sigma_B = 500...505$ МПа; $\sigma_T = 200...288$ МПа; $\delta_5 = 37...39$ %; $\Psi = 75...78$ %. Структура катанки после

прокатки представляет собой смесь феррита (80...88 %), перлита (8...13 %) и БМУ (7...12%), при величине зерна феррита № 8...7.

Для определения необходимых скоростей охлаждения с целью предотвращения образования БМУ на дилатометрах АД-80 и МД-83 были определены температуры распада аустенита в стали Св-08Г2С со скорректированным химическим составом, приводящим к изменению температурно-временных интервалов превращения при охлаждении. Результаты исследования кинетики фазовых превращений при непрерывном охлаждении обобщены в виде ТКД и структурной диаграммы [3, 4, 11-14].

При малой скорости охлаждения до $0,8^{\circ}\text{C}/\text{с}$ основной структурной составляющей является феррит с небольшим количеством перлита и бейнита. Дальнейшее увеличение скорости приводит к увеличению бейнитной фазы и в конечном итоге к полностью мартенситной структуре. Таким образом, для стали марки Св-08Г2С с бором бейнитное превращение начинается при температуре $600-550^{\circ}\text{C}$, и область превращения значительно сдвинута вправо (время инкубационного периода примерно 30 с), что способствует образованию в стали бейнитных и мартенситных структур при меньших скоростях охлаждения по сравнению со сталью Св-08Г2С без бора, у которой инкубационный период не превышает 1 с.

Для минимизации количества бейнитно-мартенситных участков и повышения деформируемости при безотжиговом волочении катанки из исследуемой стали, наиболее приемлемым является обеспечение низкой скорости охлаждения катанки от температур аустенитного состояния до температур $600...550^{\circ}\text{C}$ и длительной выдержки при этой температуре для уменьшения количества БМУ.

В связи с этим в лабораторных условиях [3, 4] было исследовано влияние изотермической выдержки на формирование структуры и свойств катанки из стали с бором. Для этого аустенитизацию образцов катанки проводили при температуре, максимально приближенной к температуре виткообразования - 950°C , осуществляли выдержку при этой температуре в течение $5...10$ мин (τ_1) в первой печи, а затем изотермическую выдержку во второй печи (табл. 2).

На контрольных образцах без изотермической выдержки микроструктура представляет собой смесь феррита – примерно 80 %, БМУ – $6...11$ %, перлита – $9...14$ %. В отдельных участках большинства образцов наблюдается структурная полосчатость $0,5...2,0$ балла и видман-штеттова структура до 1 балла. Все образцы характеризуются разнотернистостью феррита по сечению в интервале 3...4 номеров. Микроструктура в исследованных образцах, кроме образцов 4, 5 и 6, характеризуется значительным

количеством БМУ и развитой структурной полосчатостью 2...4 балла. В образцах 4, 5 и 6 БМУ отсутствуют, однако в осевой зоне образца 4

Таблица 2 - Режимы изотермической выдержки катанки

№ образца	Время аустенизации, τ_1 , мин при $t_1 = 950^\circ\text{C}$	Изотермическая выдержка	
		Температура, t_2 , $^\circ\text{C}$	Время, τ_2 , мин
1	5	750	30
2	5	700	30
3	5	650	30
4	5	600	30
5	10	550	20
6	10	550	30
7	10	500	20
8	10	500	30

наблюдается существенная полосчатость в виде неравномерно чередующихся сплошных перлитных и ферритных полос с разнотернистостью до 4-х номеров, связанная, по-видимому, с ликвацией. В образцах 5 и 6 полосчатость развита несущественно – 1,0...1,5 балла. В образцах 7 и 8 образуются БМУ размером до 10...20 мкм и находится до 5 % остаточного аустенита. Механические свойства образцов катанки в зависимости от температуры изотермической выдержки представлены на рисунке.

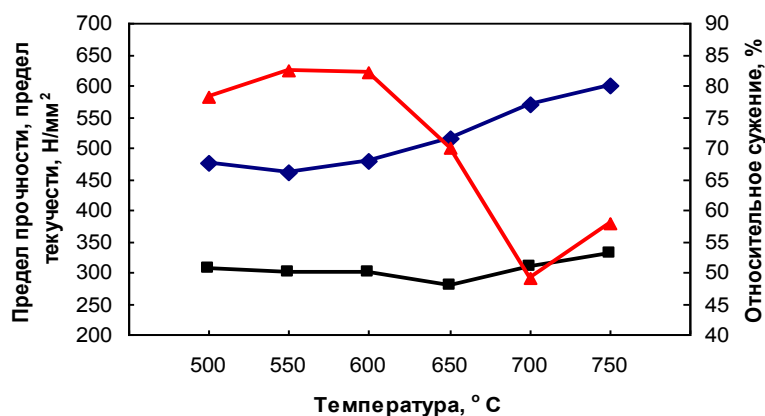


Рисунок. Зависимость механических свойств образцов катанки из стали Св-08Г2С с В, подвергнутой аустенизации при 950°C , от температуры изотермической выдержки при 750, 700, 650, 600, 550, 500 $^\circ\text{C}$ в течение 20...30 мин. Красная линия – относительное сужение, синяя линия – временное сопротивление разрыву, черная линия – предел текучести.

Таким образом, использование в процессе охлаждения катанки из борсодержащей стали Св-08Г2С изотермической выдержки в интервале температур 550 – 600 $^\circ\text{C}$ в течение 20 - 30 мин способствует формированию ферритно-перлитной структуры без БМУ и высокого

ком-плекса механических свойств ($\sigma_b \leq 500$ МПа; $\Psi \geq 75$ %), что достаточно для безотжигового во-лочения в сварочную проволоку для полу- и автоматической сварки.

Список литературы

1. Пикеринг Ф.Б. Физическое металловедение и разработка сталей. – М.: Металлургия, 1982. – 182 с.
2. Голованенко С.А., Фонштейн Н.М. Двухфазные низколегированные стали. – М.: Металлургия, 1986. – 207 с.
3. Структура и свойства катанки для изготовления электродов и сварочной проволоки/А.Б. Сычков, В.В. Парусов, А.М. Нестеренко, С.Ю. Жукова, М.А. Жигарев, А.В. Перчаткин, А.В. Перегудов, И.Н. Чуйко// Бендеры: Полиграфист. 2009. 608 с.
4. Парусов В.В., Сычков А.Б., Парусов Э.В. Теоретические и технологические основы производства высокоэффективных видов катанки. – Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2012. 376 с.
5. Освоение качественного сортамента и сертификация металлопродукции/А.Н. Савьюк, А.Б. Сычков, М.А. Жигарев и др. – Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2005. - № 1 (9). – С. 63-67.
6. Сычков А.Б. Технологические аспекты производства качественной катанки. - Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2006. - № 4 (16). – С. 63-69.
7. Сычков А.Б., Завалищин А.Н., Перчаткин А.В. Структурообразование в катанке повышенной деформируемости из низкоуглеродистой легированной стали Св-08Г2С с микродобавками бора. - Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2012. - № 2. – С. 50-53.
8. Исследование микроструктуры катанки из легированных сталей сварочного назначения/В.В. Парусов, А.Б. Сычков, И.Н. Чуйко и др. - Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2013. - № 4. – С. 52-55.
9. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Л., Лаппо С.И. Боросодержащие стали и сплавы. – М.: Металлургия, 1986. – 192 с.
10. Новое применение бора в металлургии/В.В. Парусов, А.Б. Сычков, И.В. Деревянченко, М.А. Жигарев. – Магнитогорск: Вестник МГТУ. – 2005. - № 1 (9) – С. 15...17.
11. Кинетика фазовых превращений в катанке из непрерывно-литой электростали Св-08Г2С при непрерывном охлаждении/В.В. Парусов, А.Б. Сычков, М.Ф. Евсюков, А.Б. Сычков и др. – Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии – сб. научн. тр. – 2004. – Вып. 9. – Днепропетровск: Друкарня-Визион. – С. 191...197.
12. Влияние химического состава и технологических факторов на механические характеристики катанки из стали Св-08Г2С/В.В. Парусов, А.Б. Сычков, С.Ю. Жукова и др. – Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2005. - № 4. – С. 68-71.

13. Парусов В.В., Вилипп А.И., Сычков А.Б. Влияние примесных элементов на качество углеродистой стали. – Сталь. – 2002. - № 12. – С. 53-55.

14. Нестеренко А.М., Сычков А.Б., Жукова С.Ю. Исследование причин разрушения при волочении катанки-проволоки из стали Св-08Г2С. – Metallurgical and Mining Industry. – 2006. - № 6. – С. 60...63.

УДК 621.778

РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩИЙ СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ КРУГЛОЙ ПРОВОЛОКИ

Харитонов В.А., Усанов М.Ю.

ФГБОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова”,

Россия, г. Магнитогорск

barracuda_m@mail.ru

***Аннотация:** В статье рассмотрен способ получения круглой проволоки радиально-сдвиговой протяжкой. Данный способ позволяет получать проволоку с высокой накопленной степенью деформации.*

***Ключевые слова:** проволока, интенсивная пластическая деформация, волочение, кручение, сдвиг, радиально-сдвиговая протяжка*

RESOURCE-SAVING METHOD FOR PRODUCING ROUND WIRE

Kharitonov V.A., Usanov M.Y.

“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

barracuda_m@mail.ru

***Abstract:** This article describes a method for producing round wire by radial shear broaching. This method allows to obtain wires with high degree of accumulated deformation.*

***Keywords:** wire, severe plastic deformation, drawing, torsion, shear, radial shear broaching*

Металлургические предприятия Российской Федерации испытывают сегодня острую потребность в современных технологиях, модернизации оборудования и повышении конкурентоспособности выпускаемой продукции. Особенно остро этот вопрос стоит для чистового передела металлургии: метизного, производящего широкий ассортимент металлургических изделий (метизов) различного назначения. Основным видом метизов как по объему производства, так и применению является проволока и изделия из нее [1].

Свойства проволоки и издержки на ее производство, т.е. по сути ее конкурентоспособность, во многом зависят от уровня требований готовой продукции, определяемых действующей нормативно-технической документацией и параметров

заготовки-катанки, поступающей в технологический процесс. В итоге же они формируются основными операциями технологического процесса изготовления проволоки, к которым относятся способы ОМД и термическая обработка. Последняя обеспечивает получение необходимых структуры и свойств заготовки и готовой проволоки, а также восстановление деформируемости передельной заготовки. Кроме того, термическая обработка увеличивает время цикла и повышает затраты на изготовление проволоки. Поэтому технологические процессы изготовления проволоки должны проектироваться с минимально необходимым количеством промежуточных термообработок, а задачи свойствообразования, наряду с обязательным формообразованием, должны решать применяемые способы ОМД.

Несомненным преимуществом способа волочения в монолитных волокнах, позволяющим сохранить ему конкурентоспособность по отношению к другим, более эффективным способам ОМД (например прокатка), является инструмент - волока. Она очень проста по конструкции и малогабаритна. Это делает экономически целесообразным применение при изготовлении монолитных волокон таких материалов, как природный алмаз.

При волочении заготовка вытягивается в одном направлении - вдоль продольной оси. Вследствие постоянства направления вытяжки образуется ярко выраженная аксиальная текстура и полосовая структура, с вытянутыми вдоль продольной оси заготовки границами, имеющими, преимущественно, малоугловые разориентировки.

В последнее время методы интенсивной пластической деформации (ИПД) находят широкое применение. В методах ИПД, таких как РКУ прессование, кручение под высоким квазигидростатическим давлением, всесторонняя ковка и других немонотонных процессах деформирования, направление действия деформирующей силы активно меняется. Соответственно должно измениться и направление макросдвига материала. Однако из-за того, что дислокации способны перемещаться лишь по избранным кристаллографическим системам скольжения направление сдвига по отношению к деформирующей силе изменяется с некоторым запаздыванием, связанным со временем, необходимым для соответствующего изменения текстуры материала. Кручение под давлением, равноканальное угловое прессование и свободная ковка применяются для формирования в металлах и сплавах ультрамелкозернистой структуры. Однако данные методы практически невозможно применить при производстве длинномерных изделий, таких как проволока.

Анализ способов формирования ультрамелкозернистой структуры при производстве проволоки приведен в работе [2]. Показано, что наиболее эффективными являются способы, которые осуществляют кручение и вытяжку в одном очаге деформации. К таким способам относятся волочение со сдвигом [3, 4] и радиально-сдвиговая протяжка [5, 6].

Радиально-сдвиговая протяжка (РСПр) - способ получения проволоки радиально-сдвиговой деформацией, который осуществляется приложением к проволоке (катанке) переднего тянущего усилия без ее скручивания. Радиально-сдвиговая протяжка представляет собой роликную волоку с 3-мя неприводными роликами, расположенными под углом 120° друг к другу, с углами подачи $\beta > 16^\circ$ (рис. 1). Каждый ролик имеет рабочий конус и калибрующий поясок. Роликная волока радиально-сдвиговой протяжки размещается взамен стандартной монолитной волоки перед тянущим барабаном волочильной машины.

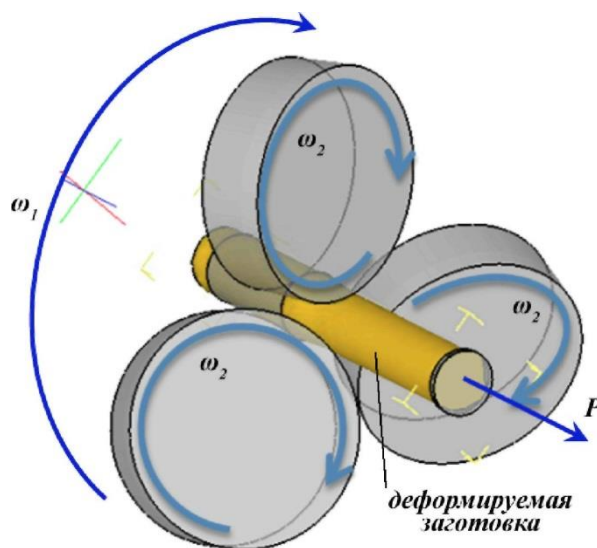


Рис. 1. Принципиальная схема РСПр. ω_1 - скорость вращения кассеты; ω_2 - скорость вращения роликов; P - усилие протяжки

В работе [7] было проведено экспериментальное исследование кинематики установки радиально-сдвиговой протяжки. Показано, что при прочих равных условиях усилие волочения примерно, на 30% ниже, чем при волочении через монолитную волоку. Лабораторное экспериментальное исследование, проведённое на проволоке из стали марки У12А, показало, что применение радиально-сдвиговой протяжки позволяет увеличить глубину проникновения деформации сжатия по сечению проволоки, повысить деформируемость проволоки и сократить цикличность технологического процесса изготовления проволоки.

Моделирование РСПр в программном комплексе Deform 3D [8, 9] показало, что в проволоке происходит формирование спиралевидной структуры [10].

В процессе моделирования было установлено, что угол подъема винтовой линии γ зависит от вытяжки и обжатия. С увеличением вытяжки и обжатия угол скручивания уменьшается, т.е. подобно виткам пружины плотность навивки становится больше (рис. 2).

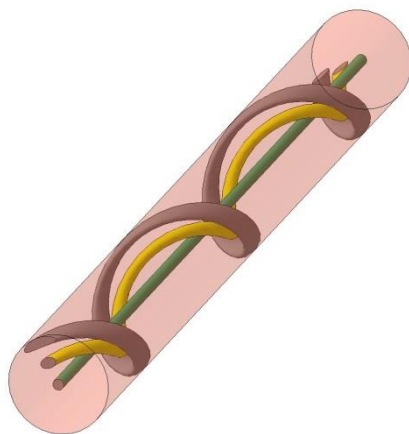


Рис. 2. Характер течения по слоям при РСПр

Особенно стоит отметить, что углом скручивания γ можно контролировать. И, соответственно, управлять межпластинчатым расстоянием [5, 6]:

$$\gamma = 90 \left(\frac{S \cdot d_0}{S_0 \cdot d} \right)^2 \quad (1)$$

где: S_0 – межпластиночное расстояние в исходной заготовке;

S – межпластиночное расстояние после деформации;

d_0 – диаметр исходной заготовки;

d – диаметр заготовки после деформации.

Это позволит при изготовлении проволоки из углеродистой стали повысить ее прочность благодаря дополнительному измельчению микроструктуры металла [5].

Таким образом, РСПр имеет следующие преимущества: просто встраивается в действующее волочильное оборудование; роликовая волока по конструкции проще классических роликовых волок и имеет всего три ролика. Использование радиально-сдвиговой протяжки при изготовлении проволоки из углеродистой стали позволит повысить ее прочность благодаря дополнительному измельчению микроструктуры металла, либо уменьшить величину суммарной деформации в результате уменьшения диаметра исходной заготовки (например, канатов, пружин т.д.) или изделий в которых используется проволока (например, предварительно напряженный железобетон и т.д.), что приведет к снижению затрат при производстве проволоки.

Список литературы

1. Харитонов В.А. Классификация способов ОМД по технологическим признакам при производстве проволоки // Моделирование и развитие процессов обработки металлов

- давлением: междунар. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Салганика. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. С. 49-59.
2. Харитонов В.А., Усанов М.Ю. Анализ способов непрерывного наноструктурирования проволоки // Обработка сплошных и слоистых материалов №1 (42) июль 2015 г. С. 50-61.
 3. Рааб А.Г., Чукин М.В. Разработка нового метода интенсивной пластической деформации - волочение со сдвигом. Актуальные проблемы физического металловедения сталей и сплавов: материалы XXI Уральской школы металловедов-термистов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск, гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2012. С.20-21.
 4. Патент РФ №2347632 МПК В21С 1/00. опубл. БИ 27.02.2009
 5. Харитонов В.А., Усанов М.Ю. Состояние и направления развития непрерывных способов наноструктурирования круглой проволоки // Вестник МГТУ №3, 2013 С. 69-73
 6. Харитонов В.А., Усанов М.Ю. Исследование радиально-сдвиговой протяжки проволоки на основе моделирования. Metallurg №11. 2013. С.83-87.
 7. Манякин А.Ю. Повышение эффективности технологических процессов производства проволоки на основе совершенствования деформационных режимов волочения: автореф. дис. ...канд. техн. наук. Магнитогорск, 2006. 20 с.
 8. Харитонов В.А., Усанов М.Ю. Моделирование процесса радиально-сдвиговой протяжки // Материалы 68-й межрегиональной научно-технической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск, гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2010. Т. 1. С. 46-48.
 9. Усанов М.Ю. Моделирование в программном комплексе Deform 3d процессов волочения и радиально-сдвиговой протяжки проволоки // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: междунар. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Салганика. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск, гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2012. С. 80-85.
 10. Харитонов В.А., Усанов М.Ю. Модель формирования наноструктуры в высокоуглеродистой проволоке в процессе радиально-сдвиговой протяжки // Физико-химические аспекты изучения кластеров, наноструктур и наноматериалов: межвуз. сб. науч. тр. / под общ.ред. В.М.Самсонова, Н.Ю. Сдобнякова. Тверь: Твер. гос. ун-т, 2012. Вып. 4. С. 309-313.

**КОНСТРУКТИВНЫЙ АСПЕКТ ВОЗМОЖНОСТИ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОКАТКИ
КАЧЕСТВЕННЫХ МАРОК СТАЛИ С ПЕТЛЕЙ ОХЛАЖДЕНИЯ И
ВЫРАВНИВАНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ В УСЛОВИЯХ ТИПОВОГО СОРТОВОГО
НЕПРЕРЫВНОГО СТАНА**

Смирнов Е.Н., В.А. Скляр В.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", Россия,

г. Старый Оскол

konfor1@yandex.ru

Аннотация. В статье с использованием компьютерного моделирования произведена оценка возможности производства сортового проката из качественных марок стали в условиях типового непрерывного стана. По результатам расчета рекомендованы конструкция участка подстуживания и технологические параметры процесса.

Ключевые слова: непрерывный стан; подстуживание; контролируемая прокатка; петля самоотпуска; моделирование.

**CONSTRUCTIVE ASPECT OF THE POSSIBILITY ROLLING QUALITY STEELS WITH
COOLING AND TEMPERATURE ALIGNMENT LOOP IN THE CONDITIONS OF
CONTINUOUS SECTION MILL**

Smyrnov Y., Sklyar V.

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

konfor1@yandex.ru

Abstract. In this paper, using computer simulation evaluated the possibility of production of long products made of quality steel in a typical continuous mill. The calculations are recommended construction site cooling and technological parameters of the process.

Keywords: continuous mill; cooling; controlled rolling; loop of self-tempering; modeling.

Постановка задачи. Кризисная ситуация на рынке металлопроката приводит к необходимости поиска новых рынков сбыта продукции. Достигнуть успеха на этом пути можно за счет расширения марочного сортамента стана. В настоящее время на отечественных сортовых станах недостаточно внимания уделяется вопросам прокатки качественных марок стали, например - рессорно-пружинных. Поэтому работы, направленные

на изучение возможностей прокатки рессорно-пружинных марок стали, в первую очередь на непрерывных станах, являются актуальными.

Анализ последних исследований и публикаций. Анализ мировых тенденций производства проката из рессорно-пружинных марок стали, разливаемых непрерывным способом, показал, что для получения качественного проката необходимо выполнение целого ряда дополнительных операций и жесткой регламентации температурно-деформационных параметров. В частности, обязательной является гарантированное обеспечение температуры подката перед чистовой группой клетей на уровне 780-950°C (PQR-процесс), которая в большинстве случаев достигается за счет применения установки подстуживания проката как перед чистовой группой, так и перед калибровочным блоком.

В соответствии с анализом литературных данных, выявлено две концепции обустройства линии подстуживания для обеспечения требуемой температуры самоотпуска раската:

- 1) увеличение расстояния от блока междеформационного подстуживания до чистовой группы клетей (калибрующего блока), влекущее за собой увеличение длины стана [1-4];
- 2) создание петлевого стабилизатора (технология Multiline-LOOP) без увеличения длины стана.

Использование первого варианта технологии ускоренного охлаждения имеет существенный недостаток: наличие длинного участка самоотпуска противопоказано для марок стали, которые должны прокатываться при высокой температуре. Поэтому в последнее время, все большее распространение получает технология Multiline-LOOP предложенная фирмой «MannesmannDemag» (SMSMeer), которая позволяет существенно экономить место в цеху за счет самоотпуска раската в петле температурной стабилизации (рисунок 1).

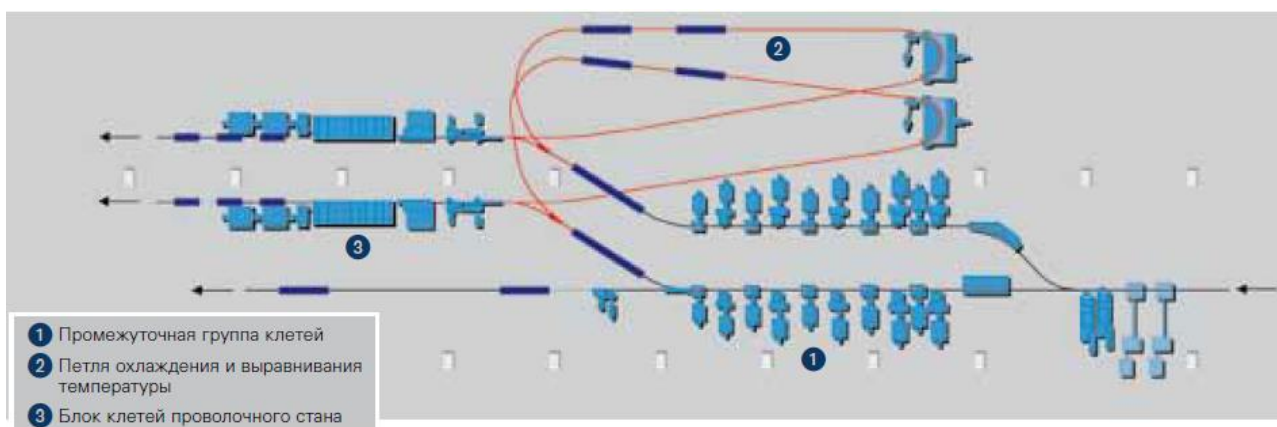


Рисунок 1. Схема расположения оборудования проволочного стана при использовании технологии Multiline-LOOP [5]

Такая технология лишена вышеописанного недостатка. Данная технология, например, реализована на станах заводов «GerdauAcominas» (Бразилия) и «Voest-Alpine» (Австрия) [5]. По этой технологии раскат может напрямую поступать в чистовую группу или проходить через секции охлаждения и петлю температурной стабилизации.

Объект исследования. В качестве объекта исследования был выбран стан 390 Макеевского филиала ПАО «Енакиевский металлургический завод» поскольку его можно отнести к типовым среднесортным станам, и на нем целесообразна организация производства проката из рессорно-пружинных марок стали с использованием непрерывнолитой заготовки в качестве исходного сырья.

Цель исследования. Оценить возможности производства сортового проката из рессорно-пружинных марок стали в условиях непрерывного стана 390 Макеевского филиала ПАО «ЕМЗ» и выбрать подходящую технологию производства с учетом возможности реконструкции стана.

Условия моделирования. В соответствии с вышеописанным были рассмотрены оба варианта компоновки оборудования для реализации контролируемой прокатки: 1) подстуживание в межклетевом промежутке, 2) организация прокатки по технологии Loop.

Анализ межклетевых расстояний при прокатке круглых прутков на стане 390 ПАО «ЕМЗ» позволяет сделать вывод о том, что данные расстояния достаточно велики и составляют от 11,2 до 34 м в зависимости от размеров прокатываемого профиля. Таким образом в этом промежутке могут быть установлены охлаждающие устройства. Однако необходимо рассмотреть вопрос обеспечения требуемого перепада температур по сечению раската (не более 50 °С).

Для изучения температурного поля подката на участке подстуживания была разработана конечно-элементная модель в программном комплексе ANSYS.

Расчет осуществляли для круглого профиля из стали марки 60С2, который выходит из последней клетки промежуточной группы с равномерно распределенной по сечению температурой 970 °С и с указанной скоростью проходит 2 секции водяного охлаждения. Между секциями и после них прокат охлаждается на воздухе, а затем попадает в чистовую группу. Протяженность секций водяного охлаждения 2,5 м.

Целью расчетов являлось определение времени, необходимого для стабилизации температуры по сечению, при котором разница температуры между центром и поверхностью не будет превышать 50 °С.

Основные результаты исследования. На рисунке 2 приведены зависимости температуры в различных точках сечения раската от времени охлаждения подката для конечного круга Ø 20 мм. Как видно, тепловое поле раската после секций ускоренного

охлаждения характеризуется существенной неравномерностью – перепад температур между поверхностью и центром может достигать до 600 °С. График влияния перепада температуры по сечению в зависимости от длины петли самоотпуска показан на рисунке 3.

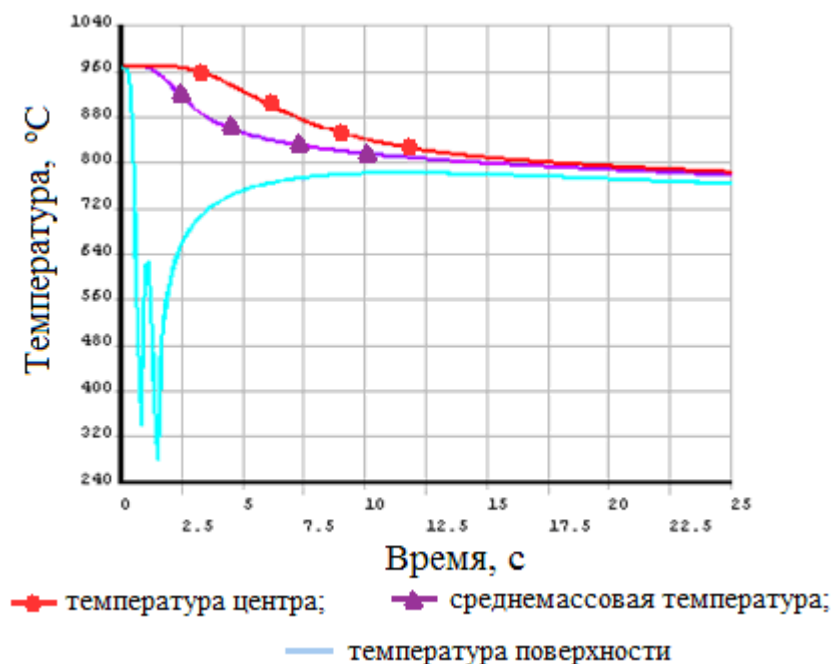


Рисунок 2. График зависимости температуры раската от времени охлаждения

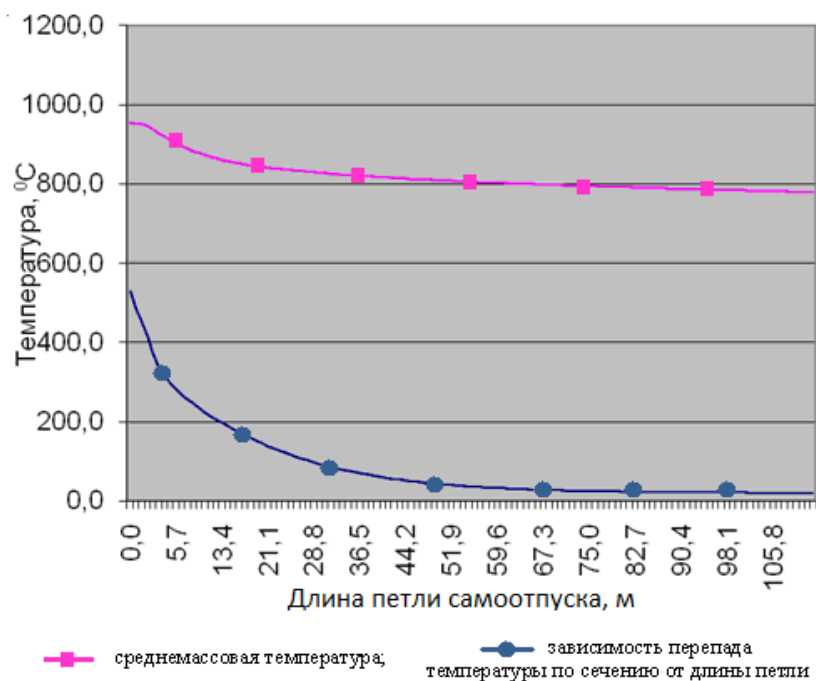


Рисунок 3 – Зависимость изменения среднемассовой температуры и перепада температуры по сечению от длины петли самоотпуска

Расчеты показали, что указанного выше расстояния между чистой и промежуточной группой не хватает для выравнивания температуры по сечению. Так, в рассматриваемом случае

выравнивание температуры наблюдается только через 15 секунд от начала охлаждения, что соответствует длине участка самоотпуска 72 метра. Поэтому реализацию подстуживания подката на стане 390 ПАО «ЕМЗ» можно реализовать только по технологии LOOP.

Из полученных зависимостей для остальных размеров подката получали необходимую длину петли самоотпуска. Также было определено, что устанавливать первую секцию для ускоренного охлаждения в пределах расстояния, при прохождении которой в структуре металла происходит 50% рекристаллизации. Результаты расчета приведены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты расчетов охлаждения подкатов

Диаметр готового круга, мм	Время самоотпуска, с	Длина петли самоотпуска, м	Время, за которое происходит 50% рекристаллизации $t_{0,5}$, с	Расстояние на котором происходит 50% рекристаллизации, м
20	15	72,15	0,83	3,99
22	12,5	71,88	0,83	4,77
30	14,5	66,85	0,97	4,47
40	35	90,3	1,41	3,64
50	60	96	1,22	1,95

Рекомендации по реконструкции стана. Проведенные в работе расчеты энергосиловых параметров в случае прокатки с использованием технологии LOOP показали существенное (в 2-3 раза) возрастание силы прокатки в чистой группе за счет более низкой температуры металла (рисунок 4). Данное обстоятельство приводит к тому, что для внедрения этой технологии необходимо заменять клетки чистой группы на более мощные, что значительно увеличит затраты на реконструкцию.

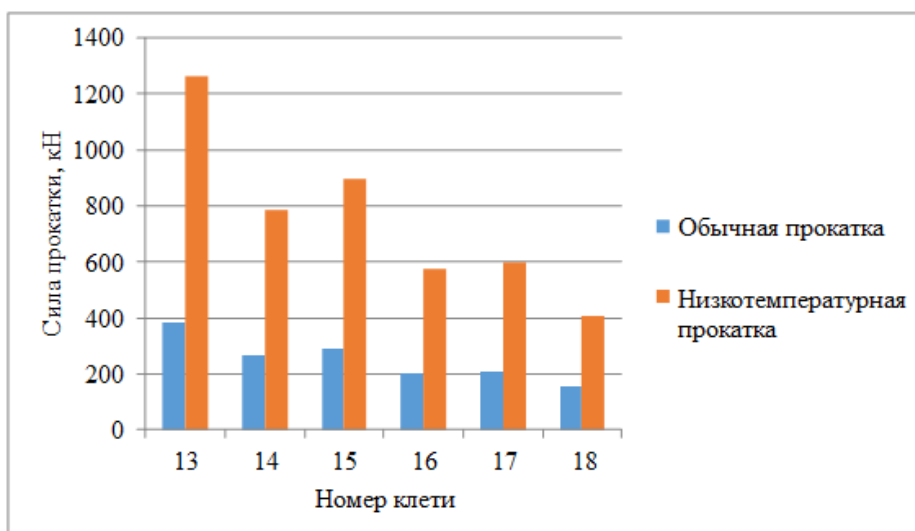


Рисунок 4. Энергосиловые параметры прокатки круга \varnothing 20 мм.

Поэтому была разработана третья стратегия - размещение в технологической линии редуционно-калибровочного блока (РКБ) после последней клетки чистовой группы и организация петли охлаждения непосредственно перед РКБ (рисунок 5). В этом случае клетки чистовой группы останутся без изменений. Реконструкция коснется только существующей системы PQS, длина которой составляет примерно 35-40 м. В этом случае на месте первых секций расположится РКБ, а объем воды из первой секции будет направлен в линию LOOP. При этом после прокатки в РКБ раскат будет попадать в последние секции системы PQS. Однако существенным недостатком этой схемы является то, что это потребует значительного изменения существующей калибровки валков.

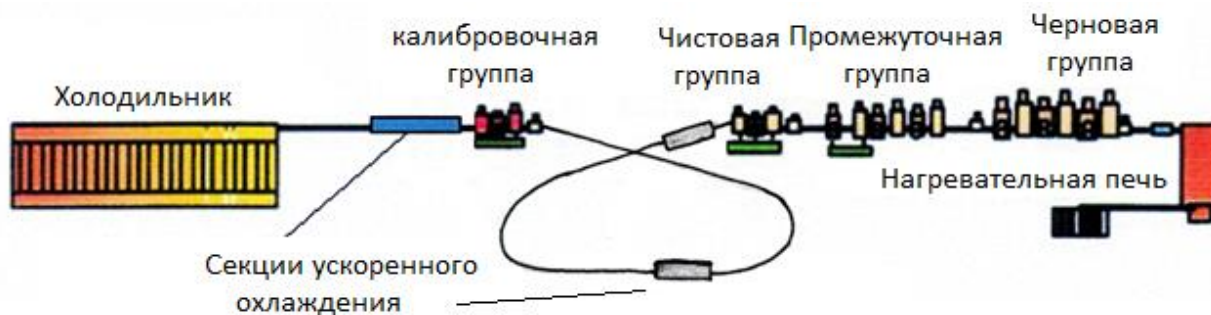


Рисунок 5. Вариант схемы реконструкции типового среднесортного стана для реализации технологии низкотемпературной прокатки.

Заключение. Выполненные первичные расчеты и анализ особенностей расположения оборудования стана 390 ПАО «ЕМЗ» показали, что для реализации низкотемпературного процесса прокатки необходима реконструкция стана с организацией участка подстуживания подката для чистовой группы по технологии LOOP, который вместе с редуционно-калибровочным блоком будет расположен после чистовой группы клеток. С помощью компьютерного моделирования установлено, что при этом длина петли самоотпуска при производстве круглого проката диаметром 20, 22 и 30 мм, будет колебаться в пределах от 67 до 72 м, а для круглого проката диаметром 40 и 50 мм - 90...96 м.

Список литературы

1. Masini R., Lainati A. Latest bar mill technology // Millenium Steel. – 2005. – С.216-221.
2. Тоски Ф., Бинсиа В. Низкотемпературная прокатка на сортовом стане для производства спец сталей на заводе Tianjin Iron & Steel // Danieli News. - 2006. – Volume III. - 8с.
3. Masini R. Технология калибровки сортового проката в многокалиберных двухвалковых клетях в комбинации с термомеханической обработкой // Steel Times International. – 2005. - №14. – С.18-22.

4. Тоски Ф. Литейно-прокатный комплекс №5 компании Baosteel Shanghai для производства катанки и сортового проката нержавеющей и специальных сталей – пусконаладка и результаты эксплуатационных испытаний // Danieli News. - 2004. – Volume II. – 15с.
5. Мелкосортно-проволочные станы / SMS MEER – Germany: SMS group - 40с.

УДК621.771.65+621.785.6

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА МЕЛЮЩИХ ШАРОВ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ МАГNETИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ НА ПОЗДНИХ СТАДИЯХ ПОМОЛА БОЛЕЕ МЕЛКИХ ТЕЛ

Лам М.М.¹, Серов А.И.¹, Смирнов Е.Н.², Тернавский А.Н.¹, Базарова Г.С.¹

¹ ПАО “Донецкий металлопрокатный завод”, Украина, Донецк

² Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

en_smirnov@i.ua

***Аннотация.** Представлены результаты промышленные испытания мелющих шаров Ø30 мм группы твердости III производства ПАО “Донецкий металлопрокатный завод” в условиях ПАО “Южный горно-обогатительный комбинат”. Показано, что при замене ними мелющих шаров Ø40 мм группы твердости III текущей поставки ПАО “МК “Азовсталь” не менее чем на 1,37% повышается эффективность измельчения (по готовому классу крупности – 0,074) при практически неизменных качественных показателях концентрата, а также сокращается их удельных расход на 0,006 и 0,012 кг/т руды и концентрата марки К3 соответственно.*

***Ключевые слова:** шаропроекатный стан; мелющие шары; группа твердости; контейнер для самоотпуска; температурный режим.*

ESTIMATE OF POSSIBILITY DECREASE OF SPECIFIC CONSUMPTION OF GRINDING BALLS IN GRINDING FERRUGINOUS MAGNETITE QUARTZITE THROUGH THE USE OF IN THE LATER STAGES GRINDING SMALLER BODIES

Lam M.M., Serov A.I., Smyrnov Y. N., Ternavskiy A.A., Bazarova G.S.

¹OJSC "Donetsk Metal Rolling Plant", Ukraine, Donetsk

²Stary Oskol technological institute n.a. A.A. Ugarov (branch) National University of Science and Technology "MISiS", Stary Oskol

en_smirnov@i.ua

Abstract. The results of industrial tests of Ø30 mm III hardness group grinding balls in conditions of OJSC "Southern Mining and Processing Plant" are presented. It is shown that in case change them grinding balls Ø40 mm III hardness group produced on OJSC "MK "Azovstal" not less than 1,37% increases the efficiency of grinding (for finished class size - 0.074) with almost constant qualitative indicators concentrate and reduce their specific consumption at 0,006 and 0,012 kg /t of ore and concentrate brand K3 respectively.

Keywords: ball-rolling mills; grinding balls; group of hardness; autotempered container; temperature mode.

Постановка проблемы. Операции подготовки руды связаны с дроблением и измельчением твердых абразивных материалов. При этом к качеству измельчения материалов применяются все более высокие требования [1].

В большинстве случаев на действующих горно-обогатительных комбинатах (ГОК) данная проблема, при невозможности заменить помольное оборудование, решается несколькими путями. Наиболее часто встречаемыми следует считать:

- во-первых, применение мелющих тел повышенной твердости с целью стабилизации их гранулометрического состава во время работы [2];

- во-вторых, применение на поздних стадиях помола более мелких тел.

Однако достигаемые в каждом конкретном случае технологические и качественные параметры могут иметь существенный разброс, зависящий от совокупности факторов (типа мельницы и её состояния, характеристик руды, качества мелющих шаров (МШ) и т.д.) и требуют проведения предварительных оценочных промышленных испытаний.

Анализ последних исследований и публикаций. В результате испытаний на Михайловском ГОКе установлено, что увеличение твердости МШ на 1 % обеспечивает снижение их удельного расхода примерно на 2 % [3].

Исследования на Качканарском ГОКе показали эффективность применения МШ из сталей марок Ш-1, Ш-2 и 18ХГТ-25ХГТ. Износостойкость МШ из сталей этих марок, на 10-15% выше износостойкости МШ из стали марки Ст 6. [4]. Аналогичный результат получен и на Центральном горно-обогатительном [5].

На ряде горно-обогатительных предприятий успешно применяют отработанные МШ первых стадий шарового помола в последующих стадиях доизмельчения минерального сырья с целью их экономии. Практика измельчения, в частности, железистых кварцитов показала, что применение более мелких МШ Ø25...30 мм в третьей стадии помола повышает эффективность доизмельчающих циклов до 25 % и сокращает их расход [6].

Из всего вышесказанного можно сделать однозначный вывод о том, что дальнейшее улучшение качества измельчения с одновременным снижением удельных расходов МШ достигается как в результате повышения их прочностных свойств, так и использования более мелких МШ на поздних стадиях помола.

Целью работы является разработка технологии производства и оценка уровня качества МШ Ø30 мм группы твердости III из высокоуглеродистой непрерывнолитой стали производства ПАО «Донецкий металлопрокатный завод» при использовании в мельницах третьей стадии измельчения железистых магнетитовых кварцитов.

Изложение результатов исследования. Производство МШ в условиях ПАО «Донецкий металлопрокатный завод» (ПАО «ДМПЗ») осуществляется на шаропрокатном стане ШПС 30...80 [7]. Строительство данного ШПС являлось завершающим звеном во впервые созданной в Украине (в рамках вертикально-интегрированного холдинга) сквозной технологической схемы [8] производства МШ диаметра 30...80 мм из непрерывнолитой углеродистой стали, отливаемой в заготовку малого сечения (от 120x120 мм до 150x150 мм) и соответствующих III и IV группам твердости по ГОСТ 7524-89 и ДСТУ3499-97.

Выполненный в период июля - сентября 2013 года комплекс исследовательских работ позволил разработать с одной стороны технологию производства МШ групп твердости III и IV, а с другой - создал все предпосылки для расширения освоенного сортамента в сторону конструктивно регламентированного минимального диаметра МШ.

При разработке технологии производства МШ Ø30 мм групп твердости III и IV химический состав стали оставили таким же, как и в случае производства МШ Ø40 мм: (0,74...0,75 % C; 0,67...0,72 % Mn; 0,24...0,28 % Si; S≤0,015 %; P≤0,015 %; Cr≤0,3 %; Ni≤0,15 %). В тоже время, масса МШ Ø30 мм, по сравнению с МШ Ø40 мм, в 2,4 раза меньше, а, следовательно, меньше и их теплосодержание. Данное обстоятельство потребовало корректировки технологического регламента их производства.

Для производства МШ Ø30 мм групп твердости III и IV регламентируемые значения температуры в стационарных и периодических точках ее контроля были приняты в следующих пределах:

- температура нагрева заготовки - 1050-1100⁰С;
- температура заготовки перед ШПС 30...80 - 950-1000⁰С;
- температура шаров перед загрузкой в закалочную барабанную установку - 840-860⁰С;
- температура металла перед загрузкой в контейнер для самоотпуска - 190-210⁰С;
- температура самоотпуска шаров - ≤ 200⁰С;
- температура выдачи шаров на сортировочный стол - ≤ 60⁰С.

Выполненная перед загрузкой в мельницу первичная визуальная оценка геометрии МШ показала, что они имеют правильную сферическую форму без видимых дефектов на поверхности. Контроль геометрических размеров МШ на отобранных пробах показал, что геометрические размеры испытуемых МШ соответствуют требованиям технических условий ДСТУ 3499-97, а их насыпной вес составляет 4,525 т/м³.

Для достижения максимальной степени сопоставимости результатов промышленных исследований, было выполнено несколько обязательных процедур.

Во-первых, в сравнительный период в мельнице №34 должны находиться только МШ Ø30 мм группы твердости III производства ПАО «ДМПЗ». С этой целью за период с 01.03.2014 г. по 07.05.2014 г. в мельницу №34 РОФ-2 было догружено 142,8 тонны испытуемого МШ. Это позволило утверждать, что в мельнице произошла смена МШ, а именно: находящийся на момент начала испытаний в мельнице шар сработался и остался только опытный.

Во-вторых, степень заполнения МШ мельниц №34 и №14 должна быть не только одинаковой, но и учитывать изменения насыпного веса за счёт истирания при проведении инструментальных замеров.

Коэффициент изменения насыпного веса определяется отношением насыпного веса МШ бывших в употреблении к насыпному весу новых, взвешенных в одинаковых емкостях-объемах, и составил 1,053. Тогда расчетный насыпной вес МШ, в текущей шаровой загрузке мельницы №34 с установившимся гранулометрическим составом, с учетом коэффициента изменения насыпного веса принял значение $4,525 \times 1,053 = 4,765$ т/м³, где 4,525 - насыпной вес новых шаров.

Результаты инструментальных замеров степени заполнения МШ мельниц №34 и 14 в период испытаний (с 07.05.2014 по 22.07.2014 г.) представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты инструментальных замеров степени заполнения МШ мельниц

Дата	Мельница № 34		Мельница № 14	
	Степень заполнения, %	Количество шаров в мельнице, т	Степень заполнения, %	Количество шаров в мельнице, т
07.05.2014 г.	36,1	142,77	39,2	150,6
23.05.2014 г.	37,0	146,33	38,5	147,9
11.06.2014 г.	36,8	145,54	39,0	149,9
22.07.2014 г.	41,8	165,31	40,6	156,0

С учетом вышеизложенного, средние результаты проверки геометрических размеров и форм МШ в мельнице № 34 РОФ-2 в период с 07.05.2014 по 22.07.2014 г. представлены в таблице 2. При этом геометрические размеры шаров контролировались при помощи штангенциркуля, а состояние поверхности и изменение формы шаров определялось - визуально.

Визуальный осмотр МШ показал, что 95,3 % имеют равномерный износ и правильную сферическую форму. Сколы и раковины на поверхности шаров не были обнаружены. Данный факт служит прямым доказательством высокой степени равномерности закалки МШ в условиях ШПС 30...80. Выявленное в мельнице №34 большое число мелких мелющих тел, не потерявших сферическую форму, нашло свое прямое отражение и в качестве продуктов третьей стадии измельчения (табл. 3).

Как видно из таблицы, средний прирост по готовому классу крупности (-0,074 мм) промпродукта в разгрузке мельницы №34 выше на 1,37%, чем в разгрузке мельницы №14.

Таблица 2. Результаты проверки геометрических размеров и формы МШ

Наименование	Средний диаметр МШ, мм	Выход, %	Визуальная характеристика поверхности МШ (соответствие требованиям ТУ)
МШ правильной формы	30,0	6,9	соответствует
МШ правильной формы, меньшие по весу и диаметру	8,5-27,0	88,4	соответствует
Половинки	-	-	-
МШ с углублениями на поверхности	16,4	0,1	-
Кубические формы	Средний размер 10x10x10мм	1,2	-
МШ с раковиной	14,6	0,3	-
Скрап	6-8	3,1	-
Итого		100	

Таблица 3. Результаты сравнительного опробования продуктов узлов третьих стадий измельчения

№ опробования	Наименование продукта	Мельница №34		Мельница №14	
		массовая доля класса -0,074 мм	прирост по готовому классу -0,074мм	массовая доля класса -0,074 мм	прирост по готовому классу -0,074мм
1	Питание мельницы	74,20	10,60	74,80	7,60
	Разгрузка мельницы	84,80		82,40	
2	Питание мельницы	75,20	9,30	74,40	8,70
	Разгрузка мельницы	84,50		83,10	
3	Питание мельницы	74,20	10,40	74,90	8,70
	Разгрузка мельницы	84,60		83,60	
4	Питание мельницы	75,20	9,50	74,60	8,50
	Разгрузка мельницы	84,70		83,10	
5	Питание мельницы	74,60	9,80	74,70	8,20
	Разгрузка мельницы	84,40		82,90	
6	Питание мельницы	74,30	8,90	74,60	8,60
	Разгрузка мельницы	83,20		83,20	
Среднее	Питание мельницы	74,62	9,75	74,67	8,38
	Разгрузка мельницы	84,37		83,05	

Что касается сравнения основных производственных показателей работы секций №3 и №1, то следует особо подчеркнуть, что выявленное (на уровне 5,5%) снижение объема производства концентрата на секции №3 имеет вполне конкретное объяснение. На секции №3 на момент проведения испытаний не была внедрена в полном объеме АСУ ТП производства концентрата, как на секции №1. По этой причине эффективность работы технологического оборудования секции №3 ниже.

Качественные показатели концентрата, произведенного на сравниваемых секциях №1 и №3, оказались практически одинаковыми (табл. 4).

Для определения удельного расхода шара за период с 07.05.2014 по 22.07.2014 г. учитывались результаты инструментальных замеров и производственные показатели работы секций №3 и №1 РОФ-2 (табл. 5).

Таблица 4. Качественные показатели концентрата

№ секции	Переработка руды за период, т	Производство концентрата за период, т	Качество исходной руды по Fe маг., %	Качество концентрата, Fe общ., %
Секция №3	603747,0	278404,0	27,52	65,09
Секция №1	637357,0	294380,0	27,56	65,15
Отклонение				-0,06

Таблица 5. Результаты инструментальных замеров и производственные показатели работы

Номер мельницы, тип МШ	Степень заполнения мельницы шарами		Масса мелющих тел мельнице в начальный период, С _н , т	Масса мелющих тел в мельнице в конечный период, С _к , т	Догружено шара С _ш , т	Исходного шара, шт	Переработано руды, Т, т	Произведено концентрата, Р _{кон} , т	Выход концентрата из руды γ, дол. ед.
	%	тонн							
№34 опытные Ø30мм	37,9	150,0	142,77	165,31	189,2	211,74	603748	278404	0,4611
№14 текущие Ø40мм	39,3	151,1	150,64	156,02	203,5	208,9	637357	294380	0,4619

Удельный расход мелющих тел на 1 тонну переработанной руды (а_ш) и произведенного концентрата секцией (В_ш), за период определения технологических показателей, определяется формулами:

$$a_{ш} = \frac{G_{ш} + (G_{н} - G_{к})}{T} \quad (\text{кг/т});$$

$$B_{ш} = \frac{G_{ш} + (G_{н} - G_{к})}{T \cdot \gamma} \quad (\text{кг/т}).$$

где $\gamma = \frac{P_{кон}}{T}$ - выход конечного концентрата секции, дол. ед.;

По данным табл. 5 удельный расход МШ составил:

- опытных Ø 30 мм (группа твердости III, производство ПАО “ДМПЗ”) по мельнице третьей стадии измельчения №34 секции №3 РОФ-2:

- по исходной руде – 0,3134 кг/т руды;

- по концентрату марки К3 – 0,6796 кг/т концентрата;

- текущего Ø40 мм (группа твердости III, производство ПАО “МК “Азовсталь”) по мельнице третьей стадии измельчения №14 секция 1 РОФ-2:

- по исходной руде – 0,3193 кг/т руды;

- по концентрату марки К3– 0,6913 кг/т концентрата.

На основании расчетов удельных расходов опытной партии МШ Ø 30 мм в мельнице №34 и сравнительной партии МШ текущей поставки Ø 40 мм в мельнице №14 РОФ-2, удельный расход МШ Ø30 мм ниже, чем МШ Ø 40 мм:

$$\Delta a_{\text{ш}} = 0,3193 - 0,3134 = 0,006 \text{ (кг/т руды);}$$

$$\Delta B_{\text{ш}} = 0,6913 - 0,6796 = 0,012 \text{ (кг/т концентрата).}$$

Выводы: впервые в Украине в рамках вертикально-интегрированного холдинга реализована сквозная технологическая схема производства МШ малого диаметра III и IV группы твердости из непрерывнолитой углеродистой стали, отливаемой в передельную заготовку малого сечения: от 120x120 мм до 150x150 мм. Разработанный технологический регламент прокатки и термической обработки позволил за первые шесть месяцев с момента начала освоения ШПС 30...80 производить МШ групп твердости III и IV трёх типоразмеров. Промышленные испытания мелющих шаров Ø30 мм группы твердости III в условиях ПАО “Южный горно-обогатительный комбинат” показали, что при замене ними мелющих шаров Ø40 мм группы твердости III текущей поставки ПАО “МК “Азовсталь” не менее чем на 1,37% повышается эффективность измельчения (по готовому классу крупности – 0,074) при практически неизменных качественных показателях концентрата, а также сокращения их удельных расход на 0,006 и 0,012 кг/т руды и концентрата марки К3 соответственно.

Список литературы

1. Blickensderfer R., Tylczak J.H. Evaluation of commercial US grinding balls by laboratory impact and abrasion test // Minerals & Metallurgical processing. - 1989, May. -P. 80-86.
2. Андреев С.Б., Зверичев В.В., Перов В.А. Дробление, измельчение и грохочение. - М.: Недра. - 1986. - 392 с.
3. Щербаков О.К., Редькин Г.Н., Балашов Г. В., Дятлова С.Ф. О снижении расхода мелющих тел при измельчении руд // Обогащение руд черных металлов.- М.: Недра. - 1979. - Вып. 8. - С. 57-63.

4. Редькин Г.Н., Дятлова С.Ф., Игошин Г.И., Гаврилец М.Г. Промышленные испытания мелющих шаров усовершенствованной термической обработки // Горный журнал. - 1983. - № 4. -С. 61.
5. Новая технология упрочняющей термической обработки мелющих шаров в потоке стана / В. Я. Савенко и [др.] // Сталь. - 1983. - № 1 -С. 57-59.
6. Бахтилов, Н.Е. Использование отработанных шаров шаровых мельниц I стадии измельчения // Черметинформация. - 1980. - Вып. 9. - С.23.
7. Строительство шаропрокатного стана на ПАО “Донецкий металлопрокатный завод” / В.Ю. Кулак и [др.] // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2014. - №5. - С. 36-39.
8. Высокоэффективные технологические схемы и интеграция - основа повышения качества проката ответственного назначения / А. А. Минаев и [др.] // Металл и литьё Украины. - 2002. - №7-8. - С. 35-37.

УДК 621.73: 620.191.32

ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА ОБРАЗОВАНИЕ ОКАЛИНЫ В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ ПЕРЕД ПРОКАТОМ

Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Федина В.В., Жиденко А.И.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", Россия,

г. Старый Оскол

dakatuli@bk.ru

***Аннотация.** В статье представлены методики и результаты исследований по угару металла при нагреве. В ходе испытаний было установлено, что окислительный процесс в большей степени определяется временем выдержки металла в нагревательной печи, кроме температуры нагрева большое значение имеет атмосфера в печи, при увеличении содержания CO₂ процесс образования окалина значительно интенсифицируется.*

***Ключевые слова:** угар металла, окалина, обезуглероживание, диффузия кислорода, время выдержки*

INFLUENCE OF DIFFERENT FACTORS ON THE SCALE FORMATION IN THE HEATING FURNACE BEFORE ROLLING

Timofeeva A.S., Nikitchenko T.V., Fedina V.V., Zhidenko A.I.

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

dakatuli@bk.ru

***Annotation.** The methods and results of the researches concerning the waste of metal by heating*

are represented in this Article. During the tests there was specified that the oxidizing process is determined in a greater degree by the hold time of the metal in the heating furnace, besides the heating temperature the atmosphere in the furnace has a great importance, decrease in CO₂ content facilitates the significant intensification of the scale formation process.

Key words: *waste of metal, scale, decarbonization, oxygen diffusion, hold time*

Введение

Исследования процессов окисления сталей при высоких температурах ведутся давно, особенно интенсивно в послевоенные годы с развитием космической промышленности. Проблема окисления и обезуглероживания сталей в процессах термической обработки перед обработкой давлением особенно обострилась с развитием ресурсосберегающих технологий, так как в большинстве печей термической обработки металла образуется окалина в среднем 3-4% от массы нагреваемого металла [1-5].

В нагревательных печах окислительной атмосферой могут являться дымовые газы, полученные в результате сжигания топлива, идущего на отопление печи. Это может быть кислород, воздух, водяной пар, углекислый газ, которые представлены по уменьшению активности окисления металла [3,6,7,8].

1. Влияние температуры времени выдержки металла в печи на образование окалины

В СТИ НИТУ «МИСиС» были проведены эксперименты, направленные на определение образования окалины углеродистой стали в зависимости от времени и температуры выдержки металла в печи нагрева.

Для экспериментов брали углеродистую сталь, образцы которой были выполнены в виде цилиндров радиусом 2 см и высотой 5 см. Образцы до начала эксперимента взвешивались на весах с точностью до 0,01 г, определялись размеры с помощью электронного штангенциркуля, а затем помещались в печь SNOL. Нагрев образцов производился при температурах – 950°C, 1020°C, 1110°C. Время выдержки образцов составляло 45 мин, 90 мин, 135 мин, 180 мин.

Угар металла определялся гравиметрическим методом, который заключается в измерении массы образца до и после опыта [9]. При этом измеряли и привес (увеличение массы за счет присоединения кислорода) и убыль после удаления окалины. Окалину удаляли после охлаждения образца механическими способами. Массу угара относили к начальной массе образца. Все эксперименты были продублированы.

2. Результаты экспериментов

Усредненные результаты представлены в таблице 1.

Как видно из данных таблицы, угар металла, определенный по массе окалины в большинстве случаев несколько превышает расчетную величину угара, определенную по массе присоединенного кислорода в пересчете на FeO. Это обусловлено погрешностями механической очистки окалины, куда попадают частицы чистого металла. Однако, несмотря на наличие погрешности, можно судить о степени влияния времени выдержки и температуры нагрева. Зависимость угара металла от времени выдержки представлена на рис. 1. Результаты эксперимента показывают, что окислительный процесс наиболее интенсивен в первые 2 часа, затем скорость образования окалины снижается, что обусловлено снижением скорости диффузии кислорода через образовавшийся оксидный слой.

Зависимость угара металла от температуры нагрева представлена на рис. 2.

Таблица 1 – Окисление металла при нагреве

Время выдержки, мин	Температура нагрева, оС	Прирост массы металла за счет присоединения кислорода, г	Убыль массы после очистки от окалины, г	Угар металла по приросту массы, %	Угар металла по массе окалины, %
45	950	1,7	2,95	0,44	0,13
90	950	1,1	3,9	0,28	0,29
135	950	3,1	14,15	0,90	1,11
180	950	3,2	13,975	0,84	1,15
45	1020	0,20	0,55	0,05	0,04
90	1020	1,90	9,05	0,49	0,73
135	1020	5,25	20,05	1,41	1,59
180	1020	4,30	20,25	1,14	1,69
45	1110	0,20	1,35	0,12	0,05
90	1110	3,35	12,20	0,92	0,87
135	1110	6,10	26,90	2,19	1,61
180	1110	7,75	27,70	2,15	2,09
В условиях частичной восстановительной атмосферы (добавление CO)					
45	950	0,65	2,30	0,17	0,17
90	950	1,10	4,35	0,29	0,34
135	950	3,10	14,15	0,85	1,21
180	950	1,90	11,30	0,52	1,04

Представленные зависимости говорят о том, что угар металла практически прямопропорционально возрастает по мере роста температуры нагрева металла при времени выдержки металла более двух часов [7,9,10]. При кратковременном нагреве – менее 1 часа увеличение температуры нагрева практически не сказалось на росте окалины.

Анализ данных зависимостей показал, что увеличение температуры нагрева на 70°С – 90°С приводит к увеличению угара металла на 0,2 – 0,5%, в то время как увеличение времени выдержки на 45 мин вызывает рост угара металла на 0,7 -0,9%

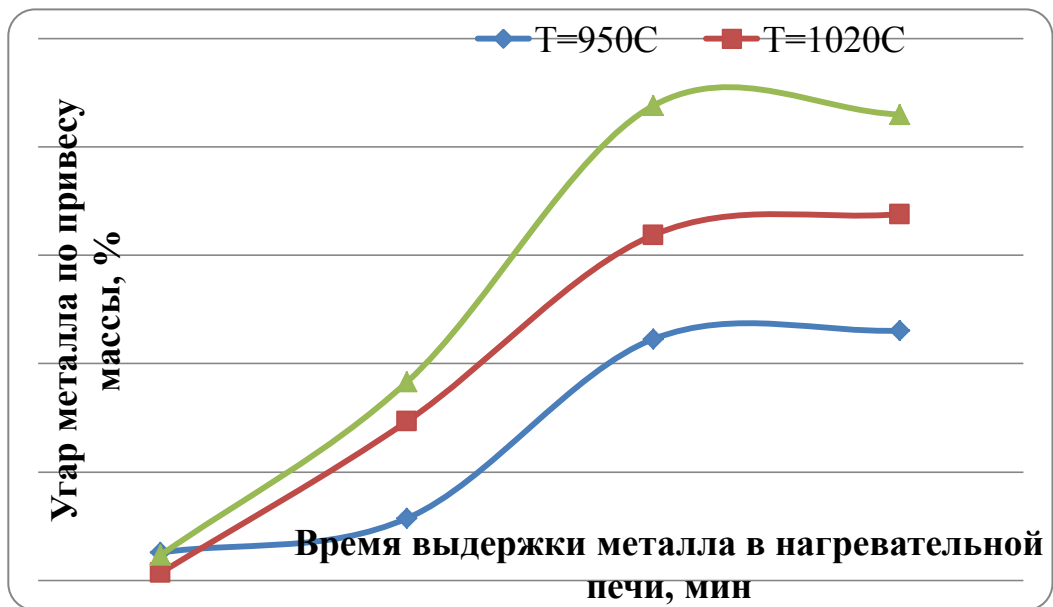


Рис.1 – Влияние времени выдержки на величину угара металла при нагреве

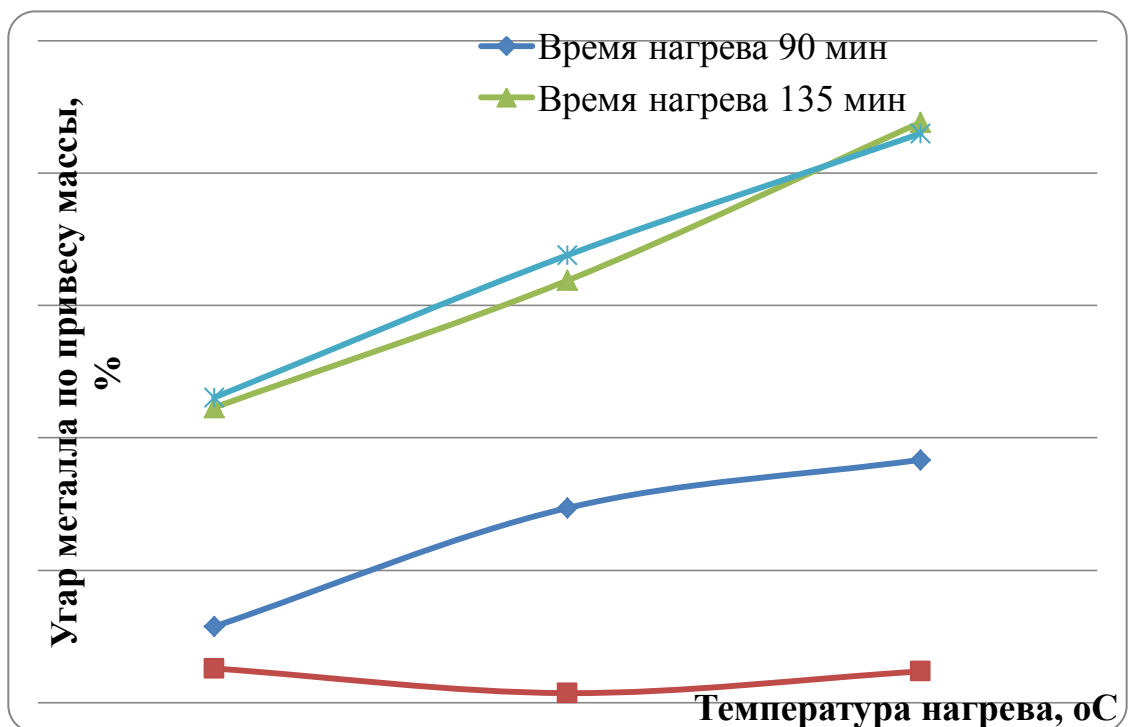
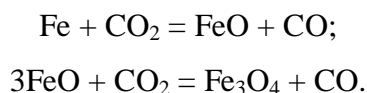


Рис.2 – Влияние температуры нагрева на величину угара металла

3. Эксперименты по влиянию восстановительной атмосферы на окалинообразование и результаты

В целях создания восстановительной атмосферы был проведен нагрев металла на подложке коксовой мелочи. Результаты эксперимента представлены на рис. 3.

Как видно и представленной диаграммы, при температуре нагрева 950°C удалось частично снизить концентрацию кислорода, и окалинообразование металла несколько снизилось. При более высоких температурах, углерод окислялся до полного оксида CO₂, который в свою очередь является активным окислителем железа по реакциям:



Наибольшая интенсификация окислительных процессов металла с помощью CO₂ наблюдается при температуре 1100°C при времени выдержки металла 180 мин. Таким образом, снижая коэффициент расхода воздуха на горелочных устройствах, можно организовать процесс горения природного газа с недожогом, что приведет к созданию восстановительной атмосферы в печи нагрева[3,5]. Взаимодействие остаточного количества CO с кислородом возможно непосредственно в пространстве печи, но при этом время взаимодействия диоксида углерода с металлом сократится.

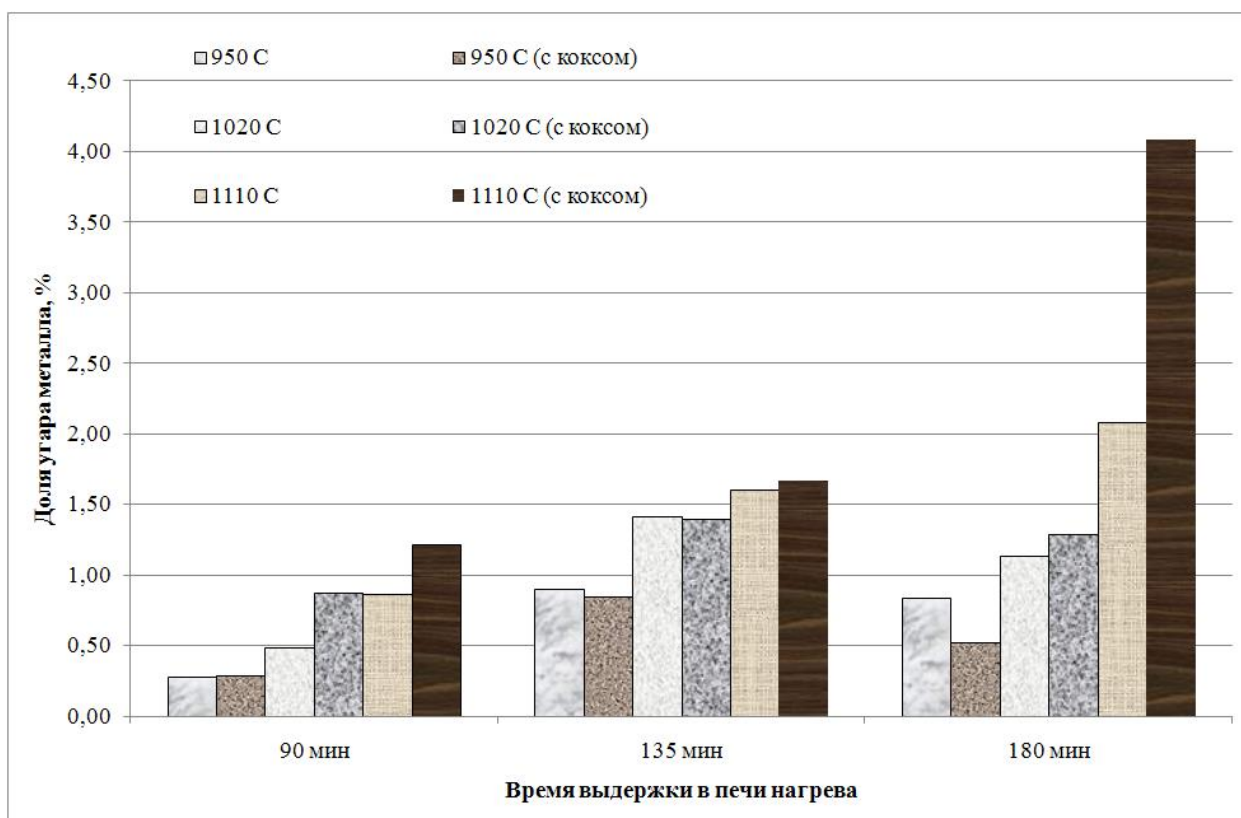


Рис. 3 – Изменение окалинообразования при повышении концентрации оксида углерода в печной атмосфере

Выводы: Путем снижения расхода воздуха на горелки нагревательной печи до 0,8 возможно создание в печи «восстановительной» атмосферы, что будет способствовать снижению скорости окислительных процессов, и позволит уменьшить окалинообразование металла.

Список литературы

1. Темлянцев М. В., Михайленко Ю., Е. Окисление и обезуглероживание стали в процессах нагрева под обработку давлением. – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.
2. Телегин А.С., Авдеева В.Г. Теплотехника и нагревательные устройства. М.: Машиностроение, 2006. 248 с.
3. Мороз С.С. Исследование окалинообразования в зависимости от концентрации печных газов при нагреве заготовок в методической печи автореферат дис. 2009. -23с.
4. Манюров Ш.Б. Разработка технологии снижения поверхностного окисления и обезуглероживания стальных заготовок при нагреве с применением кратковременных технологических защитных покрытий. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва. - 2014г. 158с.
5. Базайкина О.Л. Темлянцев М.В., Казимиров С.А., Самойлов М.О., Чипурина А.О. Исследование угара легированных сталей марок 40ХН, 34ХН1М, 5ХНМ при нагреве под обработку давлением. ПВсероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых ученых, Институт материаловедения и металлургии УрФУ. Г. Новокузнецк. 28-29 марта 2013г.
6. Скворцов А.А., Акименко А.Д., Кузелев М.Я. Безокислительный и малоокислительный нагрев стали под обработку давлением. М.: Машиностроение, 1968. 270 с.
7. Северденко В.П., Макушок Е.М., Равин Е.М. Окалина при горячей обработке металлов давлением. М.: Металлургия, 1977. 208 с.
8. Губинский В.И. Уменьшение окалинообразования при производстве проката. К.: Техника, 1981. 135 с.
9. Жиденко А., И.Зубова Д. Е., Ряполов В.В., Тимофеева А.С. Исследование влияния кокса в атмосфере печи на окисление. «Научное сообщество студентов XXI столетия. Технические науки»: Электронный сборник статей по материалам XXXIII студенческой международной научно-практической конференции. — Новосибирск: Изд. «СибАК». — 2015. — № 6 (32)/ [Электронный ресурс] — Режим доступа. — URL: [http://www.sibac.info/archive/Technic/6\(32\).pdf](http://www.sibac.info/archive/Technic/6(32).pdf). с.48-54.
10. Темлянцев М.В. Высокотемпературное окисление и обезуглероживание кремнистых пружинных сталей /М.В.Темлянцев, Н.В.Темлянцев //Заготовительные производства в машиностроении, 2005.- №3.-с.50-52.

МЕХАНИЗМ КОРРОЗИОННОГО РАЗРУШЕНИЯ ЖАРОСТОЙКОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ

Иванов Д.И., Кожухов А.А.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО
"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", Россия,
г. Старый Оскол
axel-crusader@mail.ru

***Аннотация.** В статье затронуты вопросы, связанные с механизмом протекания межкристаллитной коррозии в колосниках обжиговых тележек во время их эксплуатации. Проведены микроисследования колосников на разных сроках эксплуатации. Определены зоны колосника, в которых протекает межкристаллитная коррозия. Установлено, в какой зоне обжиговой машины при эксплуатации детали процесс межкристаллитной коррозии получает наибольшее развитие. Выполнена оценка влияния режима эксплуатации колосников на протекание межкристаллитной коррозии. Рассмотрены вопросы устранения межкристаллитной коррозии в колосниках.*

***Ключевые слова:** коррозия, диффузия, колосники, сталь, дефекты, микроструктура, эксплуатационный ресурс, межкристаллитная коррозия.*

MECHANISM OF CORROSION DESTRUCTION OF HEAT-RESISTANT CHROMIUM- NICKEL STEEL

Ivanov D.I., Kozhuhov A.A.

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

***Abstract.** The article touched upon issues related to the mechanisms of intergranular corrosion in the fire bars calcination truck during their exploitation. Micro studies were conducted on the fire bars at different stages of exploitation. The zones of the fire bars, which intergranular corrosion takes place identified. It is established which a zone of the machine for pelletization in the operation details the intergranular corrosion process receives the greatest development. The evaluation of the impact of the mode of operation conditions fire bars on the course intergranular corrosion. Questions of eliminating intergranular corrosion on fire bars were examined.*

***Keywords:** corrosion, diffusion, fire bars, steel, defects, microstructure, service life, intergranular corrosion.*

Исходя из данных макроанализа колосников обжиговых тележек из стали 40X24H12СЛ можно сделать следующий вывод: все колосники подвержены коррозионному разрушению, протекающему с первых месяцев после начала эксплуатации, что является основной причиной их раннего выхода из строя и единственной причиной не нашедшей решения на сегодняшний день.

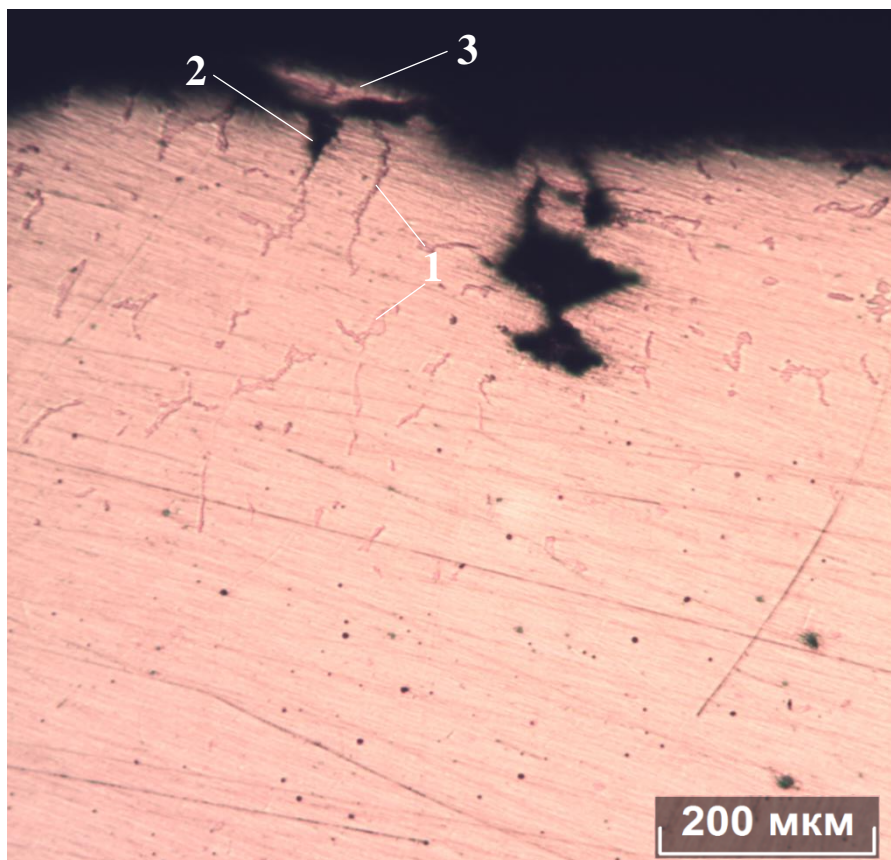


Рис. 1. Крупные выделения карбидов 1, коррозия распространяющаяся по ним 2 и отслаивающиеся участки 3 у «верхней» поверхности не травленого шлифа из колосника после 6 месяцев эксплуатации, увеличение x150.

С целью определения механизма коррозии был проведен микроанализ на металлографическом микроскопе МЕЛТЕСННОИМ7200 с программой анализа изображения ТНХОМЕТПРО всех 4х поверхностей колосников со сроком эксплуатации до 8 месяцев. В результате анализа (рис. 1) были обнаружены крупные выделения карбидов 1, коррозия распространяющаяся по ним 2 и отслаивающиеся участки детали 3, присутствующие только с одной стороны детали – верхней. Установлено, что плотность выделений карбидов резко падает на глубине 500 мкм от «верхней» поверхности колосника, что является следствием

большого градиента температур по сечению детали во время эксплуатации. Стоит отметить, что выделения видны уже при небольшом увеличении и на не травленном шлифе.

После детального микроанализа поверхностей колосников на разных сроках эксплуатации был сделан вывод о том, что карбидообразование идет с самого начала эксплуатации колосников, а коррозионное разрушение детали начинается с 3го месяца эксплуатации. На шлафах колосников после 3х месяцев эксплуатации уже обнаруживаются крупные карбидные выделения и разрушения по их границам (рис. 2). Причиной разрушения крупных карбидных выделений является их хрупкость, во время эксплуатации (термоциклирования) колосника происходит изменение объёма детали, приводящее к возникновению внутренних напряжений, в результате чего, крупные карбиды разрушаются.

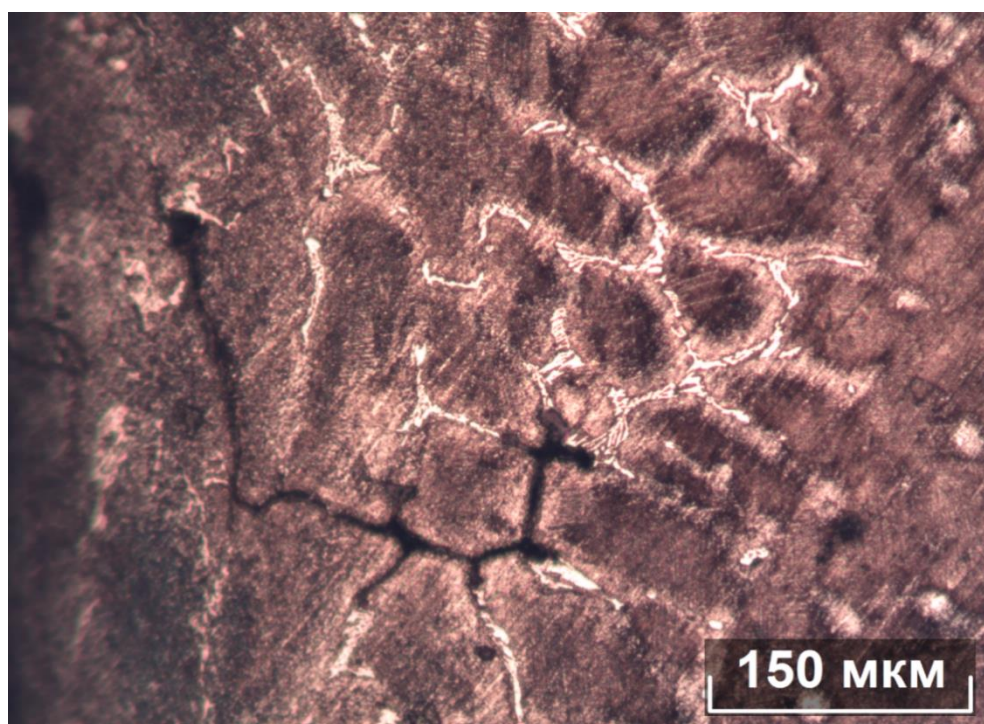


Рис.2. Разрушение «верхней» поверхности колосника после 3 месяцев эксплуатации по границам выделений крупных скелетообразных карбидов, травленный шлиф, увеличение x300.

Для определения происхождения крупных карбидных выделений были проведены металлографические исследования поверхностей колосников после литья, аналогичные выделения не были обнаружены, карбидные выделения у всех четырех поверхностей детали имели одинаково малые размеры и степень распространения. Стоит отметить, что укрупнение карбидных выделений происходит от поверхности детали к её центру, что вполне обоснованно, т.к. карбиды у поверхности отливки не успевают сформироваться из за быстрого теплоотвода, после эксплуатации наблюдается противоположная картина. Таким

образом, можно сделать вывод о том, что карбиды сформировались во время эксплуатации отливки.

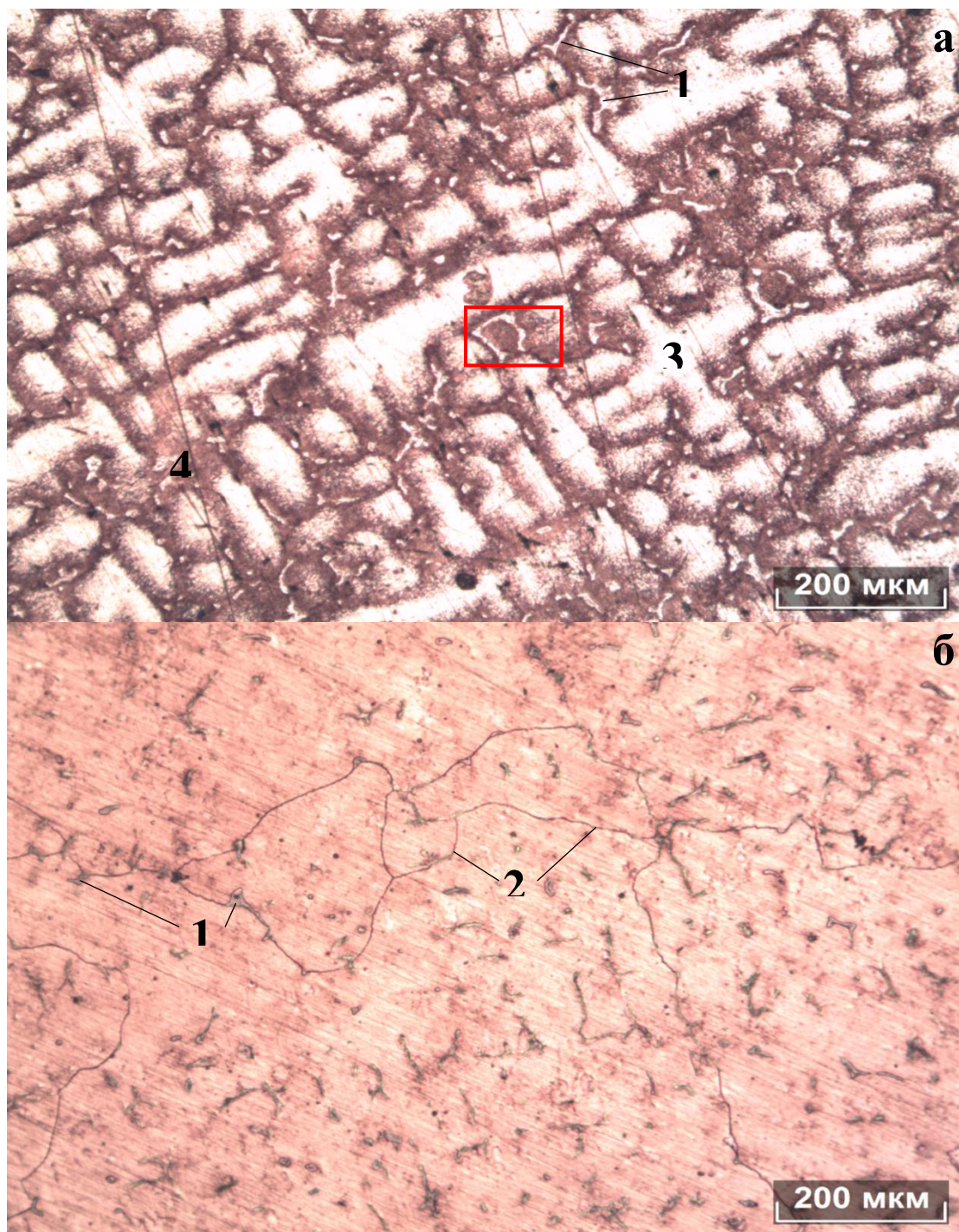


Рис. 3. Микроструктура 5 мм от «верхней» или рабочей поверхности колосников на травленных шлифах: а – после 8 месяцев эксплуатации (красным выделена зона более детального изучения), б – после литья, увеличение x150.

Обозначения: 1 – крупные карбиды, 2 – границы зёрен, 3 – дендрит, 4 – междендритный участок («затемненная зона»).

Для определения интенсивности процесса карбидообразования были проведены исследования в 5 мм от «верхней» поверхности колосников до и после 8 месяцев эксплуатации. Исходя из полученных данных (рис. 3), установлено, что процесс образования крупных карбидов 1 идет в междендритных участках 4 как во время литья (рис. 3б) так и во время эксплуатации детали (рис. 3а). Необходимо отметить, что оба шлифа травились одним травителем с одинаковым временем травления, но дендритное строение (дендриты 3 и междендритные или «затемнённые» участки 4) до эксплуатации не различимо. Для объяснения этого явления было проведено исследование «затемнённого» или междендритного участка выделенного красным (рис. 3а) при большем увеличении. В результате установлено, что «затемнение» в междендритных участках вызвано большим количеством мелких карбидов (рис. 4). Исходя из изложенного следует, что в междендритных участках во время эксплуатации обильно идет процесс образования, коагулирования и укрупнения карбидов.

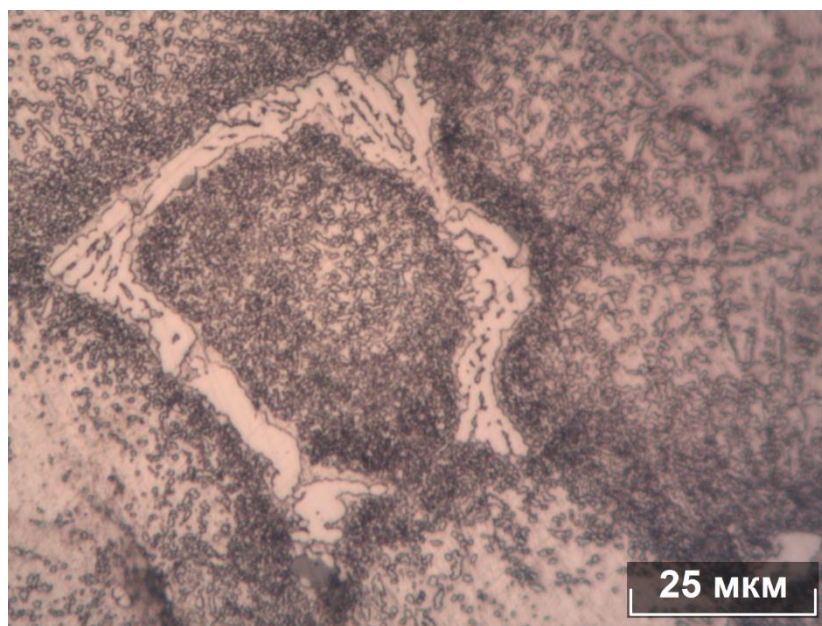


Рисунок 4. Детальное изучение «затемнённой» или междендритной зоны колосника после 8 месяцев эксплуатации (выделение красным рисунок 3, а), на изображении крупный скелетообразный карбид и большое количество мелких карбидов вокруг, увеличение x1500.

Исходя из вышеизложенного можно сделать вывод о протекании в детали разрушительного процесса межкристаллитной (интеркристаллитной) коррозии (МКК) во время эксплуатации. Известен механизм МКК описанный автором [1] для хромоникелевых нержавеющей сталей аустенитно-ферритного класса после закалки (с пересыщенным аустенитом) с содержанием углерода более 0,005 %. Автор делает вывод о том, что МКК

протекает на границах зёрен с образованием карбидной фазы ($M_{23}C_6$) с участием всего углерода в матрице металла, а хрома, лишь из приграничных участков, таким образом, появляются зоны с пониженным содержанием хрома (менее 12 %) у границы зёрен, при этом, коррозионное разрушение распространяется в глубь металла по исключительно по этим границам.

Для колосников из стали марки 40X24H12CЛ механизм протекания МКК следующий: при эксплуатации, в зонах детали наиболее обогащенных хромом (в междендритных участках) развивается процесс образования, роста и коагулирования карбидов. обеднение матрицы металла хромом происходит, в основном, в междендритных участках и частично по границам зёрен. При достижении карбидом определённого размера происходит его разрушение в результате действия внутренних напряжений в колоснике, вызванных изменением его объёма при термоциклировании. Далее происходит отслаивание отдельных участков детали по границам разрушенных выделений карбидов. Для предотвращения протекания МКК в стали при эксплуатации необходимо снижать содержание углерода в стали.

Выводы:

Процесс карбидообразования в колоснике имеет максимальное развитие при нахождении последнего в зоне обжига, соответственно, для увеличения срока службы колосников необходимо сократить простой оборудования обжиговой машины, которые производятся без отсечек газа.

Доказано, что процесс карбидообразования протекает на всем сроке эксплуатации колосников, при этом происходит не только рост уже сформированных карбидов, но и зарождение новых, и, при дальнейшей эксплуатации, их коагулирование и рост. Определено, что процесс коррозионного разрушения детали по механизму МКК идет только с одной стороны детали, той, которая направлена в сторону противоположную направлению теплоносителя в зоне обжига. Определён механизм коррозионного разрушения колосников во время эксплуатации, по механизму МКК. Доказано, что образование карбидной фазы протекает, в основном, в междендритных участках, т.к. они имеют повышенную концентрацию хрома. Дабы в дальнейшем исключить подобное коррозионное разрушение необходимо понижать количество углерода в стали или прибегнуть к изменению технологии производства (разливки) колосника. В стали после литья присутствует тонкая карбидная сетка по границам зёрен, что понижает эксплуатационный ресурс изделия, выходом может быть термообработка, предусмотренная ГОСТ 977-88 для данной марки стали, которая приведет к коагулированию карбидов и разрушит карбидную сетку.

Список литературы

1. Гуляев А. П., Гуляев А. А. Металловедение. Учебник для вузов 7-е издание. – Москва: Металлургия, 2011. – 643 с.

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА УЛЬТРАЗВУКОВОГО ПРЕССОВАНИЯ ПРИ
СБОРКЕ СТОЕК СТАБИЛИЗАТОРА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ
ЭЛЕМЕНТОВ**

Гун И.Г.¹, Смирнов А.В.², Гун Е.И.²,

Куцепендик В.И.², В.В. Сальников В.В.¹

¹ЗАО НПО «БелМаг», Россия, г. Магнитогорск

²ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.

Носова», Россия, г. Магнитогорск

i-gun@yandex.ru

Аннотация. Рассмотрен процесс создания неразъемных соединений при производстве автокомпонентов путем прессования пластиковых деталей с воздействием ультразвуковых колебаний деформирующего инструмента. Создана и описана модель процесса ультразвукового прессования с использованием метода конечных элементов.

Ключевые слова: конечно-элементное моделирование, стойка стабилизатора, ультразвуковое прессование

**FINITE ELEMENT MODELING STABILIZER LINK MANUFACTURE WITH
ULTRASONIC PRESSING PROCESS**

Gun I.G.¹, Smirnov A.V.², Gun E.I.²,

Kutsependik V.I.², Salnikov V.V.¹

¹JSC BelMag, Russia, Magnitogorsk

²«Nosov Magnitogorsk State Technical University», Russia, Magnitogorsk

i-gun@yandex.ru

Abstract. Process of creating a permanent connection during production of automotive parts by pressing plastic parts under ultrasonic vibrations of a deforming tool is observed. Finite element model of an ultrasonic pressing process is developed and described.

Key words: finite element modeling; stabilizer link; ultrasonic pressing

В связи с происходящими в России процессами импортозамещения и технологического перевооружения на предприятии ЗАО НПО «БелМаг» освоено производство стоек стабилизатора поперечной устойчивости автомобиля с применением процесса прессования пластиковой детали со значительными степенями деформации с целью получения неразъемного соединения с ответной стальной деталью [1-4].

Особенностью процесса является использование ультразвуковых колебаний пуансона для разогрева материала детали с целью придания материалу пластичности, обеспечивающей возможность его эффективного формоизменения последующим прессованием (рис 1).

Источник колебаний 1 генерирует электрические колебания, которые в конвертере 2 преобразуются в механические ультразвуковые колебания. Бустер 3 преобразует колебания и передаёт их на пуансон 4, который передаёт механические колебания вдоль вертикальной оси в зону прессования, вызывая нагрев материала детали 5 и осуществляя его прессование. В результате процесса должен быть получен бурт требуемых геометрических размеров без нарушения целостности материала, обеспечивающий требуемые прочностные показатели.

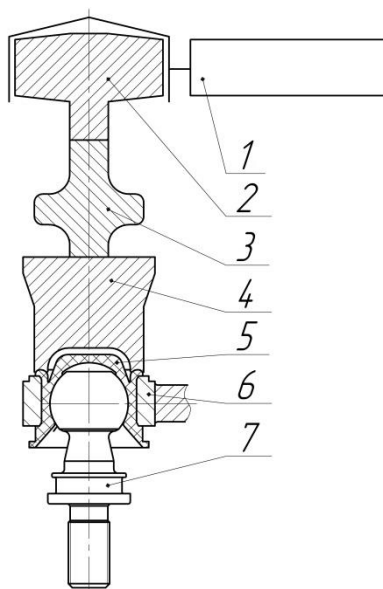


Рис 1. Принципиальная схема процесса ультразвукового прессования: 1 – источник колебаний, 2 – конвертер, 3 – бустер, 4 – пуансон, 5 – опрессовываемая деталь – вкладыш стойки стабилизатора, 6 - корпус стойки стабилизатора, 7 – шаровой палец стойки стабилизатора

Предлагаемый технологический цикл ультразвукового прессования состоит из следующих операций: подача пуансона без генерации ультразвуковых колебаний до достижения определённого усилия поджатия; генерация ультразвуковых колебаний источником по команде управляющего компьютера; дальнейшая подача пуансона с усилием прессования одновременно с ультразвуковым воздействием до достижения необходимого критерия; прекращение генерации ультразвуковых колебаний, обратный ход пуансона. Такой технологический цикл ультразвукового прессования позволяет технически реализовать конструкцию, обладающую по сравнению с традиционной (с фиксирующим буртом, формируемым пластической деформацией металла корпуса) следующими

преимуществами: сниженный вес и уменьшенное количество комплектующих; меньшая стоимость комплектующих; меньшие затраты энергии на процесс сборки [5].

Форму деформированного бурта во многом определяет геометрия пуансона. В связи с тем, что создание пуансонов с различными формами рабочих поверхностей требует больших финансовых и временных затрат, для их сокращения при выборе рациональной формы пуансона выявлена необходимость создания модели, описывающей течение процесса. Для выполнения этой задачи была разработана модель процесса ультразвукового прессования с использованием метода конечных элементов.

Для сокращения затрат машинного времени рассматривалась модель 1/12 части шарнира с наложенными граничными условиями симметрии. Динамический расчет с учетом физической и геометрической нелинейности проводился методом конечных элементов по явной схеме интегрирования. Упруго-пластическое поведение материала описывалось билинейной диаграммой напряжения-деформации. Кроме того, в связи с тем, что пластичность материала вкладыша растет с ростом температуры, для учета воздействия ультразвука в процессе прессования в модели была выделена область материала, обладающего пониженными модулем упругости и пределом текучести (рис. 2, а).

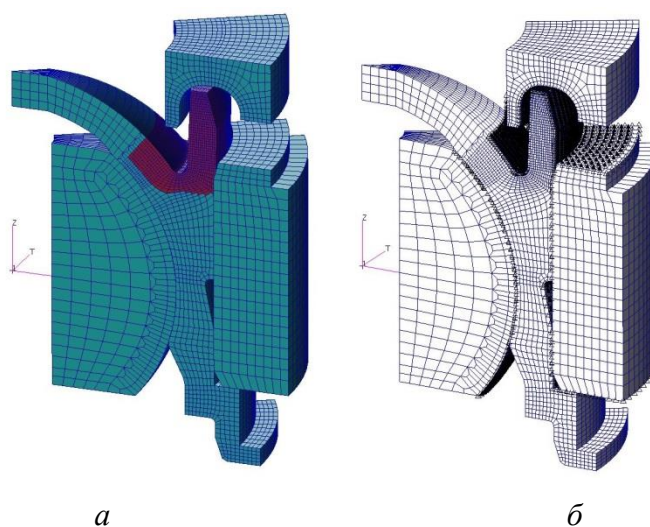


Рис. 2. Конечно-элементная модель процесса: а – зона материала с повышенными пластическими свойствами (выделена темным цветом), б – контактные ограничения, наложенные на модель

В состав конечно-элементной модели входят модели шарового пальца, корпуса, вкладыша и пуансона. Модели указанных деталей составлены из объемных восьмиузловых гексаэдров, имеющих три степени свободы в узле для вычисления действующих силовых факторов и перемещений, и одну точку интегрирования в центре элемента для определения напряжений и деформаций. В модель введены дополнительные балочные элементы, для определения усилия прессования, по которому проводится проверка адекватности модели.

В модель включены следующие нагрузки и граничные условия:

1. Осесимметричность задачи.
2. Заделка в узле балочного элемента, исключающая перемещения вдоль трёх координат.
3. Контактные ограничения (пуансон-вкладыш, вкладыш-корпус, вкладыш-палец), смоделированные по принципу "Мастер-поверхность – Зависимые узлы" (Master Surface – Slave Nodes), реализующему метод штрафных функций: поверхность, образованная внешними границами конечно-элементной сетки корпуса, может передавать нагрузку при контакте с зависимыми узлами пальца. В модели заданы возможные места контактов парами контактирующих поверхностей и узлов (рис. 2, б).
4. Принудительное перемещение с постоянной скоростью, приложенное к пуансону.

Проведенное моделирование показало характер течения материала вкладыша, приведенный на рис. 3.

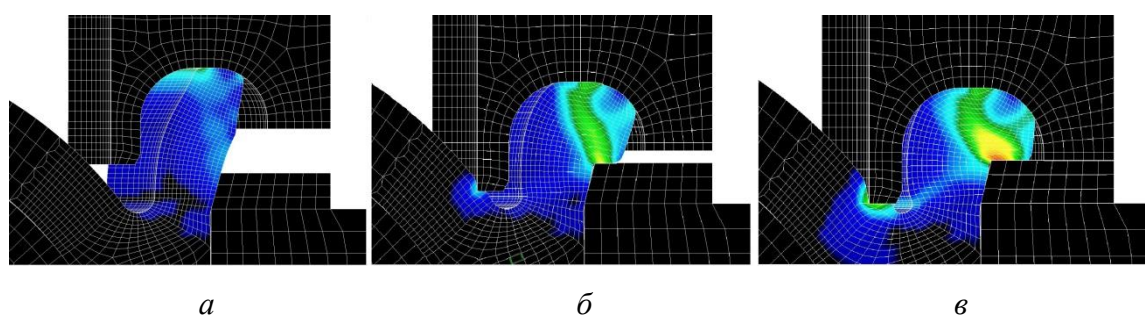


Рис. 3. Полученный при моделировании характер деформации материала вкладыша; а – в – последовательные стадии ультразвукового прессования

На рис. 4 приведен характер протекания процесса, полученный экспериментально путем остановки пуансона на различных стадиях процесса и фотографирования профиля опрессовываемого бурта. Сравнение профиля той части вкладыша, которая подвергалась ультразвуковому прессованию, с профилем, полученным с использованием разработанной математической модели на аналогичных стадиях процесса, показало удовлетворительное совпадение формы.

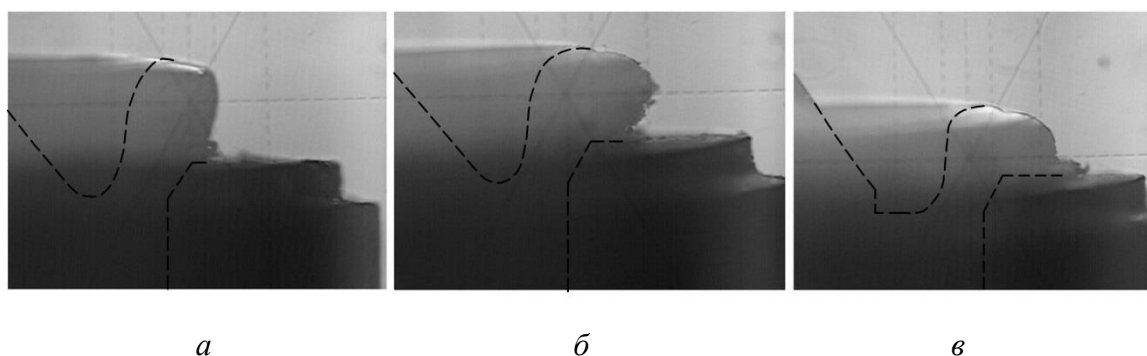


Рис. 4. Полученный экспериментально характер деформации материала вкладыша; а – в – последовательные стадии ультразвукового прессования

В процессе моделирования выявлены существенные различия по времени протекания процесса между смоделированным и экспериментальным значением, которые объясняются выбором скорости движения пуансона в конечно-элементной модели. Повышенная по сравнению с реальной скоростью выбрана для сокращения затрат машинного времени с учетом того, что в задачи модели не входит расчет времени осуществления процесса.

Таким образом, в условиях ЗАО НПО «БелМаг» разработана математическая модель с использованием метода конечных элементов, позволяющая адекватно описывать изменение формы детали при ультразвуковом прессовании. Полученная модель используется для аналитического исследования процесса ультразвукового прессования вкладыша стойки стабилизатора с целью определения рациональной формы рабочей части пуансона и конечной формы опрессованного вкладыша, влияющей на прочностные параметры получаемого неразъемного соединения.

Список литературы

1. Разработка, моделирование и совершенствование процессов производства шаровых шарниров автомобилей. Гун И.Г., Михайловский И.А., Осипов Д.С., Куцепендик В.И., Сальников В.В., Гун Е.И., Смирнов А.В., Смирнов А.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №1 (45). С.52-57.
2. Разработка процесса планетарно-поворотной обкатки. Михайловский И.А., Куцепендик В.И, Гун Е.И., Гун И.Г., Сальников В.В. Metallургические процессы и оборудование. 2014. №1 (35). С39-45.
3. Комплексная оценка эффективности процессов производства шаровых пальцев. Монография/Гун И.Г. [и др.]; Федеральное агентство по образованию, Гос. Образовательное учреждение высш. Проф. Образования «Магнитогорский гос. Технический университет им. Г.И. Носова». Магнитогорск, 2008.
4. Куцепендик В.И., Гун И.Г., Михайловский И.А., Осипов Д.С., Сальников В.В., Гун Е.И., Смирнов Ар.В., Смирнов Ал.В. Развитие процессов ОМД в производстве автокомпонентов // XIV International Scientific conference «New technologies and achievements in metallurgy, material engineering and production engineering» a collective monograph edited by Henryk Dyja, Anna Kawalek. Series: monographs №31. Czestochowa. 2013. P. 309-316.
5. Применение ультразвукового прессования для создания неразъемных соединений в шаровых шарнирах стоек стабилизатора. Ал.В. Смирнов, И.Г. Гун. Материалы 73-й международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы современной науки, техники, образования». Том 1. С. 225-227.

**РАЗРАБОТКА НОВЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ
ДЮБЕЛЬ – ГВОЗДЕЙ СПОСОБОМ ПОПЕРЕЧНО – КЛИНОВОЙ ПРОКАТКИ**

Бирюков М.А.^{1,2}, Песин А.М.², Чукин М.В.², Бирюков А.В.³

¹ОАО “Магнитогорский металлургический комбинат”, Россия, Магнитогорск

²ФГБОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.
Носова”, Россия, г. Магнитогорск

³ОАО “Магнитогорский метизно – металлургический завод “ММК-Метиз”, Россия,
Магнитогорск

bigmax174@gmail.com

***Аннотация.** Разработан комплекс новых технических решений для производства дюбель-гвоздей, охватывающий новые конструкции как изделий, так и инструмента. Определены рациональные геометрические параметры инструмента при поперечно – клиновой прокатке (ПКП). Приведены результаты математического моделирования методом конечных элементов в программном комплексе «DEFORM 3D» процесса получения дюбелей способом ПКП. Подтверждена адекватность разработанных моделей.*

***Ключевые слова.** Новые технические решения; дюбель - гвоздь; поперечно-клиновая прокатка; моделирование; адекватность модели.*

**THE DEVELOPMENT OF NEW TECHNOLOGICAL SOLUTIONS IN PRODUCTION OF
DOWEL-NAILS BY CROSS-WEDGE ROLLING**

Biryukov M.A.^{1,2}, Pesin A.M.², Chukin M.V.², Biryukov A.V.³

¹OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”, Russia,

Magnitogorsk

²“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

³Open Joint Stock Company “Magnitogorsk Hardware-Metallurgical factory “ММК-Hardware”

bigmax174@gmail.com

***Abstract.** Complex of new technical solutions for production of dowel-nails, comprising new constructions of product and instrument was developed. Rational geometric parameters of the instrument used in cross-wedge rolling were determined. The results of mathematical modeling by the finite element method in the program package «DEFORM 3D» is presented, it shows the process of production of dowel-nails by the cross-wedge rolling. The adequacy of the model was confirmed.*

***Keywords.** New technical solutions; dowel - nail; cross-wedge rolling; modeling; the adequacy of the model.*

В настоящее время широкое развитие в строительстве получила технология прямого монтажа (ТПМ) строительных конструкций к бетонным, железобетонным основаниям, кирпичу, конструкционной стали без предварительного засверливания. Она позволяет поднять производительность при креплении строительных узлов и деталей (до 700 точек в час [1]).

Основной объем дюбелей для ручной забивки, а также для забивки при помощи поршневых пороховых монтажных пистолетов не автоматического действия в России на сегодняшний день производится на предприятии ОАО «ММК-Метиз». В то же время, на рынке все большее развитие получают склеенные в обоймы дюбель – гвозди для автоматических пороховых пистолетов.

Производство дюбелей в мире осуществляется двумя способами [2]:

А. Механической обработкой: фрезерование и токарная обработка. Недостатками механических способов изготовления дюбелей являются малая производительность (для окончательной обработки острия дюбеля используется специализированное оборудование), большой состав оборудования, что влечет за собой трудоемкость процесса изготовления изделия и требует больших энергетических затрат, большая вероятность получения брака из-за неправильной эксплуатации оборудования (например, нарушение регламента замены отрезных ножей).

Б. Пластическим формоизменением: ротационная ковка, штамповка с обкаткой, объемная штамповка, винтовая прокатка и поперечно – клиновья прокатка. Данные процессы, в отличие от механических способов, высокопроизводительны и ресурсосберегающие.

Для производства дюбелей на ОАО «ММК-Метиз» применяется наиболее рациональный и производительный процесс поперечно – клиновой прокатки плитами на автомате – комбайне А1918 (К25), который также осуществляет предварительную штамповку шляпки дюбеля и редуцирование стержня.

Широкое развитие на рынке получают склеенные в обоймы дюбель – гвозди для автоматических пороховых пистолетов. В тоже время, для импортозамещения необходимо освоение производства дюбелей типа «Coilnails» по бетону для пневматических пистолетов. Применение данных типов пистолетов существенно упрощает монтажные работы, снижая себестоимость строительных работ. Освоение гладких (для улучшения входимости в бетон) дюбелей методом поперечно – клиновой прокатки позволит существенно расширить рынок сбыта, организовать производство импортозамещающих видов продукции. Также применяются в строительстве распорные дюбеля (анкера), конструкция которых основана на фиксации изделия в заранее просверленном отверстии в бетонной конструкции за счёт

распора металлической трубки (обечайки) на конусной части изделия при его извлечении из отверстия. На текущий момент основная доля поставок таких изделий на наш рынок осуществляется иностранными фирмами.

Поперечно – клиновая прокатка относится к объемным задачам обработки металлов давлением. Трудность теоретического описания такого процесса заключается в том, что очаг деформации непрерывно, во-первых, вращается вокруг оси заготовки, а во-вторых – перемещается вдоль этой оси. Напряженно – деформированное состояние при таком процессе характеризуется значительной неоднородностью, а экстремальные сочетания напряжений и деформаций могут сопровождаться существенным ухудшением пластических свойств металла. Еще одной ключевой особенностью процесса поперечно – клиновой прокатки является высокая неравномерность конечной деформации по длине острия дюбеля. При этом конечным деформациям, достигающим почти 100%, подвергаются небольшие зоны деформируемой заготовки, и деформация происходит без разрушения.

С использованием программных комплексов «AutoCAD», «DEFORM 3D» была создана модель (рисунок 1) процесса поперечно – клиновой прокатки редуцированной цилиндрической заготовки диаметром 4,5 мм плитами, длиной стержня 60 мм из стали марки AISI-1070 (аналог стали 70), начальный предел текучести которой составляет 750 МПа. Скорость инструмента задается в соответствии с производительностью автомата A1918 и соответствует 180 мм/сек. Количество элементов в сетке задается от 100 до 150 тысяч. Исследовано напряженно – деформированное состояние по всему объему заготовки.

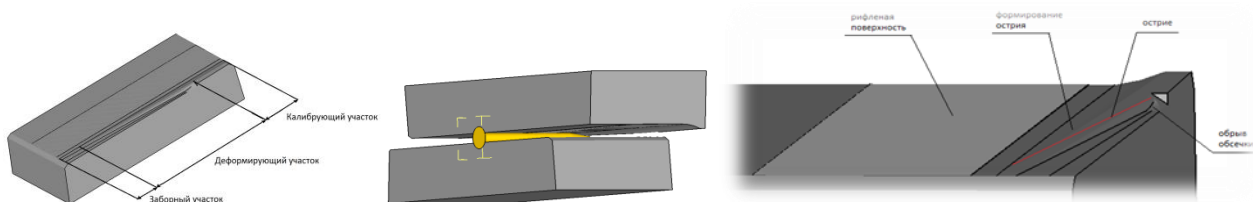


Рис. 1. Моделирование процесса поперечно – клиновой прокатки в программном комплексе «DEFORM 3D»

На рисунках 2, 3 представлены некоторые результаты расчета параметров напряженно-деформированного состояния. На этих распределениях последовательно (позиции А, Б, В) показаны поперечные сечения накатываемого дюбеля по длине очага деформации в соответствии со схемой, представленной на рисунке 4. У каждого рисунка (позиция Г) представлена численная шкала, позволяющая определить конкретные величины параметра в различных точках поперечного сечения профиля.

Исследование напряженно – деформированного состояния и опытно – промышленный эксперимент позволили подобрать рациональные параметры инструмента для производства дюбелей с рифленой поверхностью стержня: ширина дополнительной деформирующей поверхности t_i соответствующая точке, расположенной на деформирующей зоне клина на расстоянии l_i от границы заходного (заборного) и деформирующего участков (рисунок 1), определяется в зависимости от диаметра готового изделия по формуле: $t_i = 3,27 + \frac{1}{2} \cdot d \cdot (1 - m \cdot l_i) - n \cdot l_i$, где d – конечный диаметр дюбеля, m и n – постоянные коэффициенты ($m=0,010417$; $n=0,0325$). Подана заявка на полезную модель (№2015129882). Изготовление инструмента по данному техническому решению относительно существующего аналога [3] практически (на 99,7 % с учетом проведенных экспериментов) исключает искажение формы острия дюбеля, и снижает вероятность преждевременного обрыва обсеки при утонении деформирующей поверхности.

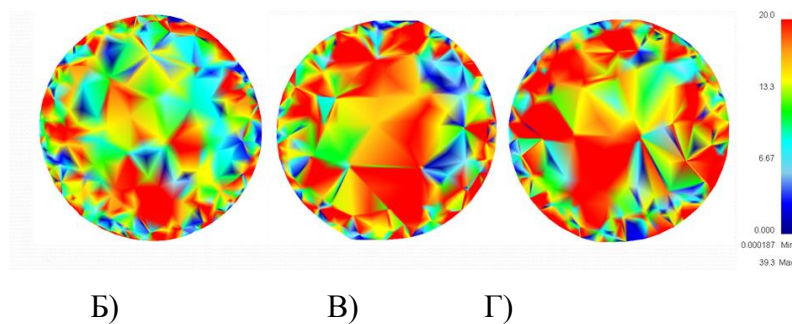


Рис. 2. Интенсивности скоростей деформации в поперечных сечениях накачиваемого дюбеля по длине очага деформации при формировании баллистического острия способом поперечно-клиновой прокатки

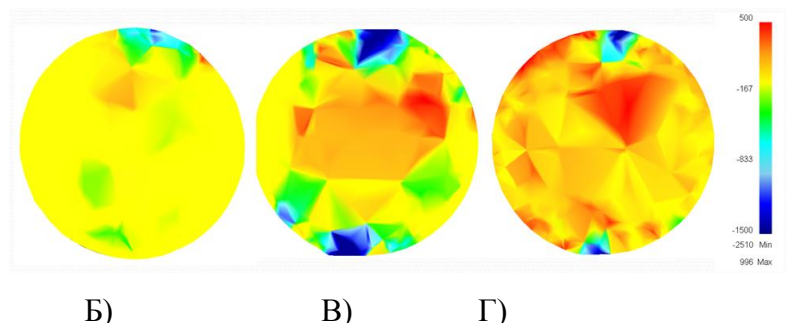


Рис. 3. Нормальные напряжения в поперечных сечениях накачиваемого дюбеля по длине очага деформации в направлении продольной оси при формировании баллистического острия способом поперечно-клиновой прокатки

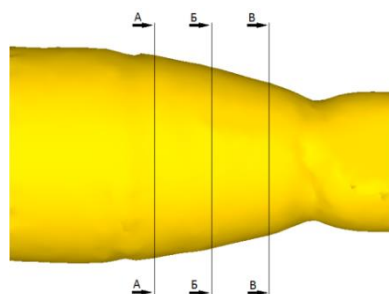


Рис. 4. Схема полученных поперечных сечений накатываемого дюбеля по длине очага деформации

С целью производства дюбелей с гладкой поверхностью стержня способом поперечно – клиновой прокатки подана заявка (№2015129964) на изменение конструкции инструмента (плиты). Плита по предложенной конструкции (рисунок 5) имеет в своем составе установленную сверху металлическую пластину (1) с гладкой поверхностью, высотой от основания головки до границы перехода от цилиндрической части стержня к острию и установленный снизу формирующий острие деформирующий клин (2), под каждым клином установлена дополнительная металлическая пластина с рифленой поверхностью (3), обеспечивающая вращательное и поступательное движение заготовки при формировании острия дюбеля (4).



Рис. 5. Плита для поперечно – клиновой прокатки и готовое изделие

Кроме того, с целью увеличения производительности процесса накатки дюбелей (путем исключения холостого хода плиты в процессе поперечно – клиновой прокатки), рассмотрена схема и подана заявка (№2015129966) на конструкцию инструмента ролик – сегмент. Конструкция такого инструмента обеспечивает также одновременное накатывание резьбы и профилирование поверхности изделия с возможностью накатки сложных профилированных поверхностей. Разработана также новая конструкция распорного дюбеля (полезная модель №2015129970), состоящего из стержня (1), имеющего резьбовой участок (2) на всю длину цилиндрического участка, участок с проточкой (4) и разрезной втулки (3), конический (5) и дополнительный цилиндрический (6) участки (рисунок 6).

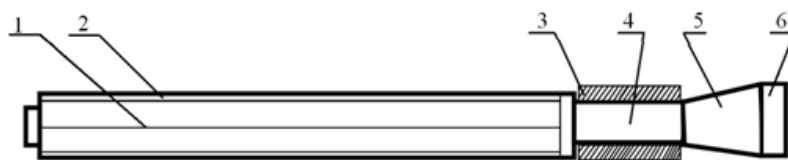


Рис. 6. Распорный дюбель

Таким образом, математическое моделирование позволило подобрать рациональные параметры инструмента для поперечно – клиновой прокатки, что позволило повысить качество острия дюбеля, модернизировать существующее оборудование для выпуска дюбелей с гладкой поверхностью (тип «CN»). Проведены опытно – промышленные эксперименты, подтверждающие адекватность математической модели. Также рассматривается возможность применения инструмента «ролик – сегмент» с целью увеличения процесса накатки дюбелей, а также производства распорного дюбеля. Всего подано 4 заявки на патенты РФ.

Список литературы

1. Технология прямого монтажа. URL: <http://vashdom.ru> (дата обращения: 22.01.2015).
2. В.П. Манин, С.В. Пыхтунова. Совершенствование процесса холодной поперечно – клиновой прокатки / Монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. 103 с.
3. Пат. 1337177 СССР, МПК В21Н 1/18. Способ поперечно-клиновой прокатки участков заострения дюбелей / Никифоров Б.А., Г.В. Бухиник, В.П. Манин, Я.С. Короткин, В.В. Поварич, С.М. Петрик, Е.С. Минеев, Б.М. Ригмант. Опубл. 15.09.1987. Бюл. №34.

УДК 621.735.32+621.73.042

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ТОЧНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ 3-D-МКЭ-МОДЕЛИРОВАНИЯ ПЛАСТИЧЕСКОГО ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ МЕТАЛЛОВ

Белевитин В.А.¹, Коваленко С.Ю.¹, Смирнов Е.Н.², Суворов А.В.¹, Недбайло А.И.¹

¹ ФГБОУ ВПО «Челябинский государственный педагогический университет», Россия,

г. Челябинск

² Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова (филиал) ФГАОУ ВПО

"Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС",

Россия, г. Старый Оскол

mysife@rambler.ru

***Аннотация.** Исследованы возможности при использовании специализированного комплекса Deform 3DV10.2 корректировки расчётных данных до уровня средневзвешенных значений и вероятностный потенциал целенаправленного моделирования несовершенств макростроения кузнечных слитков, в частности, их ликвационной и химической неоднородности, различной плотности и сопротивления деформаций различных слоёв (объёмов), в том числе с учётом термозонального фактора, посредством варьирования размерности конечно-элементной сетки с использованием предварительно полученных экспериментальным путем корректирующих функций.*

Ключевые слова: компьютерное моделирование, обработка металлов давлением, метод конечных элементов (МКЭ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ТОЧНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ 3-D-МКЭ-МОДЕЛИРОВАНИЯ ПЛАСТИЧЕСКОГО ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ МЕТАЛЛОВ

Belevitin V.A.¹, Kovalenko S.Y.¹, Smyrnov Y.N.², Suvorov A.V.¹, Nedbaylo A.I.¹

Chelyabinsk State Pedagogical University, Russia, Chelyabinsk

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

mysife@rambler.ru

***Abstract.** The possibilities of using specialized complex Deform 3D V10.2 adjustments calculated data to the level of average values and the potential of a probabilistic modeling of purposeful imperfections makrostructure forging ingots, in particular, their liquation and chemical heterogeneity of different density and resistance to deformation of different layers (volume), including considering term zones factor by varying the dimensions of the finite element mesh using a previously experimentally obtained corrective functions.*

Keywords: computer simulation, metal forming, finite element method (FEM)

Введение

В настоящее время модернизация существующих и особенно внедрение новых энерго- и ресурсосберегающих технологических процессов обработки давлением (ОМД) затруднены проблемами сокращения сроков и стоимости подготовки производства, недостаточностью инвестиций и жесткой конкуренцией, обусловленной повышенным вниманием к улучшению качества металлопродукции, а также максимальному сокращению энергетических затрат и металла, требующихся для ее производства [1].

Совершенствование проектирования и расчета основных параметров энерго- и ресурсосберегающих технологических процессов ОМД в обеспечение требований рынка конкурентоспособной металлопродукции предъявляет высокие требования к точности и

надежности результатов, получаемых на практике экспериментальными и теоретическими (численными) методами механики деформируемого твердого тела (МДТТ) [2]. При этом опытные данные, получаемые при использовании экспериментальных методов МДТТ являются основой и критерием правильности и точности теоретических (численных) решений. Теории, основанные на применении сложных математических вычислений, не всегда позволяют получить достоверные результаты. В связи с этим разработка новых и совершенствование существующих методов МДТТ может рассматриваться как самостоятельный подход по обеспечению конструирования оптимальных с позиций ресурсосбережения и гарантирования высокого качества конечного продукта технологий пластического формоизменения металлов, реализуемых в процессах ОМД [7].

Отечественными учеными (Г.Я. Гун, В.Л. Колмогоров, А.Г. Овчинников, И.Л. Перлин, А.А. Поздеев, Е.А. Попов, И.П. Ренне, В.С. Смирнов, Г.А. Смирнов-Аляев, Л.Г. Степанский, М.В. Сторожев, И.Я. Тарновский, А.Д. Томлёнов, Е.П. Унксов, К.Н. Шевченко, Л.А. Шофман, С.П. Яковлев и многие другие) была создана научная основа для разработки и совершенствования реализуемых в различных процессах ОМД технологий пластического формоизменения металлов [1]. Описывая сложный комплекс явлений, характерных для пластической деформации металлов и сплавов, исследователи в стремлении создать детальную картину изучаемых процессов приходят к необходимости строить всё более сложные математические модели, которые требуют применения тонкого и эффективного современного математического аппарата не только для определения деформационных и температурных параметров, но и для описания структурных изменений и свойств деформируемого металла [2-3], нахождения накопленных деформаций и условий образования дефектов в виде трещин, учета анизотропии свойств и упрочнения [1].

В любой постановке теоретическими (численными) методами (кинематической или статической) требуется удовлетворение, прежде всего, граничных условий, причем как при решении прямой, так обратной задач. Приведенные в работе [4] рассогласования на контакте металла деформируемой заготовки с инструментом (прокатными валками, бойками, штампами и пр.) вносят существенную долю погрешностей и оказывают одно из преобладающих влияний на точность решений, получаемых теоретическими (численными) методами, а, следовательно, и на достоверность достигаемых результатов. Неполноту граничных условий частично удается компенсировать совместным решением системы дифференциальных уравнений в постановке краевой задачи Коши, Римана, по началам Лагранжа и Кастильяно, однако противоречивые сведения о параметрах контактных зон скольжения и прилипания, опережения и отставания при прокатке даже в этих случаях

привели к появлению решений, недостаточно полно отражающих реальную картину течения подвергаемого пластическому формоизменению металла [5].

Экспериментальные методы, основы потенциальных возможностей развития которых от статуса экспериментально-расчетного уровня до экспериментально-аналитического заложены Г.А. Смирновым-Аляевым и В.М. Розенберг [6], существенно упрощают решение задач пластического формоизменения, позволяют преодолеть множество затруднений, сдерживавших решение не только пространственных (объемных) задач, но и их частных случаев – двухмерных, в плоскостях симметрии, на боковой грани и получать важные для практики и инженерных приложений результаты [2, 5-7].

Трансформируя вышеизложенное к реалиям сегодняшнего дня, можно с высокой степенью правомочности сформулировать одну из главных проблем, стоящих при разработке новых технологий и развитии любого производства, в следующем виде: успех в проектировании наукоёмких ресурсосберегающих технологий, обеспечивающих, в рамках оптимизированных технологических циклов, производство конкурентоспособной продукции как с минимально возможным потреблением для технологических нужд энергетических и материальных ресурсов, так и минимальной техногенной нагрузкой на окружающую среду во многом зависит от прогресса в части повышения точности решений, получаемых методами МДТТ, а, следовательно, и достоверности достигаемых результатов.

Анализ последних публикаций

Ни один производственный процесс невозможно представить без применения программ и программных пакетов инженерного анализа или САЕ (computer aided engineering) – программ поддержки инженерных расчетов, позволяющих выполнять расчеты: используемого технологического оборудования и инструмента на прочность; процессов литья полуфабрикатов (отливок, слитков, непрерывно-литых заготовок) в обеспечение стабильности химического состава, структуры, зернистости и физико-механических свойства материала полуфабрикатов по всему их объему, в частности; тепловых процессов при производстве изделий и многие другие расчеты, связанные с конкретной технологической операцией или операциями [2].

В общем случае для математического решения конкретных задач механики сплошных сред (МСС), в том числе задач ОМД, используют замкнутую систему из 15 дифференциальных, интегральных и интегро-дифференциальных уравнений с 15 неизвестными. Расчётная часть программных пакетов чаще всего основана на использовании при решении дифференциальных уравнений численных методов – конечных разностей, метод конечных объёмов, конечных элементов и др. В монографии Г.Я. Гуна [8] обстоятельно изложены основополагающие принципы математического моделирования, постановки

теоретических решений задач ОМД, приближений с помощью определенного класса подходящих функций, в том числе функций комплексного переменного, а также преимущества, недостатки и ограничения при использовании различных вариантов идеализации поведения реальных металлов, трансформации (преобразования) геометрии очага деформации с помощью конформных отображений. Существенно дополнительное развитие данных принципов математического моделирования процессов ОМД выполнено Б.В. Кучеряевым [9], особенно в части построения непрерывных полей скоростей с использованием интеграла К.Шварца-Э. Кристоффеля, суперпозиции гармонических течений. Определенные материалы по решению на ЭВМ задач пластического деформирования имеются в работе [10], но проблема корректной постановки теоретических решений задач ОМД во многих случаях сложна и является основным предметом исследований [8], в связи с чем в МСС отделяют проблемы, связанные с постановкой задач ОМД от методов решения этих задач.

В последние три десятилетия получил широкое и разностороннее применение требующий существенно меньших затрат и более простой в реализации, особенно при формулировке и удовлетворении граничных условий, теоретический метод конечных элементов (МКЭ) или FEM – finite element method [11-16], с помощью которого на современных персональных компьютерах сначала получены решения двумерных стационарных и нестационарных задач, а затем и трехмерных (пространственных, объемных) задач пластического и вязкопластического течения различных материалов, практически вытеснил другие методы МСС, в том числе такие широко использовавшиеся вариационные методы Ритца-Тимошенко, Канторовича-Власова, Бубнова-Галеркина и др.

На сегодняшний день 2D-расчёты, в том числе с использованием реализующих МКЭ специализированных комплексов FORG-2d (Франция), ФОРМ-2Д (Россия) и др. [10, 17] стали не актуальны, так как в них нет возможности учета трёхмерных изменений анализируемых величин, тогда как при использовании 3D-моделирования достоверность выходных значений в большей мере приближается к действительным показателям, к адекватности реальным производственным процессам.

В настоящее время, с повышением интеграции логических элементов в центральных процессорах электронно-вычислительных машин, поддержкой многопоточности вычислений, созданием видеоряда 3D-отображения изменений параметров анализируемых величин и др., появились возможности преодоления ряда имевшихся недостатков, а строгая научная постановка и практическое совершенствование технологических процессов с использованием 3D-моделирования позволяют разрабатывать эффективные, быстрокупающиеся технологические мероприятия, которые можно проводить без длительных остановов промышленных агрегатов. К наиболее удачным представителям программного обеспечения,

реализующих теоретическое моделирование процессов ОМД на базе МКЭ с использованием современных средств компьютерного обеспечения, относятся программные комплексы ANSYS, ABAQUS, MSC Nastran, PAM-STAMP 2G, Marc, QForm 3D, DEFORM 3D [18-20]. Применительно к процессамковки и штамповки, значение которых непрерывно возрастает в машиностроительной отрасли промышленного производства, наиболее адаптированы программные комплексы QForm 3D и DEFORM 3D, каждый из которых имеет свои недостатки и преимущества, некоторые из которых рассмотрены ниже с позиции удобств и возможностей практического использования.

Основным достоинством QForm 3D-программы является отсутствие разделения на препроцессоры и постпроцессоры, тем самым в результате моделирования пользователь может наблюдать за изменениями модели в процессе расчета, что позволяет корректировать входные данные в случае ошибки или несоответствия начальным или конечным условиям процесса. Разбиение на конечные элементы происходит в автоматическом режиме, что позволяет ускорить процесс моделирования, но и ограничивает, тем самым, возможности целенаправленных вариаций в части учета анизотропии свойств по меньшей мере в поперечном сечении модели деформируемой заготовки.

Программный продукт Deform 3D – самый распространенный специализированный комплекс для моделирования процессов ОМД с большой базой данных по характеристикам материалов и используемого оборудования, обладающий хорошей совместимостью с большинством программных пакетов для создания геометрических моделей и генерации конечно-элементной сетки с учетом определяемых эмпирическим путём различных коэффициентов (химической и структурной неоднородности, в частности) для корректировки получаемых результатов, что способствует обеспечению повышенной корректности решений и точности получаемых результатов [21-22], то есть обладает возможностями для реализации определенных преимуществ в сравнении с программным продуктом QForm 3D.

Целью работы является исследование возможностей повышения точности и достоверности результатов 3D-МКЭ-моделирования пластического формоизменения металлов в обеспечение совершенствования проектирования и расчета основных параметров энерго- и ресурсосберегающих технологических процессов ОМД соответственно требований рынка к конкурентоспособной металлопродукции.

Изложение результатов исследования

Даже самые современные CAE-системы – программы поддержки инженерных расчетов имеют погрешности вычислений, уменьшение которых является первостепенной задачей при их совершенствовании. При практическом использовании в CAE-системе

наиболее распространенного специализированного комплекса Deform 3D не представляется возможным, в частности, задание анизотропии пластических свойств подвергаемой пластическому формоизменению заготовки без изменения его «жесткого» алгоритма самого процессора и библиотеки материалов, для которых исходно принята гипотеза изотропности. В свете такого обстоятельства была принята гипотеза зависимости площади (объема) конечного элемента на погрешности вычислений моделируемых параметров подвергаемой пластическому формоизменению заготовки и, тем самым, приближения к реальным условиям свободнойковки. Основой этому послужило предположение о взаимодействии конечных элементов между собой, а именно: чем больше количество взаимодействующих конечных элементов на единицу площади (объема) подвергаемой пластическому формоизменению заготовки, тем «пластичнее» («мягче») среднее значение, получаемое в контрольной точке.

Практической реализацией проверки принятой гипотезы в рамках использования «жесткого» алгоритма процессора и библиотеки материалов специализированного комплекса Deform 3DV10.2 стало моделирование процессаковки круглой заготовки в комбинированных бойках для двух случаев, различающихся площадью (объемом) конечных элементов, а именно размерности сетки в САЕ-системе Deform-3D (рис. 1), при постоянстве всех остальных исходных параметров, прежде всего, граничных условий.

На первом этапе выполненного с использованием программного комплекса Deform 3D V10.2 МКЭ-моделирования вышеотмеченного процессаковки круглой заготовки в качестве предмета для анализа полученных результатов выбрали значения величины интенсивности сдвиговых деформаций («мгновенных» деформаций) H , как одного из параметров, наряду с накопленной степенью деформаций сдвига Λ наиболее ответственных за проработку литой структуры металла, подвергаемого пластическому формоизменению, а также за прогнозирование вероятности нарушения его сплошности. В таблице 1 представлены значения величины H в реперных точках №1, №2,, №8, отстоящих на расстояниях 0.2, 0.4,, 0.8 от центра подвергнутой обжатия с относительными обжатиями $\varepsilon = 7\%$, 11% и 15% деформируемой заготовки в перпендикулярном направлении к верхнему плоскому бойку, и результаты анализа Δ -расхождений значений величин H для двух случаев, различающихся площадью (объемом) конечных элементов: H_1 – для случая с мелкой конечно-элементной сеткой (рис.1, слева) и H_2 – для случая с укрупненной конечно-элементной сеткой (рис.1, справа).

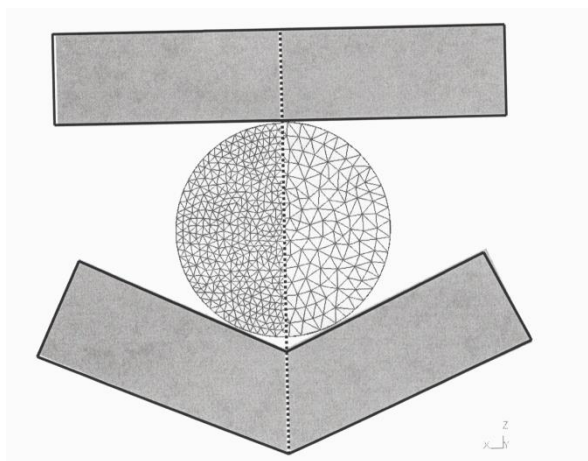


Рис. 1. Вид размерности конечно-элементной сетки с различной площадью (объемом) её ячеек

В целом результаты 3D-МКЭ-моделирования интенсивности сдвиговых деформаций N и других характеристик (компонент тензора скоростей деформации T_{ξ} , в частности) для двух случаев, различающихся площадью (объемом) конечных элементов при постоянстве всех остальных исходных параметров, отражают идентичную картину пластического течения металла деформируемой заготовки. Максимальное расхождение результатов 3D-МКЭ-моделирования интенсивности сдвиговых деформаций N в отношении к средним значениям $N_{ср}$ для двух, различающихся площадью (объемом) конечных элементов, случаев составляет 8,6% при относительном обжатии $\varepsilon = 15\%$, а средняя величина расхождений для всех реперных точек не превышает значения 4,4%, тогда как при относительных обжатиях $\varepsilon = 7\%$ и $\varepsilon = 11\%$ она составляет 12,3% и 25,7% соответственно. Расхождения аналогичного порядка получены и для значений компонент тензора скоростей деформации T_{ξ} .

Различия в размерах ячеек (элементов) конечно-элементной сетки, а фактически шага аппроксимации базисных функций, обуславливают отклонения расчётных данных от некоторой приближенно средней величины. С одной стороны, тем самым становится возможной корректировка расчётных данных до уровня средневзвешенных значений. С другой стороны, расширяются возможности целенаправленного моделирования несовершенств макростроения кузнечных слитков, в частности ликвационной и химической неоднородности, различной плотности и сопротивления деформаций их различных слоёв (объёмов), в том числе с учётом термозонального фактора за счёт использования экспериментально полученных корректирующих функций. Подтверждением таких возможностей МКЭ-метода являются результаты экспериментально-расчётных исследований с использованием комбинированного Эйлера-Лагранжевого метода (КЭЛ-метода), например, на образцах из свинцово-сурьмянистого сплава [23].

Результаты 3D-МКЭ-моделирования и анализа Δ -расхождений значений величин интенсивности сдвиговых деформаций («мгновенных» деформаций) H для двух случаев, различающихся площадью (объемом) конечных элементов

Величина обжатия ε , %	№№ реперных точек	H_1 , c^{-1}	H_2 , c^{-1}	$H_{cp} =$ $(H_1+H_2)/2$, c^{-1}	$\Delta H =$ $ H_1 - H_2 $, c^{-1}	$100\Delta H/H_{cp}$, %
7	1	0,018	0,016	0,017	0,002	11,8
	2	0,097	0,120	0,108	0,023	21,2
	3	0,021	0,025	0,023	0,004	17,4
	4	0,003	0,005	0,004	0,002	50,0
	5	0,051	0,060	0,055	0,009	16,4
	6	0,113	0,140	0,127	0,027	21,3
	7	0,069	0,061	0,065	0,008	12,3
	8	0,003	0,006	0,0045	0,003	66,5
11	1	0,074	0,068	0,072	0,006	8,3
	2	0,180	0,210	0,195	0,030	15,4
	3	0,082	0,072	0,077	0,010	1,3
	4	0,010	0,014	0,0125	0,003	24,0
	5	0,123	0,121	0,122	0,002	1,7
	6	0,284	0,332	0,308	0,048	15,6
	7	0,135	0,132	0,1335	0,003	2,3
	8	0,010	0,015	0,0125	0,004	29,6
15	1	0,205	0,215	0,210	0,015	7,1
	2	0,240	0,247	0,2435	0,007	2,9
	3	0,233	0,234	0,2335	0,001	0,4
	4	0,022	0,023	0,0225	0,001	4,4
	5	0,186	0,182	0,184	0,004	2,8
	6	0,447	0,470	0,4585	0,023	5,0
	7	0,218	0,200	0,209	0,018	8,6
	8	0,023	0,024	0,0235	0,001	4,3

Заключение

Успех в проектировании наукоёмких энерго- и ресурсосберегающих технологий во многом зависит от прогресса в части повышения точности решений, получаемых методами механики деформируемого твердого тела, а, следовательно, и достоверности достигаемых результатов. С повышением интеграции логических элементов в центральных процессорах ЭВМ, поддержкой многопоточности вычислений, созданием видеоряда 3D-отображения изменений параметров анализируемых величин и др., появились возможности преодоления ряда имевшихся недостатков, а строгая научная постановка и практическое совершенствование технологических процессов с использованием 3D-моделирования позволяют разрабатывать быстрокупающиеся ресурсосберегающие технологические мероприятия. Использование самого распространенного специализированного комплекса – программного продукта Deform 3D для моделирования процессов обработки металлов давлением способствует обеспечению повышенной корректности решений и точности получаемых результатов. На примере МКЭ-моделирования процессаковки круглой заготовки в комбинированных бойках для двух случаев, различающихся площадью (объемом) конечных элементов, выявлены возможности корректировки расчётных данных до уровня средневзвешенных значений и вероятностный потенциал целенаправленного моделирования несовершенств макростроения кузнечных слитков, в частности, их ликвационной и химической неоднородности, различной плотности и сопротивления деформаций различных слоёв (объёмов), в том числе с учётом термозонального фактора, посредством варьирования размерности конечно-элементной сетки с использованием предварительно полученных экспериментальным путем корректирующих функций.

Список литературы

1. Воронцов, А.Л. Теория и расчеты процессов обработки металлов давлением : учеб. пособие : в 2 т. / А.Л. Воронцов. – М. : Изд-во МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2014.
2. Белевитин, В.А. Инновационные подходы в моделировании неоднородностей материала кузнечных слитков : коллективная монография / В.А. Белевитин, С.Ю. Коваленко, А.В. Суворов, Е.Н. Смирнов // Наука и технологии. Избранные труды Всероссийской конференции по проблемам науки и технологий.–М.: РАН, 2015. С. 144-166.
3. Borowikow, A. Integrierte Gefügemodellierung beim FEM-Simulation; Numerische Simulation / A. Borowikow, Blei H, Wehage D. // Verfrbeitungsprozesse und prozess-gerechte Bauteilgestaltung; Bayreuth, November, 2004.

4. Экспериментальные методы механики деформируемых твердых тел (технологические задачи обработки давлением) / В.К. Воронцов, П.И. Полухин, В.А. Белевитин, В.В. Бринза. М.: Металлургия, 1990. – 480 с., ил.
5. Белевитин, В.А. Моделирование пластического формоизменения металлических заготовок : коллективная монография / В.А. Белевитин, А.В. Суворов, С.Ю. Коваленко, Е.Н. Смирнов // Итоги науки. Избранные труды Всероссийской конференции по проблемам науки и технологий. Том 1. –М.: РАН, 2014. – С. 175-199.
6. Теория пластических деформаций металлов. Механика конечного формоизменения / Г.А. Смирнов-Аляев, В.М. Розенберг. М.-Ленинград: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1956. – 367 с., ил.
7. К вопросу о расширении возможностей комбинированного Эйлера-Лагранжевого метода исследования процессов пластической деформации / В.А. Белевитин, Е.Н. Смирнов, Э.З. Логунова // Механика и процессы управления. Труды XXXIII Уральского семинара. Екатеринбург: Уральское отделение РАН, 2003. – С.171-174.
8. Гун, Г.Я. Теоретические основы обработки металлов давлением / Г.Я. Гун. – М.: Металлургия, 1980. – 455 с.
9. Кучеряев, Б.В. Механика сплошных сред (Теоретические основы обработки давлением композитных металлов): уч-к для вузов / Б.В. Кучеряев. – М.: МИСиС, 2000. – 320 с.
10. Кузьменко, В.И. Решение на ЭВМ задач пластического деформирования: справочник / В.И. Кузьменко, Балакин В.Ф. Киев: Техника, 1990, – 136 с.
11. Победря, Б.Е. Численные методы в теории упругости и пластичности / Б.Е. Победря. – М.: Изд-во МГУ, 1981. – 344 с.
12. Balkema, A.A. Numerical Methods in Industrial Forming Processes / A.A. Balkema. Rotterdam: Boston, 1986.
13. Васидзу, К. Вариационные методы в теории упругости и пластичности / К. Васидзу. – М.: Мир, 1987. – 542 с.
14. Варвак, П.М. Метод конечных элементов / П.М. Варвак и др. – Киев: Ви-ща школа, 1981. – 176 с.
15. Зенкевич, О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич. – М.: «Мир», 1975. – 542 с.
16. Ректорис, К. Вариационные методы в математической физике и технике / К. Ректорис. – М.: «Мир», 1985. – 636 с.
17. Гун, Г.Я. Автоматизированная система ФОРМ-2Д для расчета формоизменения в процессе штамповки на основе метода конечных элементов / Г.Я. Гун, Н.В. Биба, О.Б. Садыхов и др. // Кузнечно-штамповочное производство. 1992, – №9-10, – 455 с.

18. Харламов, А. DEFORM – программный комплекс для моделирования процессов обработки металлов давлением [Электронный ресурс] / А. Харламов, А. Уваров. – Режим доступа: <http://www.deform.com>
19. ANSYS–многоцелевой пакет компьютерного инжиниринга [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://www.cae-expert.ru>
20. Биба, Н.В. QForm – универсальная и эффективная программа для моделированияковки и штамповки / Н.В. Биба, С.А. Стебунов, Ю.А. Гладков. // Кузнечно-штамповочное производство. 2011, – № 1, – С. 36-42.
21. Белевитин, В.А. Основания необходимости учета несовершенств кузнечного слитка при проектировании процессаковки на прессах / В.А. Белевитин и др. // В сб. научн. трудов Донбасской государственной машиностроительной академии «Обработка металлов давлением», Краматорск, ДГМА, 2012. – № 4 (33), – С. 81–85.
22. Белевитин, В.А. Физико-математическое моделирование неоднородностей исходной заготовки в процессах пластического формоизменения / В.А. Белевитин, Ю.В. Коваленко, А.В. Суворов // Тезисы докладов XXXIII Всеросс. конф-ии по проблемам науки и технологий «Наука и технологии», Миасс: МСНТ, 2013.– С. 23.
23. Экспериментальные методы механики деформируемых твердых тел (технологические задачи обработки давлением) / В.К. Воронцов, П.И. Полухин, В.А. Белевитин, В.В. Бринза. М.: Металлургия, 1990. – 480 с., ил.

УДК 621.961.01

ОСОБЕННОСТИ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВЫРУБКИ ДЕТАЛЕЙ В СРЕДЕ DEFORM 3D

Бень И.В.

Национальный технический университет Украины “КПИ”, Украина, г. Киев

k_omd@ukr.net

***Аннотация.** В работе исследуется влияние параметров моделирования процесса вырубкис (пробивки) в программной среде DEFORM 3D на достоверность результатов, с использованием экспериментальных и теоретических данных Отмечается значительное влияние параметров сетки конечных элементов на результаты моделирования.*

***Ключевые слова:** вырубка, компьютерное моделирование, DEFORM 3D, сетка конечных элементов, критерий разрушения, деформация, компоненты напряжений, перестроение сетки, скалывающая трещина.*

FEATURES OF THE SIMULATION CUTTING DETAILS IN DEFORM 3D

Ben I.V.

National Technical University of Ukraine “Kyiv Polytechnic Institute” (NTUU “KPI”), Ukraine,

Kiev

k_omd@ukr.net

Abstract. *The theoretical research of the influence of parameters modeling the process of cutting (punching) in DEFORM 3D software environment on the reliability of the results with the use of experimental and theoretical data is described. A significant effect of the parameters of finite elements mesh on the simulation results is mentioned.*

Keywords: *cutting, computer simulation, DEFORM 3D, finite elements mesh, the criterion of destruction, deformation, stress components, meshing, shear bursting.*

Введение В последнее время при разработке технологических процессов изготовления сложных деталей и проектировании штамповой оснастки все чаще используется предварительное компьютерное моделирование формообразующих операций в среде DEFORM 3D. Благодаря высокой достоверности получаемых результатов моделирование позволяет установить новые особенности и закономерности процессов, которые аналитически и экспериментально определить сложно, а иногда и невозможно.

Полученные в результате моделирования данные могут быть использованы и для решения актуальной проблемы повышения точности штампованных деталей, в том числе деталей, получаемых вырубкой (пробивкой). Повышение качества и точности изделий на стадии вырубки позволяет уменьшить или полностью устранить затраты на дальнейшую обработку деталей, с целью повышения их точности, что ведет к значительной экономии, особенно в массовом и серийном производствах.

Основной задачей данного исследования является установление достоверности результатов моделирования процесса вырубки (пробивки) в среде DEFORM 3D относительно экспериментальных и классических теоретических данных с целью дальнейшего использования моделирования для установления особенностей процесса вырубки (пробивки) и определение параметров, влияющих на точность изготавливаемых деталей.

Моделирование в среде DEFORM 3D выполнялось после предварительного эксперимента по вырубке круглой детали диаметром 21.6 мм. Вырубка осуществлялась с различными зазорами (с оптимальным зазором $Z_{\text{опт}}$, с зазорами больше и меньше оптимального [1]), материал исходной заготовки - полоса из Стали 45 толщиной 5 мм. Результаты эксперимента представлены на (рис.1). Как видно из рисунка, геометрия и форма боковой поверхности полученных деталей полностью соответствуют данным литературных источников [1-7], а именно: при зазоре меньше оптимального на боковой

поверхности детали образуется двойной блестящий пояс (рис. 1а), возникающий при проталкивании детали сквозь матрицу; при оптимальном зазоре образуется единая поверхность скалывания (рис 1б) с увеличением зазора (рис. 1в) наблюдается увеличение искривления детали.

Поскольку вырубку-пробивку необходимо выполнять при оптимальных зазорах между пуансоном и матрицей, поэтому дальнейшее моделирование и сравнение с полученными результатами выполнено для процесса вырубки с оптимальным зазором.

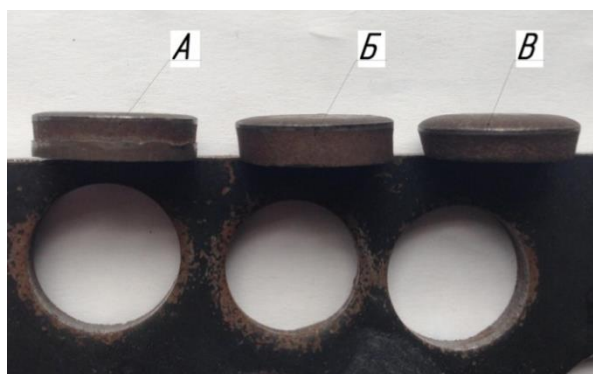


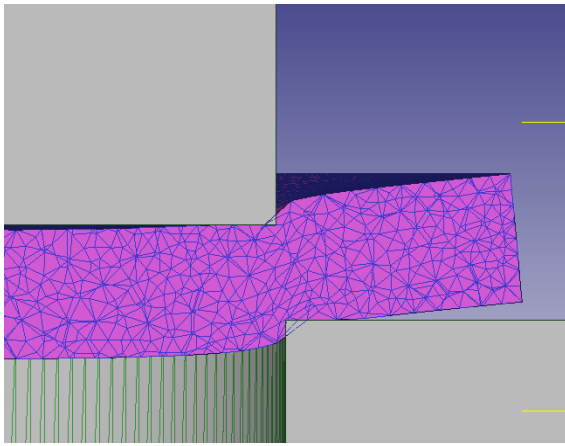
Рисунок 1 – Детали после вырубки с различными зазорами:
 $A - z < z_{\text{опт}}$, $Б - z = z_{\text{опт}}$, $В - z > z_{\text{опт}}$

При моделировании материал рассматривался как упругопластический, а количество (размер) элементов при построении сетки выбиралось из условия не менее 5-ти элементов по толщине заготовки [8-10]; перестройка сетки происходила при относительной величине деформации элемента, больше чем 0,7.

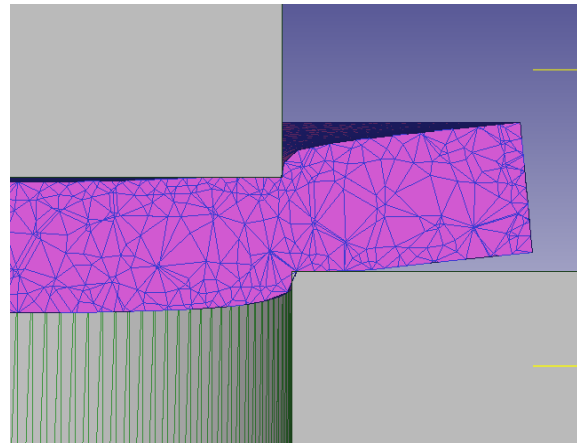
Результаты моделирования представлены на (рис. 2...6).

Полученные результаты моделирования показали, что на конечный результат существенно влияют параметры исходной сетки (размер и форма элементов) и поведение сетки после перестроения. Значительное увеличение размеров элементов сетки после ее перестроения приводит к существенному изменению рассчитанных значений компонент напряженно-деформированного состояния (рис. 3, 4) и скачков значений на графике технологического усилия (рис. 5), что в конечном итоге уменьшает точность проведенных расчетов.

Кроме того значения критерия разрушения (Cockroft @ Latham) в момент разрушения составляют 0,17 ... 0,23 (рис. 6), хотя в литературных источниках [8-10] встречается значение 0,4.

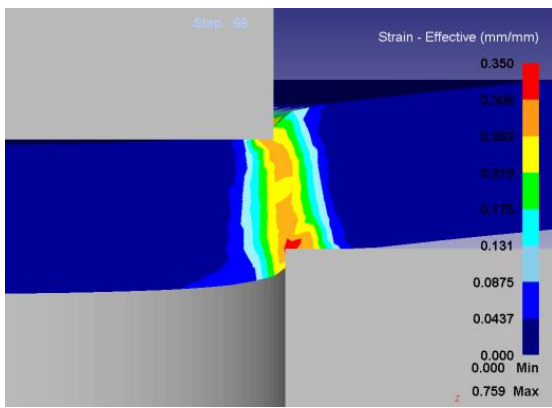


а

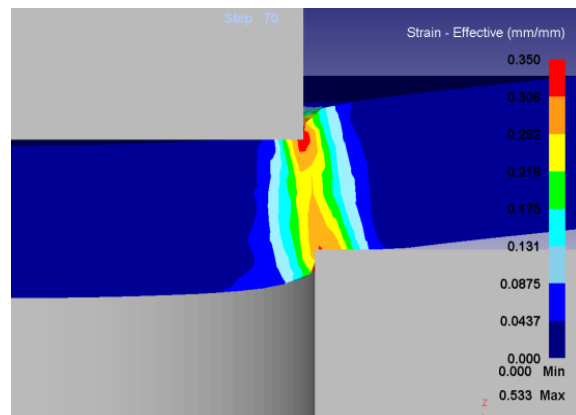


б

Рисунок 2 – Общий вид сетки конечных элементов в поперечном сечении заготовки:
а – до перестроения сетки б – после перестроения сетки

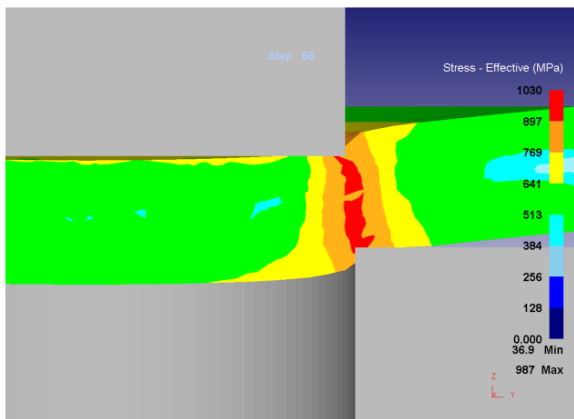


а

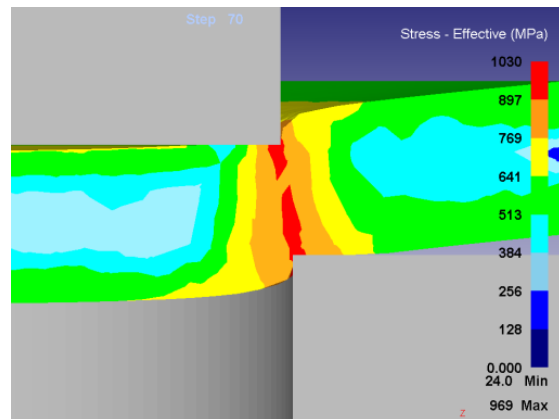


б

Рисунок 3 – Распределение интенсивности деформаций
в поперечном сечении заготовки:
а – до перестроения сетки б – после перестроения сетки



а



б

Рисунок 4 – Распределение интенсивности напряжений
в поперечном сечении заготовки:
а – до перестроения сетки б – после перестроения сетки

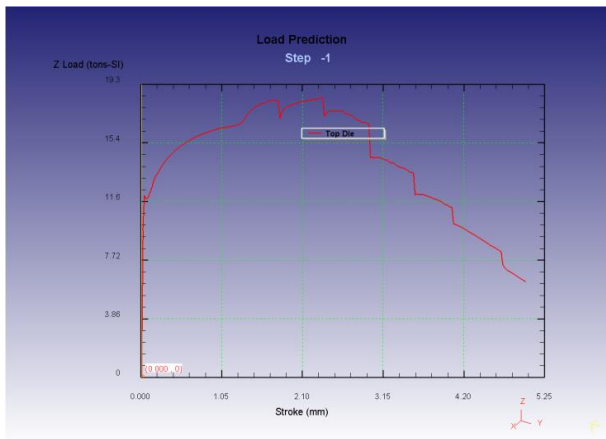


Рисунок 5 – График технологического усилия

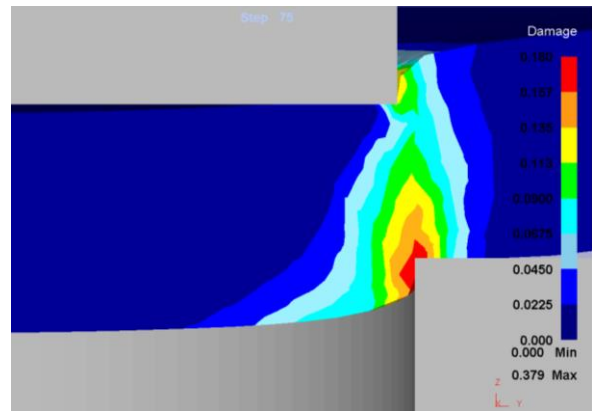


Рисунок 6 – Распределение критерия разрушения в поперечном сечении заготовки в момент разрушения

Существует также различие определенных компонент напряженного состояния по результатам моделирования (рис. 7) и данными литературных источников [1] (рис. 8).

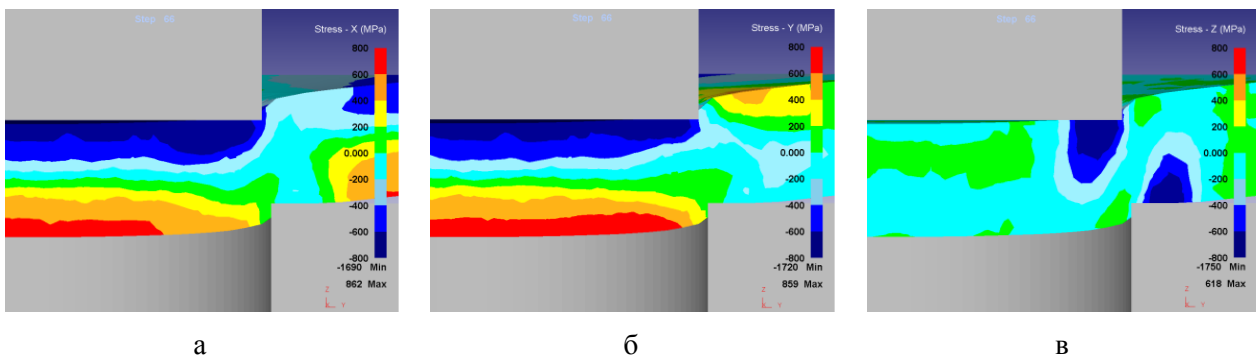


Рисунок 7 – Распределение напряжений в поперечном сечении заготовки по осям: а- σ_x окружные, б- σ_y радиальные, в- σ_z вертикальные

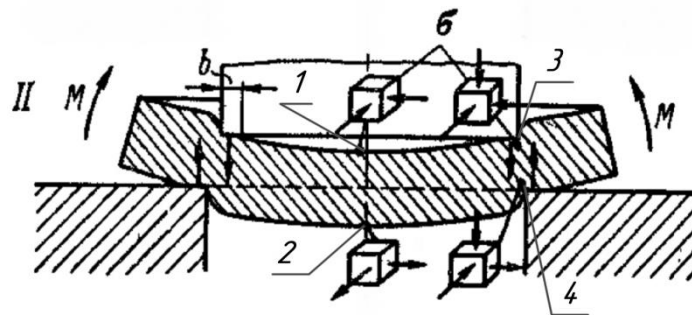


Рисунок 8 – Напряженное состояние в контрольных точках в поперечном сечении заготовки

Как видно из рисунков схемы напряженного состояния в точках 1 и 2, которые расположены на оси детали и в точке 3 (под режущей кромкой пуансона) совпадают: в точке 1 схема напряженного состояния близка к двухосному сжатию; в точке 2 – к двухосному растяжению; в точке 3 – всестороннее сжатие). Для точки 4, что находится у режущей кромки матрицы, результаты расчетов отличаются от данных литературных

источников. И, если по результатам моделирования в точке 4 по осям X и Y (в окружном и радиальном направлениях соответственно) действуют растягивающие напряжения, а по оси Z (в вертикальном направлении) – сжимающие напряжения, то согласно литературным данным имеем в точке 4 только одно растягивающие напряжение по оси Y, два других напряжения – сжимающие.

Такое значительное количество несоответствий вызывает сомнения в достоверности полученных результатов и требует проверки при других параметрах моделирования.

Дальнейшее моделирование процесса вырубki с различными параметрами сетки показало, что наилучшие результаты достигаются, если после перестройки сетки размеры ее элементов не изменяются (улучшенная внутренняя сетка), а вблизи режущих кромок инструмента сетка уплотняется с помощью окон плотности.

Результаты моделирования процесса вырубki с оптимальными параметрами сетки представлены на (рис. 9 ... 12).

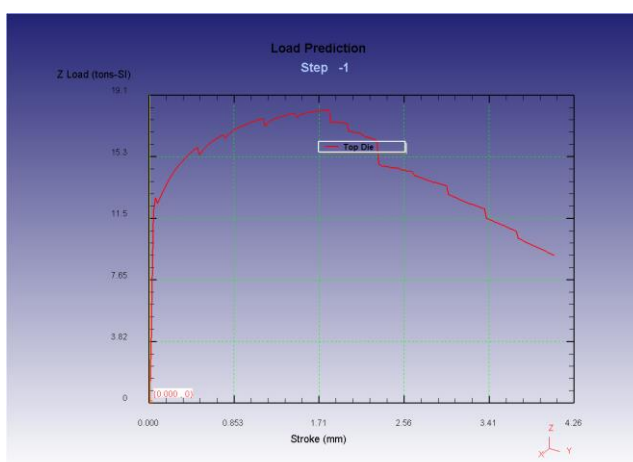
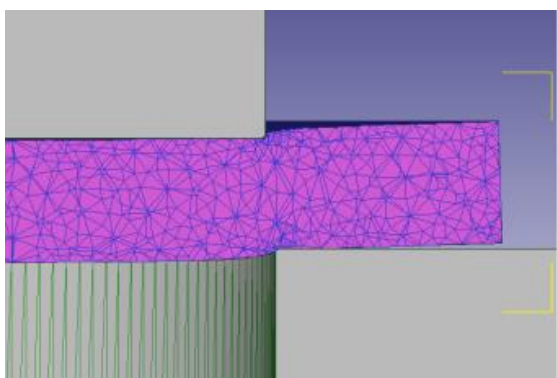
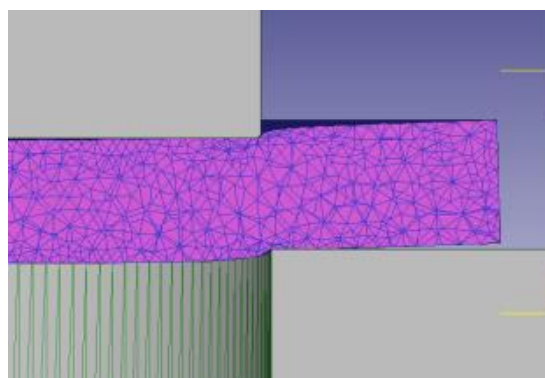


Рисунок 9 – График технологического усилия после изменения параметров моделирования

Как видно из рисунков, после перестроения сетки размеры и форма элементов сетки меняются незначительно. В результате получаем более четкие графические результаты и уменьшение различий между результатами расчетов до и после перестроения сетки.



а



б

Рисунок 10 – Общий вид сетки конечных элементов в поперечном сечении заготовки:
а – до перестроения сетки б – после перестроения сетки

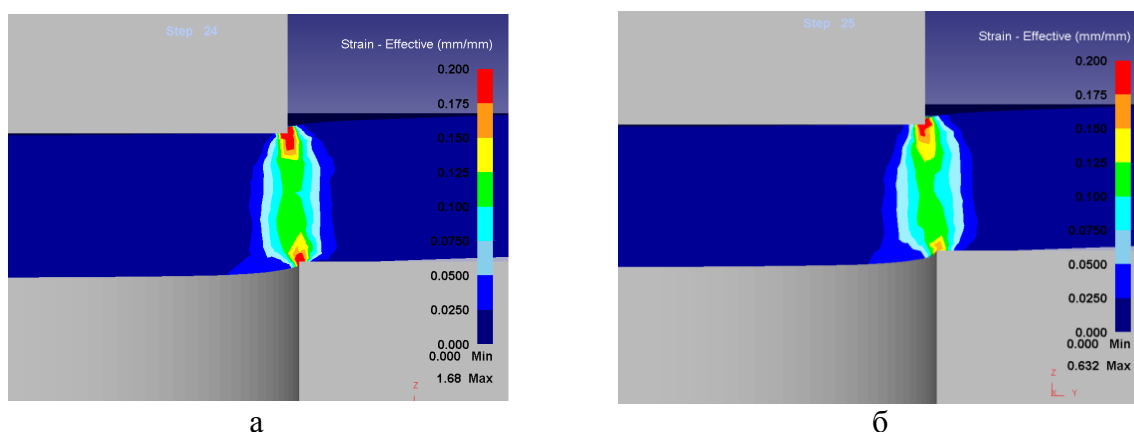


Рисунок 11 - Распределение интенсивности деформаций в поперечном сечении заготовки: а – до перестроения сетки б – после перестроения сетки

После изменения параметров сетки конечных элементов рассчитанное значение критерия разрушения в момент образования скалывающихся трещины находится в диапазоне 0,38 ... 0,42 (рис. 12).

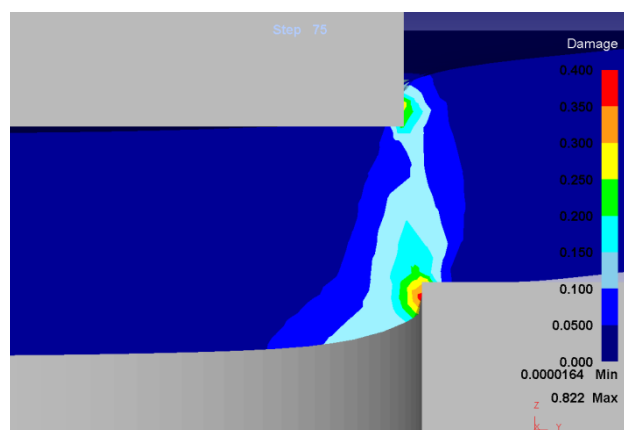


Рисунок 12 - Распределение критерия разрушения в поперечном сечении заготовки в момент разрушения после изменения параметров

Также отличаются от предыдущих и результаты расчета компонент напряженного состояния.

Так, по результатам моделирования, в точке 4 по осям X, Y и Z (в окружном, радиальном и вертикальном направлениях соответственно) действуют напряжения сжатия, но по мере удаления от контактной зоны в сторону центра заготовки происходит изменение знака напряжений, и появляется зона с большими напряжениями растяжения в вертикальном направлении (рис. 13). Такая же зона появляется и у режущей кромки пуансона. В этих зонах и должны начинаться скалывающиеся трещины. Данные результаты моделирования не противоречат экспериментальным данным [5], когда скалывающиеся

трещины берут начало не из режущей кромки инструмента, а на определенном расстоянии из боковой поверхности детали (заготовки) (рис. 14).

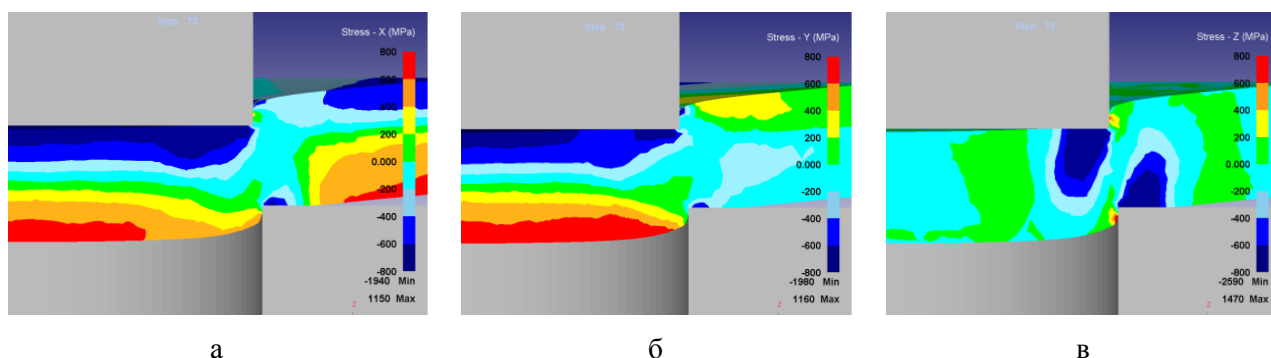


Рисунок 14 – Распределение напряжений в поперечном сечении заготовки по осям:
а- σ_x окружные, б- σ_y радиальные, в- σ_z вертикальные

По результатам проведенного исследования можно утверждать, что моделирование в программной среде DEFORM 3D может быть использовано для анализа и исследования процесса вырубki-пробивки. Но при этом следует учитывать, что на конечный результат существенно влияют параметры сетки конечных элементов. Для получения достоверных результатов сетка должна состоять из равноосных элементов, уплотненных в очаге деформации. Кроме того, в процессе исследования установленные параметры процесса моделирования, касающиеся сетки конечных элементов, желательно не менять, поскольку такое изменение может существенно повлиять на результаты моделирования и их достоверность.

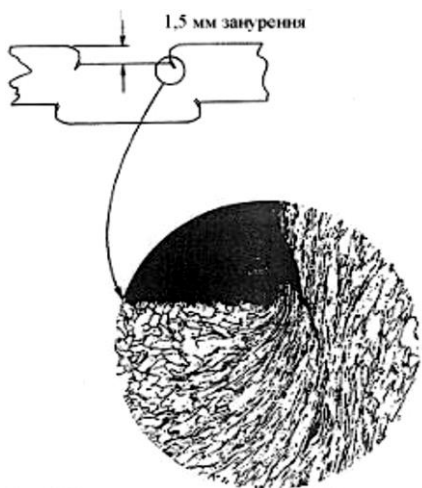


Рисунок 15 - Скалывающая трещина в момент ее образования.

Список литературы

1. Романовский В. П. Справочник по холодной штамповке. Л.: Машиностроение, 1979. – 520с.
2. Попов Е. А. Основы теории листовой штамповки. М.: Машиностроение, 1977. – 278 с.

3. Зубцов М. Е. Листовая штамповка. Л.:Машиностроение,1980. – 432с.
4. Залесский В. И., Губарев В. В. Механизм деформации при резке листового металла в штампах// Технологические процессы обработки стали и сплавов. – 1955. – №61. – С.409-452.
5. Donald F. Eary, Edward A. Reed. Techniques of Pressworking Sheet Metal (An engineering approach to die design). – Gene: RAL Motors Institute. Industrial Engineering Department, 1976. – pp.1-19.
6. БорсевичВ.К., ДрагобецкийВ.В.. Анализразделительныхпроцессовлистовойштамповки // КШП, ОМД. – 2009. – №12. – С.9-12.
7. Михайленко Ф.П., Антонов Ю.В. Напряженное состояние материала при резке в штампах.-“Вестник машиностроения”, 1973
8. Liang Xue. Ductile Fracture Modeling – Theory, Experimental Inverstigation and Numerical Verification / Xue. Liang // Massachusetts Institute of Technology. – 2007. – 228 p.
9. Мамутов В.С. Компьютерное моделирование разрушения при вырубке-пробивке особо тонколистовых материалов. Журн. «Современное машиностроение. Наука и образование»,2012,№2,изд Санкт-Петерб.политез.инст.,с.465-471.
10. DEFORM 3DVersion 6.1 User’sManual

УДК 621.771.06:621.892

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЛОКАЛЬНОЙ
РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ПРИКРОМОЧНОЙ ОБЛАСТИ
ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС НА ОСНОВЕ ИЗУЧЕНИЯ
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ ПРОФИЛЕЙ ПОПЕРЕЧНОГО
СЕЧЕНИЯ**

**Синицкий О.В., Чикишев Д.В., Харченко М.В., Амиров Р.Н.,
Слепова Е.А., Зарицкий Б.Б.**

ФГБОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова”,

Россия, г. Магнитогорск

kharchenko.mv@bk.ru

Аннотация. Листовой материал является одним из наиболее востребованных и экономичных видов проката, к которому в последнее время предъявляются все более жесткие требования в области качества. Эти требования преимущественно связаны с развитием направления экономии ресурсов и оптимизации потерь, а также развитием

технологий переработки материалов. Одними из таких показателей как раз и являются геометрия и форма листового проката.

Ключевые слова: горячая листовая прокатка, поперечная разнотолщинность, плоскостность, кольцевой износ валков, монтажная партия.

RESEARCH THE CAUSES OF THE EMERGENCE OF LOCAL GAGE THE MARGINAL REGION HOT STRIP BASED ON THE STUDY OF EXPERIMENTAL DATA CROSS-SECTIONAL PROFILE

Sinickiy O.V., Chikishev D.N., Kharchenko M.V., Amirov R.N., Slepova E.A., Zaryckiy B.B.

“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

kharchenko.mv@bk.ru

Abstract. *The sheet material is one of the most popular and economical types of rolled steel, which has recently imposed more stringent requirements in terms of quality . These requirements are primarily related to the development direction of saving resources and optimization of losses , as well as the development of technologies for processing materials. Some of these indicators are just the geometry and shape of the sheet metal .*

Keywords: *hot rolling, gage of sheet, flatness, deterioration, steelpart.*

Несмотря на неоспоримо высокий уровень развития технологии прокатного производства, до сих пор не удается вовремя предотвратить образование дефектов, как поверхности катаной продукции, так и отклонения ее геометрических параметров. Это происходит по нескольким причинам, в основном из-за отсутствия правильной и своевременной идентификации дефекта. В настоящее время основным нормативным документом регламентирующим сортамент горячекатаной продукции является: ГОСТ 19903-74 «Прокат листовой горячекатаный. Сортамент», в соответствии с которым, основными геометрическими параметрами горячекатаной продукции являются: толщина, ширина, «клиновидность» (отклонение толщины краевых участков от средней толщины проката в поперечном направлении), «бочкообразность» профиля полосы или «чечевидность» (отклонение толщины центральной части полосы относительно средней её части в поперечном направлении), серповидность.

Наряду с уже известными видами дефектов профиля горячекатаной полосы появился новый вид дефекта представляющий собой локальную (прикромочную) разнотолщинность

условно названный «бобышка», который отсутствует в существующих классификаторах дефектов.

С целью экспериментального исследования процесса формирования локальных утолщений авторами был накоплен и проанализирован обширный массив экспериментальных данных, включающий в себя результаты прокатки 6 различных монтажей объемом более 2 тыс. тонн каждый.

На рис. 1 представлены замеры поперечного профиля полосы номинальными размерами 4,0x1310 мм с использованием рентгеновского измерителя профиля. Как видно из рисунка, поперечное сечение полосы представляет собой чечевицу с утолщением центральной части в пределах 1,5 % номинальной толщины и небольшими локальными отклонениями. Подобная форма сечения формируется при условии составления монтажной партии по схеме от широкого к узкому и от тонкого к толстому при относительно небольшой наработке полос одного профилеразмера.

Обобщенный анализ экспериментальных данных состоял из нескольких этапов:

- 1) разбиение сортамента на группы условной классификации по ширине, толщине и прочностным свойствам [1,4-6];
- 2) определение частоты возникновения отклонения и выявление потенциально значимых факторов;
- 3) анализ причин способствующих развитию отклонения.

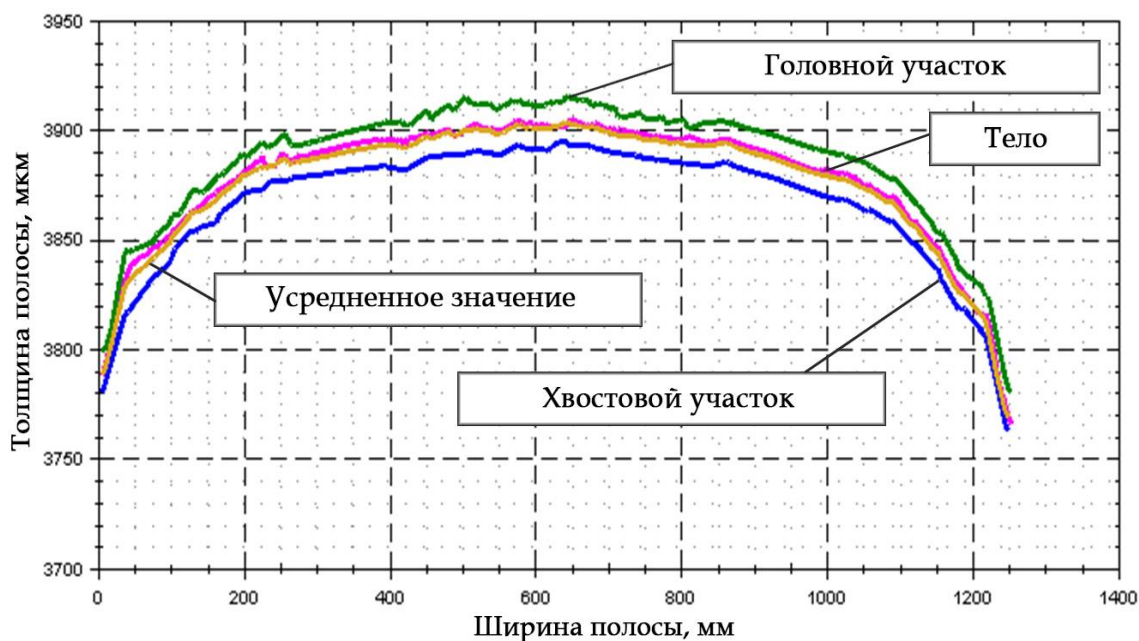


Рисунок 1 – Распределение толщины по ширине полосы размерами 4,0x1310 мм

Проявление данного дефекта на серии полос одной ширины размером 1,8x1310 мм через 21,9 км от начала монтажа, размером 1,8x1310 мм через 59,6 км от начала монтажа и

перестройки стана на размер 2,8x1310 мм через 60,5 км от начала монтажа представлено соответственно на рис. 2-4

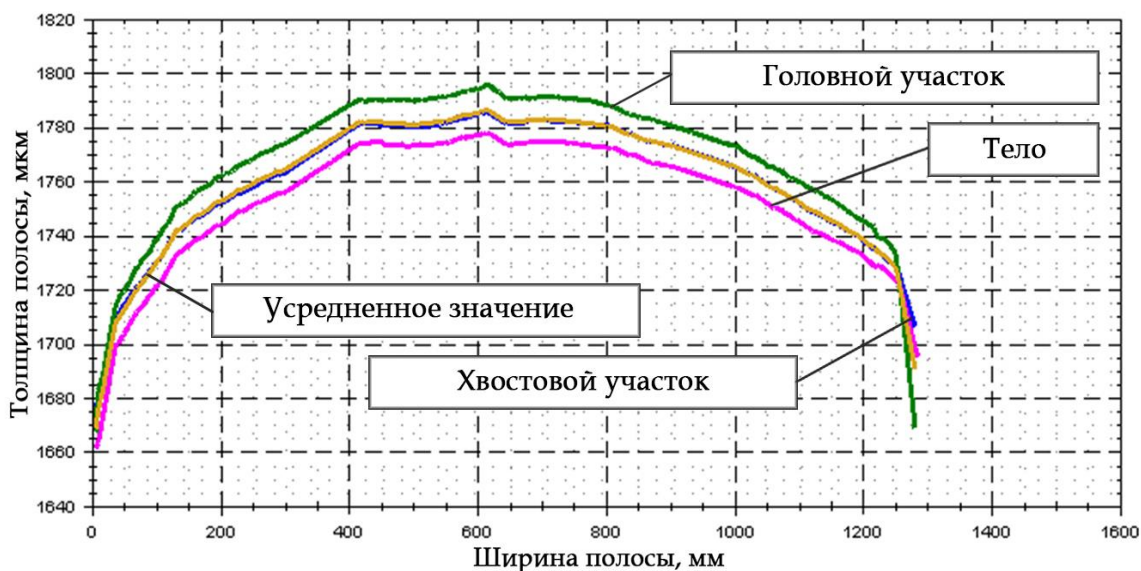


Рисунок 2 - Распределение толщины по ширине полосы размерами 1,8x1310 мм (21,9 км от начала монтажа)

Рассмотрение результатов прокатки с одной стороны показало, что вероятность и степень проявления дефекта прикромочного утолщения профиля практически не зависит от ширины прокатываемых полос, а с другой - влияние группы выкатываемости стали на величину и характер отклонения носит неоднозначный характер [7-9].

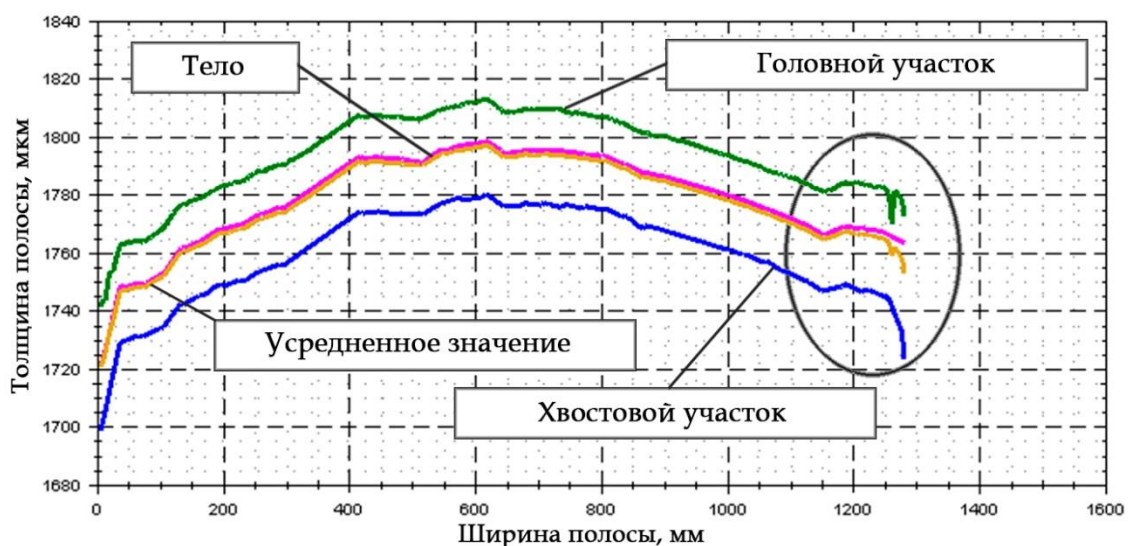


Рисунок 3 - Распределение толщины по ширине полосы размерами 1,8x1310 мм (59,6 км от начала монтажа)

Увеличение содержания легирующих компонентов приводит к повышению прочностных свойств стали и увеличению контактных нагрузок, а также вместе с железом

образуют на поверхности раскатов многофазную оксидную пленку, обладающую повышенной твердостью, что усиливает проявление трибологических процессов.

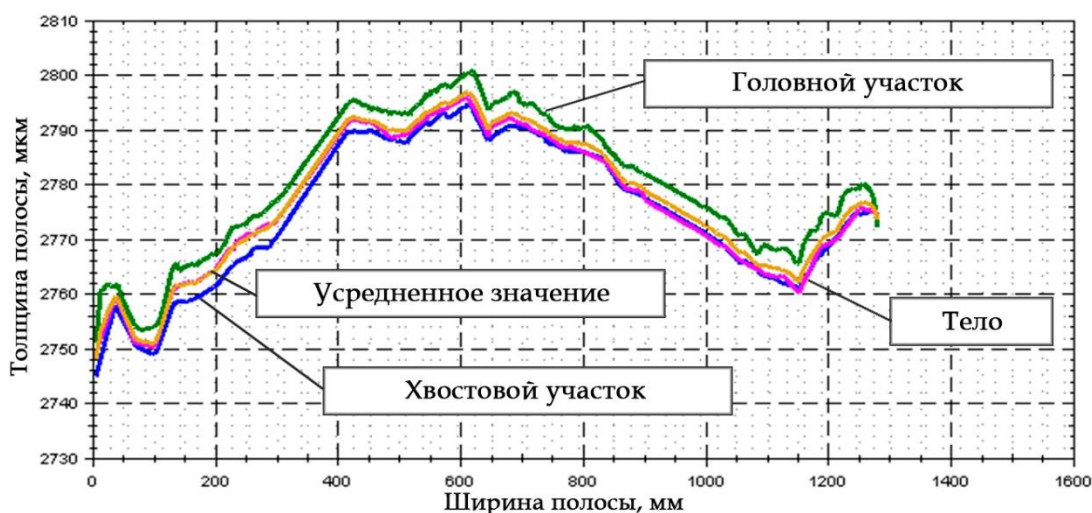


Рисунок 4 – Распределение толщины по ширине полосы размером 2,8x1310 мм (60,5 км от начала монтажа)

Таким образом, анализ результатов подтверждает факт преимущественного влияния формирования износа на поверхности бочек рабочих валков на появление локальных утолщений профиля. Это также коррелирует с выводами в работе [10, 11]. Используя установленные граничные условия в первую очередь были подвергнуты изучению монтажи в которых прокатывался профиль шире предшествующего ему металла в объемах не менее 5 полос, а также «плавочный» профиль (объем одного профиля приблизительно равен объему плавки ККЦ приблизительно 300т.). На основании проведенных наблюдений предположение о возможности нарушения условий при перестройках по ширине были в некоторой степени подтверждены, т.е. зафиксированы профили прокатанные с нарушением перестройки по ширине, в некоторых случаях после плавочной партии одной ширины задавался профиль ширина которого была более 400мм.

Заключение

С целью разработки корректирующих мероприятий необходимо дополнительно провести анализ наследования дефекта при холодной прокатке и его влияние на дальнейшую переработку металла.

Список литературы

1. Теоретическое исследование влияния режимов подачи смазочного материала на изменение энергозатрат при горячей прокатке на стане 2000 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» Дема Р.Р., Харченко М.В., Горбунова А.А. Производство проката. 2013. № 2. С. 11-13.

2. Математическое моделирование процесса изнашивания рабочих валков клетки кварто при подаче смазочного материала. Платов С.И., Амиров Р.Н., Дема Р.Р., Казаков И.В. Черные металлы. 2012. Т. 6. С. 54.
3. Исследование и оценка загруженности главных приводов непрерывной группы клетей стана 2000 горячей прокатки в зависимости от сортамента выпускаемой продукции Платов С.И., Дема Р.Р., Мартынова У.Д., Ахметова К.К., Амиров Р.Н. Производство проката. 2014. № 2. С. 13-16.
4. Исследование теплового состояния прокатных валков черновой группы клетей стана 2000 г.п. ОАО "ММК". Дема Р.Р., Зубарева М.В.// Процессы и оборудование металлургического производства Межрегиональный сборник научных трудов. под редакцией С. И. Платова. Магнитогорск, 2009. С. 282-283.
5. Разработка технологии подачи смазки при горячей прокатке на опорные валки для производства высоко-прочных марок сталей.//Ярославцев А.В., Харченко М.В., Дема Р.Р. Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2010. С. 307.
6. Использование методов нейронной сети для прогнозирования энергосиловых параметров процессов горячей прокатки при подаче смазочного материала. Амиров Р.Н., Мартынова У.Д., Дема Р.Р. Моделирование и развитие процессов ОМД. 2012. № 18. С. 101-103.
7. влияние смазочного материала на изменение энергосиловых параметров непрерывной группы клетей стана 2000 горячей прокатки ОАО «ММК» Дема Р.Р., Амиров Р.Н., Курбаков И.А. В сборнике: современные проблемы машиностроения Сборник научных трудов VII Международной научно-технической конференции. под редакцией А.Ю. Арляпова, А.Б. Кима; Национальный исследовательский Томский политехнический университет. Томск, 2013. С. 288-292.
8. Применение нейронных сетей для моделирования энергосиловых параметров клетей чистовой группы НШСГП 2000 ОАО «ММК». Амиров Р.Н., Дема Р.Р., Лукьянов С.И., Ярославцев А.В., Мартынова У.Д. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. № 2. С. 102-103.
9. Математическое моделирование процесса изнашивания рабочих валков клетки кварто при подаче смазочного материала Ярославцев А.В., Платов С.И., Амиров Р.Н., Дема Р.Р., Казаков И.В. Черные металлы. 2012. Т. 6. С. 54.
10. Математическая модель профиля поперечного сечения горячекатаных полос с прикромочными особенностями. Сообщение 1. Бельский С.М., Мухин Ю.А., Польшин А.А., Стоякин А.О. Производство проката. 2015. № 5. С. 18-22.

11. Математическая модель профиля поперечного сечения горячекатаных полос с прикромочными особенностями. Сообщение 2. Бельский С.М., Мухин Ю.А., Польшин А.А., Стоякин А.О. Производство проката. 2015. № 6. С. 10-13.

УДК 621.771

РАЗРАБОТКА НОВОГО СОВМЕЩЕННОГО ПРОЦЕССА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ ПРОКАТКИ И ШТАМПОВКИ

Песин А.М.¹, Дригун Э. М.², Гун Г.С.¹, Пустовойтов Д.О.², Песин И.А.¹

¹ФГБОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.

Носова”, Россия, г. Магнитогорск

²ООО “ЧерметИнформСистемы”

pesin@bk.ru

***Аннотация.** Ключевым условием развития экономики является переход к качественно новым энергоэффективным промышленным технологиям, обеспечивающим многократное повышение производительности оборудования и улучшение качества готовой продукции. В области металлургии и тяжелого машиностроения, особое место занимают технологии получения и обработки сложнопрофильных толстолистовых металлических изделий с толщиной стенки более 40 мм и диаметром/шириной до 4000 мм. К таким изделиям относятся получаемые методом горячей толстолистовой штамповки крупногабаритные детали типа тел вращения (например, сегмент цилиндрической поверхности кожуха конвертера, донная часть вакууматора и т.д.), используемые в металлургической, нефтехимической, газовой и атомной промышленности для аппаратов, работающих под давлением, сосудов, емкостей и других промышленных установок. Известные в настоящее время способы получения таких изделий, например, методом горячей штамповки, имеют ряд технологических проблем. В настоящей работе предложен новый совмещенный процесс толстолистовой прокатки и штамповки для получения таких изделий.*

***Ключевые слова:** крупногабаритная деталь; совмещенный процесс; прокатка; штамповка; метод конечных элементов; математическое моделирование.*

DEVELOPMENT OF A NEW COMBINED PROCESS OF PLATE ROLLING AND STAMPING

Pesin A.¹, Drigun E.², Gun G.¹, Pustovoitov D.¹, Pesin I.¹

¹“Nosov Magnitogorsk State Technical University”, Russia, Magnitogorsk

²ChermetInformSystemy

pesin@bk.ru

285

***Abstract.** The key condition of economic development is the conversion to the brand new energy-efficient innovative technologies ensuring multiplier effect on the improvement of equipment productivity and the enhancement of finished product quality. Metallurgy and heavy engineering construction, which are considered the most energy-intensive industries, place great focus on complex shaped thick-gage plate metal items of equipment with the wall thickness exceeding 40 mm and the diameter /width of up to 4000 mm. Such items of equipment include large machine parts manufactured by means of hot plate stamping, like bodies of rotation (for example, the segment of the radial surface of converter shell, the bottom part of degassing unit, etc.) utilized as pressure-operated devices, vessels, tanks and other facilities by metallurgical, petrochemical, oil and gas, and nuclear industries. This project involves the development of scientific and engineering methods making it possible to manufacture the large size items of equipment like the bodies of rotation without utilization of expensive dies. The power efficiency of the brand new methods of deformation will be achieved through decrease by at least 40% of energy-power parameters of the processes as compared to the conventional methods, as well as through saving of calorific energy by means of reduced number of heating operations of the primary pieces.*

***Key words:** large part, combined process, rolling, stamping, finite element method, mathematical modeling*

В области металлургии и тяжелого машиностроения, которые относятся к наиболее энергоемким отраслям промышленности, особое место занимают технологии получения и обработки толстолистовых металлических изделий с толщиной стенки до 40 мм и диаметром до 4000 мм. К таким изделиям относятся получаемые методом горячей штамповки крупногабаритные детали типа тел вращения (например, донная часть вакууматора), используемые в металлургической, нефтехимической, газовой и атомной промышленности для аппаратов, работающих под давлением, сосудов, емкостей и других промышленных установок. Известные в настоящее время способы получения таких изделий, например, методом горячей штамповки, имеют ряд технологических проблем: значительная энергоемкость процессов, низкая производительность.

Условия эксплуатации крупногабаритных изделий предъявляют к ним повышенные требования по структуре и свойствам, однако, толстолистовые заготовки имеют пониженные механические свойства и значительные колебания размеров по толщине, что приводит к увеличению вероятности образования трещин, складок и других дефектов, а также снижению надежности готовых металлоконструкций.

Указанные проблемы снижают экономическую эффективность производства крупногабаритных изделий ответственного назначения.

В настоящей работе представлен новый энергоэффективный и высокопроизводительный способ получения крупногабаритных деталей с эллиптической поверхностью (с толщиной стенки до 40 мм и диаметром до 4000 мм) из металлических материалов с повышенными механическими свойствами. Энергоэффективность нового метода деформирования заключается в снижении (до 40%) энергосиловых параметров разрабатываемых процессов в сравнении с известными технологиями.

При производстве крупногабаритных изделий типа днищ следует учитывать возможности имеющегося оборудования. В некоторых случаях это является основным ограничивающим фактором, так как при разработке технологического процесса выбор того или иного способа получения заготовки возможен лишь при наличии очень мощного оборудования.

Уникальность приведенных разработок заключается в использовании мощного прокатного стана в качестве основного оборудования для производства толстолистовых заготовок и крупногабаритных деталей типа эллиптических днищ без использования специализированных прессов.

Разработаны две новые принципиальные схемы совмещенного процесса толстолистовой прокатки и штамповки для производства крупногабаритных изделий типа тел вращения без использования прессового оборудования. В основе процесса положен принцип прокатки пакета, состоящего из верхнего (пуансон), нижнего (матрица) оснований и расположенной между ними толстолистовой заготовки (рис. 1).

Ключевым условием реализации процесса является выполнение условий захвата при горячей прокатке пакета (рис. 2):

$$\Delta H_{\text{пак}} \leq 2R(1 - \cos\alpha), \quad (1)$$

$$\alpha = \arctg(m), \quad (2)$$

где $\Delta H_{\text{пак}}$ – абсолютное обжатие пакета, мм; m – показатель трения, R – радиус вала, мм.

$$H_{\text{пак}} = h_{\text{пуанс}} + h_{\text{заг}} + h_{\text{мат}}, \quad (3)$$

где $h_{\text{пуанс}}$ – высота пуансона, мм; $h_{\text{заг}}$ – толщина заготовки, мм; $h_{\text{мат}}$ – высота матрицы, мм.

Разработан способ производства эллиптических поверхностей из листовой заготовки, который включает: 1) сборку пакета, состоящего из верхнего (пуансон) и нижнего (матрица) оснований и расположенной между ними листовой заготовки; 2) реверсивную прокатку пакета в приводных рабочих валках, при этом пакет размещают в предварительно разведенных валках таким образом, чтобы центр пакета располагался на линии, соединяющей оси валков (рис. 3).

С использованием представленной выше конечно-элементной модели выполнено численное исследование и расчет характеристик напряженно-деформированного состояния металла при совмещении процессов горячей прокатки и штамповки эллиптического днища. Диаметр исходной заготовки 2660 мм, толщина 40 мм, материал – сталь 09Г2С. Высота готового изделия 200 мм. Температура нагрева заготовки 9000С. Скорость прокатки 1000 мм/сек. Показатель трения 0,7. Время транспортирования заготовки от печи к штампу 60 сек. Условия деформирования – неизотермические. Условия моделирования – симметричные в одной плоскости. Результат расчета поля напряжений показано на рис. 4.

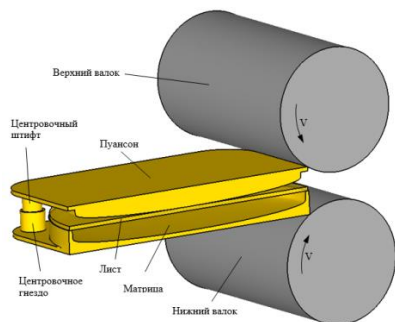


Рис. 1 – Схема совмещенного процесса толстолистовой прокатки и штамповки (способ 1)

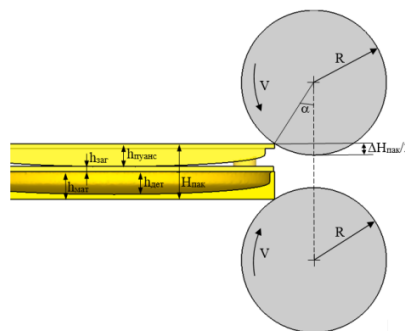


Рис. 2 – Схема к определению условий реализации процесса

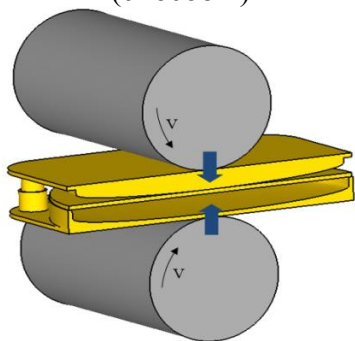


Рис. 3 – Схема совмещенного процесса толстолистовой прокатки и штамповки (способ 2)

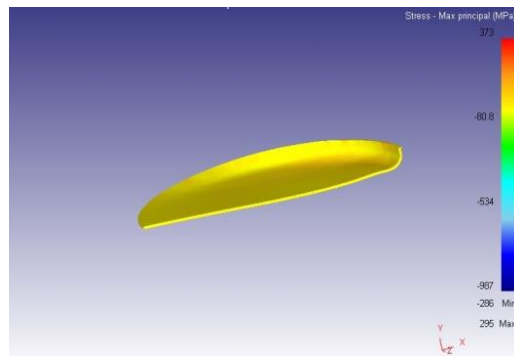


Рис. 4 – Результат расчета поля напряжений

Список литературы

1. Песин А.М. Моделирование и развитие процессов асимметричного деформирования для повышения эффективности листовой прокатки // Моделирование и развитие процессов ОМД. 2002. № 1. С. 107-113.
2. Pesin A.M. Practical results of modeling asymmetric rolling // Steel in Translation. 2003. Vol. 33. № 2. P. 46-49.
3. Модернизация технологии производства крупногабаритных тел вращения / Д.Н.Чикишев, А.М.Песин, В.М.Салганик, Э.М.Дригун // В сборнике: Материалы 63-й

научно-технической конференции по итогам научно-исследовательских работ за 2003-2004 гг. сборник докладов. 2004. С. 7-10.

4. Развитие технологии совмещенного процесса прокатки и пластической гибки / А.М.Песин, Э.М. Дригун, Д.Н.Чикишев // В сборнике: Труды шестого конгресса прокатчиков, (Липецк, 18-21 октября, 2005 г.) [Б.м.], 2005. С. 76-81.

5. Pesin A.M. Scientific school of asymmetric rolling in Magnitogorsk / Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 5 (45). С. 23-28.

6. Развитие теории и совершенствование технологии производства деталей крупногабаритных тел вращения / А.М.Песин, В.М.Салганик, Д.Н.Чикишев // В сборнике: Металлургия XXI века. Сборник трудов 3-й международной конференции молодых специалистов. 2007. С. 373-383.

7. Приложения теории пластичности к разработке и анализу технологических процессов / В.М.Салганик, А.М.Песин, Д.Н.Чикишев, Н.М.Локотунина, Д.О.Пустовойтов. - Магнитогорск: МГТУ им. Г.И.Носова, 2012. - 267 с.

8. Процессы асимметричной прокатки: теория и технологические решения / В.М.Салганик, А.М.Песин, Д.Н.Чикишев, Г.А.Бережная, Д.О.Пустовойтов. - Магнитогорск: МГТУ им. Г.И.Носова, 2013. - 128 с.

9. Развитие теории и технологии получения деталей крупногабаритных тел вращения / А.М.Песин, В.М.Салганик, Д.Н.Чикишев, Э.М.Дригун. - Магнитогорск: МГТУ им. Г.И.Носова, 2010. - 102 с.

10. Чикишев Д.Н., Песин А.М. Технология получения деталей крупногабаритных тел вращения в условиях толстолистового стана. - НТИ: Наука. Технологии. Инновации. 2004. Т. 2. С. 198.

11. Использование двух факторов асимметрии при толстолистовой прокатке / А.М.Песин, Х.Дья, А.Кавалек, П.Сжинский, Д.О.Пустовойтов. - Вестник магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 4 (44). с. 50-51.

12. Исследование влияния скоростной асимметрии на параметры различных процессов листовой прокатки / А.М.Песин, Х.Дья, А.Кавалек, П.Сжинский, Д.О.Пустовойтов, А.В.Сатонин, А.С.Чуруканов. - Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1 (45). С. 86-91.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕПЛОВОЙ РАБОТЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

¹Беленький А.М., ²Бурсин А.Н., ³Улановский А.А., ¹Чибизова С.И.

¹ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет
«МИСиС», Россия, Москва

²ООО «Инновации и энергосбережение», Россия, Москва

³ООО «Обнинская термоэлектрическая компания»

energomet@misis.ru

Аннотация. В статье приведены обобщающие сведения об исследованиях нагревательных печей станов горячей прокатки.

Ключевые слова: нагревательная печь; промышленный эксперимент; автономный регистратор температуры

IMPROVING THE THERMAL PERFORMANCE OF THE METALLURGICAL FURNACE

¹Belenkiy A.M., ²Bursin A.N., ³Ulanovskiy A.A., ¹Chibizova S.I.

¹National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

²LLC “Innovations and energy-saving”, Russia, Moscow

³LLC «ОТС», Russia, Obninsk

energomet@misis.ru

Abstract. Summarizing information on the research of heating furnaces hot rolling mills are shown in the article.

Keywords: heating furnace; industrial experiment; autonomous temperature recorder

Основой нашей экономики являются базовые отрасли промышленности, такие как ТЭК и металлургия. Повышение энергоэффективности в России приобретает статус критического условия для дальнейшего существования и развития, что и сформулировано в Государственной программе РФ “Энергосбережение и повышение энергетической эффективности на период до 2030 г.”. Металлургия России имеет существенные резервы снижения затрат основных производственных ресурсов, особенно за счет повышения энергоэффективности металлургических печных агрегатов (МПА), являющихся главным технологическим оборудованием фактически на всех переделах.

Основными МПА являются нагревательные печи станов горячей прокатки. Это практически единственный агрегат в металлургическом производстве, через который

проходит вся выплавленная в мире сталь. От его функционирования зависит конечное качество металла и энергоэффективность производства горячекатаного металла, в первую очередь листовой продукции, объем производства которой в передовых металлургических странах превышает 75 % всего выпуска металла, проходящего станы горячей прокатки. Черная металлургия СССР была оснащена эффективными отечественными МПА данного типа, причем они были также построены нашими специалистами и за рубежом: в Китае, Индии и других странах. Однако после 1991 г. в России не создано ни одной крупной печестроительной фирмы, которая могла бы составить конкуренцию западным производителям данного оборудования, поставляющим его в нашу страну по весьма высоким ценам.

В нашей стране в черной металлургии при исследовании тепловой работы МПА широко применяются методы измерения температуры металла, кладки и атмосферы в рабочем пространстве печи. На базе системы мониторинга режимов нагрева металла с помощью автономного регистратора температуры (АРТ) созданы и отработаны методики эффективного изучения тепловой работы печей станов горячей прокатки получены результаты, раскрывающие реальную картину процессов в печах и позволяющие существенно улучшить их функционирование [1–4]. Следует отметить, что в партнерстве с фирмой Phoenix TM, Великобритания, созданы уникальные устройства для установки и защиты электронных регистрирующих систем, размещаемых на заготовке и находящихся в печи значительное время при высоких температурах. Современные АРТ оснащены системами радиотелеметрии, что позволяет получать данные в режиме реального времени в темпе с процессом и, по мнению авторов, дает беспрецедентную возможность улучшения качества нагрева и управления печным агрегатом.

Как показали исследования, выполненные за последние пять–семь лет, в целом печное оборудование, поставляемое фирмами из Германии, Франции, Италии и Бельгии характеризуется положительно: низкий удельный расход топлива, пониженное окалинообразование и уменьшенные выбросы оксидов азота, качественное информационное сопровождение управления процессом нагрева. Однако они имеют и существенные недостатки, которые, в частности, проявляются в том, что не полностью подтверждаются параметры функционирования, заявляемые поставщиками, в том числе и по качеству нагрева, необходимого для эффективной работы станов горячей прокатки, и изготовления металла высшего качества, например, для магистральных газопроводов высокого давления.

В таблице приведены данные о некоторых выполненных с помощью АРТ исследованиях температурных режимов нагревательных печей отечественного и зарубежного

производства. Всего на станах горячей прокатки металлургических заводов и комбинатов России за 2000–2015 гг. выполнено более 57 пропусков систем АРТ различных типов. Из приведенных данных следует, что практически на всех печах не обеспечивается достижение декларируемых поставщиком печей величин перепадов температуры в нагретой заготовке перед ее выдачей из печи. Отклонение данного параметра нагретого металла от заданного значения достигает весьма значительных величин (от 5–10 до 30–50 °С).

Проведенные комплексные исследования позволили констатировать, что существующие нагревательные печи станов горячей прокатки, как отечественного, так и зарубежного производства, имеют ряд принципиальных недостатков: невозможность обеспечения высокой равномерности прогрева металла, так как на нижней поверхности сляба остаются недостаточно прогретые места – «тёмные пятна», являющиеся следствием воздействия водоохлаждаемых элементов транспортирующей системы печи; несимметричность температурного поля сляба по толщине вследствие разных условий нагрева сляба сверху и снизу; неравномерность температурного поля сляба по длине вследствие разных условий нагрева металла по ширине печи, достигающей 8 – 12 метров; значительные удельные расходы топлива на нагрев металла, так как необходимо затрачивать тепло на весьма обширную водоохлаждаемую систему транспортировки металла в печи; значительные потери тепла при открывании окон погрузки и выдачи; достаточно большие потери металла с окалиной вследствие длительного пребывания металла в печи, особенно это относится к станам 5000, на которых ведётся прокатка слябов толщиной до 400 мм; отсутствие управления по реальной температуре металла, что приводит к тому, что существующие математические модели недостаточно адаптированы к реальным условиям нагрева металла.

В настоящее время в РФ созданы предпосылки, которые могут существенно улучшить создавшуюся ситуацию: разработаны современные горелочные устройства, рекуператоры, новые типы колпаковых и камерных печей, созданы действительно адекватные математические модели и т.д.

Предлагается создать научно-промышленный кластер «Инновационные технологии металлургии и энергетики», который должен решать следующие научно-технические задачи:

1. Снижение зависимости от зарубежных поставщиков высокотехнологического металлургического и энергетического оборудования.
2. Восстановление печестроения в стране – уход от западного производителя оборудования!

Таблица 1 -Характеристика исследований нагревательных печей, выполненных с помощью автономного регистратора температур (АРТ)

Агрегат	Толщина заготовки, мм	Длительность нагрева, мин	Т max в печи по показаниям штатных приборов, °С	Т max поверхности заготовки, °С	Перепад температуры по длине заготовки (верхняя поверхность), °С		Общий перепад температуры по заготовке, °С		
					max	перед выдачей	max	перед выдачей	
Стан 450. Печь – проходная, с шагающим подом (ЗП)	150x150	133	1300	1220	69,1	14,9	202,1	47 (по ТИ – 30)	
	150x150	140		1215	59,7	9,5	186,8	52,8 (по ТИ – 30)	
Стан 2000. Печь – проходная, с шагающими балками (холодный экспериментальный сляб находился внутри горячего посада) (ОП)	250	243	1400	1240	277	7	307	68	
Стан 2800. Печь – проходная, толкательная	ЗП	270	241	–	1213,1	97,9	56,6	281,4	85,7 (поММ – 20)
		270	241		1214,9	144	58,2	234,8	70,8 (поММ – 20)
		270	202		1202,1	139,5	69,7	314,1	87,6 (поММ – 20)
	ОП	265	382	1300	1219,4	95,5	30,8	175,4	52,8 (попаспорту – 20)
Стан 5000	Печь – проходная с шагающими балками (ЗП)	250	255	–	1219,2	164,1	15,6	249,1	23,8*
		312	437	1250	1158 (1170 – по ТИ)	80	9,6 (10 - по ТИ)	167,3	39,2 (20 – по ТИ)
		312	444		1161,5 (1170 – по ТИ)	73,9	21,2 (10 - по ТИ)	216,5	64,1 (20 – ТИ)
	Печь – проходная с транспортными тележками (ЗП)	250	315	1250	1213	31	31	279	60
		315	415		1241	120	37	391	80
		315	480		1255	176	12	481	60
		315	307		1234	134	70	466	177

	Камерная печь (ОП)	315	1164 (фактически садка была готова к выдаче через 840 мин)	1250	1214	-	-	276	22 – по садке; от 4 до 11 – отдельно по слябам
Колесо-прокатный стан. Печи с кольцевым подом (последовательный нагрев в двух печах) (ОП)		480x470	419	1280	1283,8 (по ТИ – 1270)	190,3	27	300,8	39,2
		350x472	438		1278,8 (по ТИ – 1270)	195	7	274	23,9

3. Создание энергоэффективного печного оборудования и систем управления для металлургической промышленности, машиностроения, в том числе энергетического и атомного, где нельзя допускать ориентацию на зарубежное оборудование. В то же время необходимо учитывать самые перспективные достижения мировой науки и техники.

4. Создание принципиально новых научно-технических методов решения задач повышения энергоэффективности работы высокотемпературного и высокопроизводительного отечественного печного оборудования. На разработанной основе создание базовых технологий и комплексов интеллектуальных технических систем, обеспечивающих новый уровень управляемости и безопасности основного печного оборудования указанных отраслей промышленности.

5. Создание конкурентоспособного оборудования для экспорта на мировые рынки.

6. Повышение загрузки отечественных металлургических и энергетических предприятий.

7. Создание новых рабочих мест.

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 литературы

1. Совершенствование тепловой работы печей стана 2000 ОАО ММК / А. М. Беленький, Е. А. Болтенкова, М. Ю. Дубинский, В. Н. Партин: в сб. Трудов III Междунар. научно-технич. конф. “Металлургическая теплотехника: история, настоящее и будущее. К 100-летию со дня рождения М.А. Глинкова”. Москва, МИСиС. 1–3 февраля 2005 г. — М.: МИСиС. 2006. С. 152–156.

2. Пат. 2357217 РФ на изобретение. Устройство для измерения температуры нагрева объекта в металлургических печах и способ работы устройства / А. М. Беленький, А. Н. Бурсин, М. Ю. Дубинский, С. И. Калимулина. 2009. Бюл. № 15.

3. Улановский А. А., Тааке М. Контроль высокотемпературной термической обработки стального проката // Сталь. 2008. № 11. С. 114–118.

4. Plester D., Taake M. Ten practical tips for ensuring accurate data from slab reheat profiling: В сб. Трудов VI Междунар. научно-практич. конф. “Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология”. Москва, МИСиС. 15–20 октября 2012 г. — М.: МИСиС. 2012. С. 384–391.

СОВМЕСТНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И АЭС ИСП В МЕТАЛЛУРГИИ И ЭНЕРГЕТИКЕ

Глинская И.В., Горбунов В.Б., Вдовыдченко Н.В., Теселкина А.Э.

ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет «МИСиС»,

Россия, Москва

vbg1953@mail.ru

Аннотация. Проведены исследования с целью разработки комплекса методик количественного химического анализа АЭС ИСП и РФА методами. Объектами исследования являлись исходные, промежуточные и конечные продукты металлургического производства и различные виды твердого топлива. Показана возможность одновременного определения большого числа макрокомпонентов и примесных элементов в широком диапазоне содержаний – от $n \cdot 10\%$ до $n \cdot 10^{-4}\%$.

Ключевые слова: красный шлам; отходы металлургического производства; твердое топливо; методы количественного химического анализа.

COMBINED USE OF XRF AND ICP AES IN THE METALLURGY AND ENERGY

Glinskaya I.V., Gorbunov V.B., Vdovydchenko N.V., Teselkina A.E.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

vbg1953@mail.ru

Abstract. Development research of quantitative chemical analysis of ISP AES and RFA are achieved. The objects of study are the initial, intermediate and final products of metallurgical production and various types of solid fuel. The possibility of simultaneous detection of a large number of macro and trace elements in a wide range of contents - from $n\%$ to $n \cdot 10^{-4}\%$.

Keywords: red mud; waste metallurgical production; solid fuel; the methods of quantitative chemical analysis.

Несмотря на появление новых современных материалов, потребность промышленности в чугуне не снижается. Традиционно основным сырьем для его получения является железная руда, запасы которой постепенно сокращаются. По мере расходования руд с высоким содержанием железа (50-60 %) в процессе выплавки чугуна возрастает доля более бедного сырья (30-50 % Fe), которое проходит обогащение на обогатительных фабриках, что усложняет технологию производства и, как следствие, приводит к удорожанию конечного продукта. Повышение рентабельности производства может быть достигнуто за счет комплексного использования железорудного сырья, что приводит к необходимости более

полного знания его химического состава, а также химического состава всех материалов, используемых при производстве чугуна или являющихся промежуточными продуктами этого производства (флюсов, концентратов, агломератов, окатышей и т.д.).

Сокращение запасов первичного сырья вынуждает многие страны разрабатывать новые технологии для эффективного использования в металлургическом производстве вторичных ресурсов, например, промышленных отходов. Кроме того, важным показателем уровня развития страны является охрана окружающей среды, в том числе и утилизация отходов. Таким образом, проблема переработки отходов приобрела в настоящее время первоочередное значение. Одной из наиболее острых является проблема накопления отходов глиноземного производства – так называемых красных шламов. В настоящее время в мире складировано около 2,7 млрд т красного шлама и эти запасы пополняются примерно на 120 млн. т в год. Поэтому поиск технологии эффективной комплексной переработки красных шламов с каждым годом становится все более актуальным. Наиболее близки к решению этой проблемы исследования в области металлургических технологий жидкофазного восстановления нового поколения, проведение которых невозможно без правильного установления химического состава красного шлама и продуктов его переработки (чугуна и шлака).

Объектами исследования при разработке новых металлургических технологий являются абсолютно разные по химической природе материалы. А так как для оценки эффективности технологических процессов необходимо осуществлять контроль содержания большого ряда элементов, то для анализа вышеуказанных объектов наиболее целесообразно применять многоэлементные методы – рентгенофлуоресцентный (РФА) или атомно-эмиссионный с индуктивно связанной плазмой (АЭС ИСП) [1]. Основным преимуществом РФА является экспрессность, основанная на возможности проводить анализ без разрушения анализируемой пробы при условии наличия стандартных образцов состава (СО), адекватных данной пробе. Однако при проведении исследований по разработке новых металлургических технологий приходится иметь дело с новыми или нестандартными веществами, для которых СО не существует, что не позволяет получать достоверные результаты анализа. В этом случае незаменимым является метод АЭС ИСП, который не требует наличия адекватных стандартных образцов состава, а калибровку прибора осуществляют по растворам, состав которых аналогичен составу растворов анализируемых материалов. Для приготовления калибровочных растворов используют СО состава растворов, что гарантирует получение точных результатов при анализе различных нестандартных объектов.

С учетом выше сказанного для аналитического сопровождения технологических разработок в области жидкофазного восстановления применен комплекс методов РФА и

АЭС ИСП и предложен следующий алгоритм проведения работ по химическому анализу исследуемых материалов:

1. Проведение обзорного полуколичественного анализа изучаемого объекта методом РФА.
2. Разработка методики анализа данного объекта методом АЭС ИСП.
3. Проведение химического анализа ряда аналогичных объектов по разработанной методике АЭС ИСП и получение базы данных по их химическому составу.
4. Проведение количественного анализа аналогичных объектов методом РФА с использованием для калибровки прибора образцов, проанализированных методом АЭС ИСП.

Предложенный алгоритм был применен, в частности, при изучении различных образцов красного шлама Уральского алюминиевого завода.

Рентгенофлуоресцентный анализ проводили на рентгеновском энергодисперсионном спектрометре S8 TIGER (фирма BRUKER, Германия). Для полуколичественного анализа использовали программу QUANT-EXPRESS. Для количественного анализа использовали образцы красного шлама, проанализированные методом АЭС ИСП на приборе iCAP 6300 (фирма "Thermo", США) [2].

Аналогичный подход с параллельным использованием этих двух методов был применен при проведении химического анализа углей и других видов твердого топлива. Разработана новая методика определения более двадцати элементов в твердом топливе. На основании проведенных исследований была подготовлена заявка на изобретение на прямое определение ряда элементов без предварительного сжигания твердого топлива до золы.

Заключение.

Сочетание двух современных многоэлементных и чувствительных методов анализа позволило достоверно определить более сорока химических элементов в красном шламе. Аналогичный подход может быть применен к большинству исходных, промежуточных и конечных продуктов различных металлургических производств, а также к анализу различных видов твердого топлива.

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 литературы

1. Пупышев А.А., Данилова Д.А.//Аналитика и контроль. 2007.Т.11.№2-3.С.131-181,
2. Глинская И.В., Горбунов В.Б., Подгородецкий Г.С., Теселкина А.Э.// Известия высших учебных заведений. Черная металлургия, 2013,Т.9, С.17-21.

ВЛИЯНИЕ БОРСОДЕРЖАЩИХ ОКСИДОВ НА КАЧЕСТВО ОКАТЫШЕЙ ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Куренков Д.С., Писарев С.А., Горбунов В.Б., Подгородецкий Г.С.

ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет «МИСиС»,

Россия, Москва

vbg1953@mail.ru

***Аннотация.** Исследовано влияние борсодержащих оксидов на прочность сырых и обожженных окатышей из концентрата железистых кварцитов месторождения Костомукша (АО «Карельский Окатыш»). Установлено, что введение в шихту борсодержащих добавок незначительно снижает прочностные свойства сырых, но существенно повышает прочность обожженных окатышей за счет интенсификации жидкофазного спекания.*

***Ключевые слова:** окатыши; бор; колеманит; прочность.*

INFLUENCE OF BORON – CONTAINING OXIDES ON PELLET PROPERTIES MADE OF FERRUGINOUS QUARTZITE CONCENTRATES

Kourenkow D.S., Pisarev S.A., Gorbunov V.B., Podgorodetsky G.S.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

vbg1953@mail.ru

***Abstract.** In this paper the influence of boron – containing oxides on strength of green and fired pellets made of ferruginous quartzite concentrates is studied on the example of Kostomuksha's ore field (JSC "Karelian Pellet"). It is established that adding boron – containing additives to a batch showing insignificant decline of green pellet properties, but in the same time substantial increasing of fired pellet compression strength by intensification of liquid – phase sintering is observed.*

***Keywords:** pellets; boron; colemantite; strength.*

В процессе разработки рудных месторождений происходят изменения в качестве добываемой руды, в том числе изменения в составе вмещающих пород. С другой стороны, изменения в технологии обогащения так же приводят к изменениям в вещественном и гранулометрическом составе концентрата. Часто эти изменения негативно сказываются на качестве окатышей, что требует внесения в технологию их производства определенных изменений. В условиях интенсивного производства особенно остро стоит проблема прочности окатышей низа слоя. В то время как верхний слой прогревается до температур 1300÷1350 °С, в нижних слоях температура едва достигает 1150 °С и спекание окатышей

нижнего слоя проходит в основном в твердофазном режиме. Одним из способов повышения прочностных характеристик окатышей является добавка в шихту легкоплавких соединений, температура плавления которых ниже температуры спекания нижних слоев окатышей на конвейерной машине. Возможным технологическим приемом такого типа является введение в шихту окатышей борного ангидрида (B_2O_3 , $T_{пл.}=450$ °С) или природного минерала колеманита ($Ca_2B_6O_{11} \cdot 5H_2O$, $T_{пл.}=1030$ °С). Для окатышей из концентратов руд скарного типа добавки борного ангидрида или боратовой руды существенно улучшали прочностные свойства как сырых, так и обожженных окатышей [1,2], в то же время для окатышей из концентратов руд железистых кварцитов такие данные практически отсутствуют.

Исследование влияния борсодержащих оксидов на прочность сырых и обожженных окатышей из концентрата железистых кварцитов проводились на концентрате месторождения Костомукша (АО «Карельский Окатыш»). Шихтовые условия (содержание и качество бентонита, известняка) так же соответствовали условиям производства АО «Карельский Окатыш». Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав шихтовых материалов

	Fe _{общ}	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	K ₂ O+Na ₂ O	P	S	Прочие
Концентрат	67,20	0,30	5,31	0,56	0,45	0,16	0,020	0,540	0,30
Бентонит	2,04	2,10	51,00	1,88	15,04	2,63	0,050	0,090	24,30
Известняк	1,19	54,6	1,93	1,62	0,52	0,46	0,010	0,041	40,58

Окомкование проводилось в тарельчатом грануляторе диаметром 0,35 м. Скорость вращения тарели составляла 25 об/мин. Угол наклона окомкователя 47°. Время окомкования составляло 10 минут: 8 минут в режиме наката концентрата, 2 минуты без подачи концентрата, в течение которых готовые окатыши упрочнялись. Готовые окатыши рассеивались, испытывались на сырую, сухую прочность и сбрасывание. Годным считался класс 10 – 16 мм. Для сырой прочности брался класс 10 – 12,5 мм, для обжига 12,5 – 16 мм. Партия окатышей на каждый вид испытаний состояла из 10 штук. Сбрасывание происходило с высоты 300 мм на стальную пластину. Для проверки сырой прочности на сжатие окатыши подвергались равномерно возрастающей нагрузке до появления трещины.

Временной режим термообработки был разработан в соответствии с данными о времени нахождения окатышей в различных зонах обжиговой машины на АО «Карельский Окатыш». Обжиг партий из 15 окатышей производился в вертикальной трубчатой печи с силитовыми нагревателями. Режим термообработки включал сушку (7 минут), нагрев до

температуры обжига (спуск в зону обжига 12 минут), выдержку при температуре обжига (7 минут), охлаждение окатышей до температуры 200 °С (подъем из зоны обжига 14 минут). Нагрев до максимальной температуры велся со средней скоростью 80 °С/мин. Распределение температур в печи во время термообработки при $T_{\text{обж}}=1150$ °С представлено на рисунке 1. Так как наибольший интерес представляет влияние упрочняющих добавок на окатыши середины и низа слоя, максимальные температуры обжига были выбраны 1150 °С и 1200 °С.

За базовый вариант сравнения (нулевой уровень эксперимента) были выбраны окатыши с шихтовыми условиями текущего производства АО «Карельский Окатыш» – 7 г/кг концентрата бентонита и 5 г/кг концентрата известняка. Прочность базовых обожженных окатышей на сжатие составила при $T_{\text{обж}}=1150$ °С и 1200 °С соответственно 193 и 199 кг/ок. Окатыши с бором производились без известняка с добавлением бентонита из расчета 5 г/кг концентрата.

Влияние добавок B_2O_3 на процесс упрочнения окатышей изучено на примере добавки в шихту химически чистого оксида бора в количестве 0,2 %, 0,4 %, 0,6 %. Результаты испытаний приведены в таблице 2.

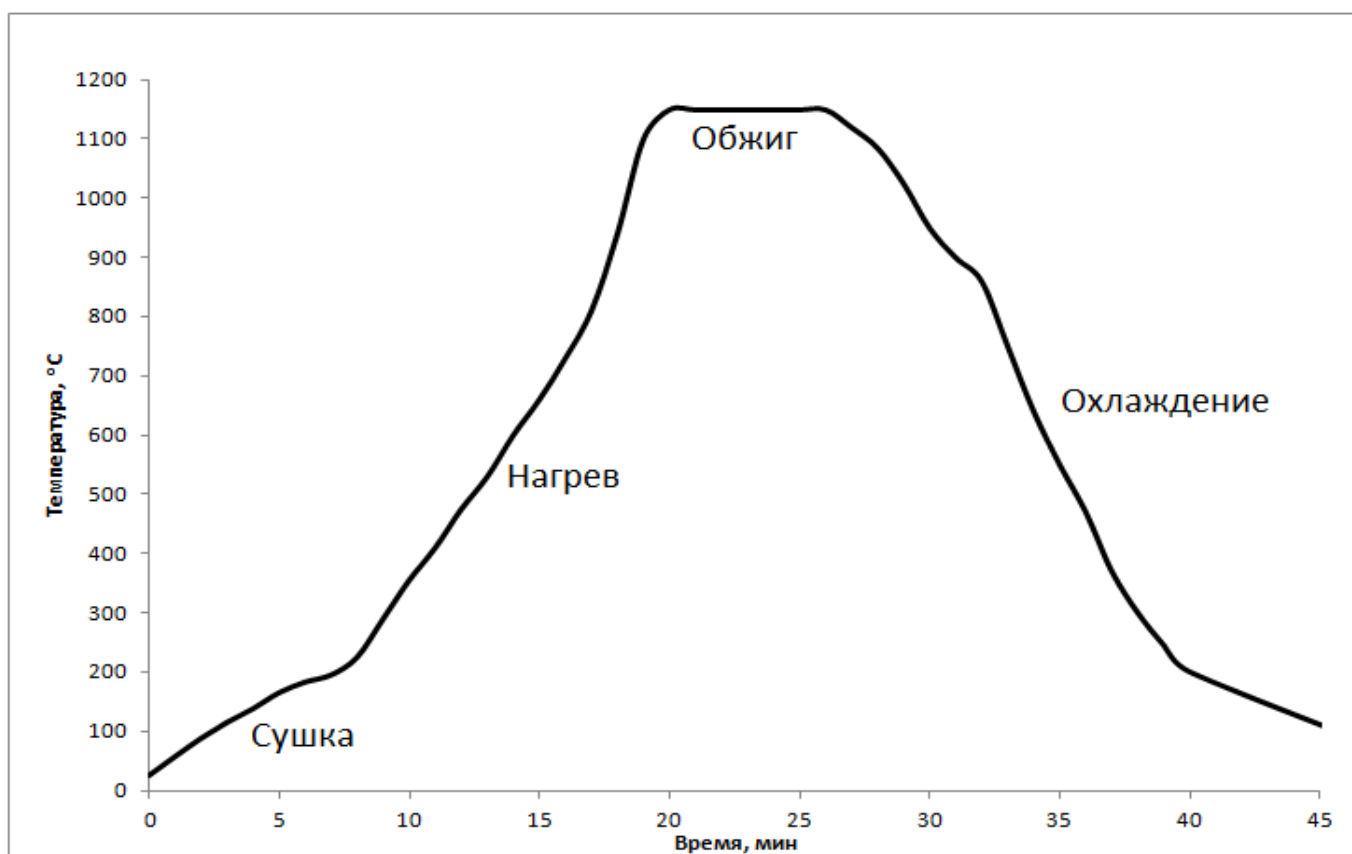


Рисунок 1 – Температурный режим термообработки окатышей

Таблица 2 – Результаты испытаний сырых и обожженных окатышей с добавкой B_2O_3

	База	0,2 % B ₂ O ₃	0,4 % B ₂ O ₃	0,6 % B ₂ O ₃
Выход годного класса, %				
	83,0	58,3	75,5	49,1
Прочность сырых на сбрасывание, раз				
	5,1	3,1	3,7	3,9
Прочность сырых на сжатие, кг/ок				
	0,69	0,66	0,64	0,72
Прочность обожженных на сжатие, кг/ок				
1200°C	199	291	349	352

Как следует из приведенных данных, показатели качества сырых окатышей с оксидом бора ниже, чем в базовом варианте. По-видимому, снижение содержание бентонита в шихтеиз концентрата железистых кварцитов не компенсировалось добавкой бора, как это наблюдалось для сырых окатышей из концентратов руд скарного типа. Что касается холодной прочности обожженных окатышей, то, как и в случае окатышей из концентратов руд скарного типа, она возрастает с увеличением количества добавляемого оксида бора. Следует отметить, что в процессе обжига почти 50% бора уходит в газовую фазу (таблица 3). Можно предположить, что в условиях слоевого процесса часть газообразного оксида бора будет конденсироваться в нижней еще слабо нагретой части слоя, что в свою очередь будет способствовать большему упрочнению окатышей.

Таблица 3 – Содержание бора в окатышах с оксидом бора до и после обжига

Шихта	Содержание В до обжига, %	Содержание Вв обоженных окатышах, %
База	0,0	0,0
0,2 % B ₂ O ₃	0,063	0,030
0,4 % B ₂ O ₃	0,126	0,065
0,6 % B ₂ O ₃	0,188	0,107

Оксид бора достаточно дорогой материал, что препятствует его активному использованию в производстве железорудных окатышей, поэтому предлагается использовать для упрочнения окатышей борсодержащие руды [1], в том числе и колеманит [3].

В исследовании использовался молотый (класс – 45 мкм более 74 %) концентрат колеманита (Турция) с содержанием $\text{Ca}_2\text{B}_6\text{O}_{11} \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ не менее 90 %, остальное карбонат кальция и силикаты. Колеманитовый концентрат добавляли в шихту окатышей в количестве 0,3 % в виде исходного концентрата и обожженного при 500 °С.

Качество сырых окатышей с добавкой 0,3 % сырого колеманита (КС) практически идентично базовым, но прочность на сжатие после обжига существенно ухудшается – 102 кг/ок при $T_{\text{обж}}=1150$ °С и 124 кг/ок при $T_{\text{обж}}=1200$ °С (таблица 4).

Таблица 4 – Результаты испытаний сырых и обожженных окатышей с добавкой колеманита

	База	0,3 % КС	0,3 % КО
Выход годного класса, %	83,0	83,5	81,3
Прочность сырых на сбрасывание, раз	5,1	4,3	3,6
Прочность сырых на сжатие, кг/ок	0,69	0,85	0,69
Прочность обожженных на сжатие, кг/ок			
Температура обжига 1150°С	193	102	257
Температура обжига 1200°С	199	124	277

Окатыши имели сильно развитую сеть трещин по поверхности. Данный эффект объясняется активным выделением влаги при разложении колеманита в интервале температур 350 – 450°С, что видно по данным дифференциально – сканирующей калориметрии (Рисунок 2).

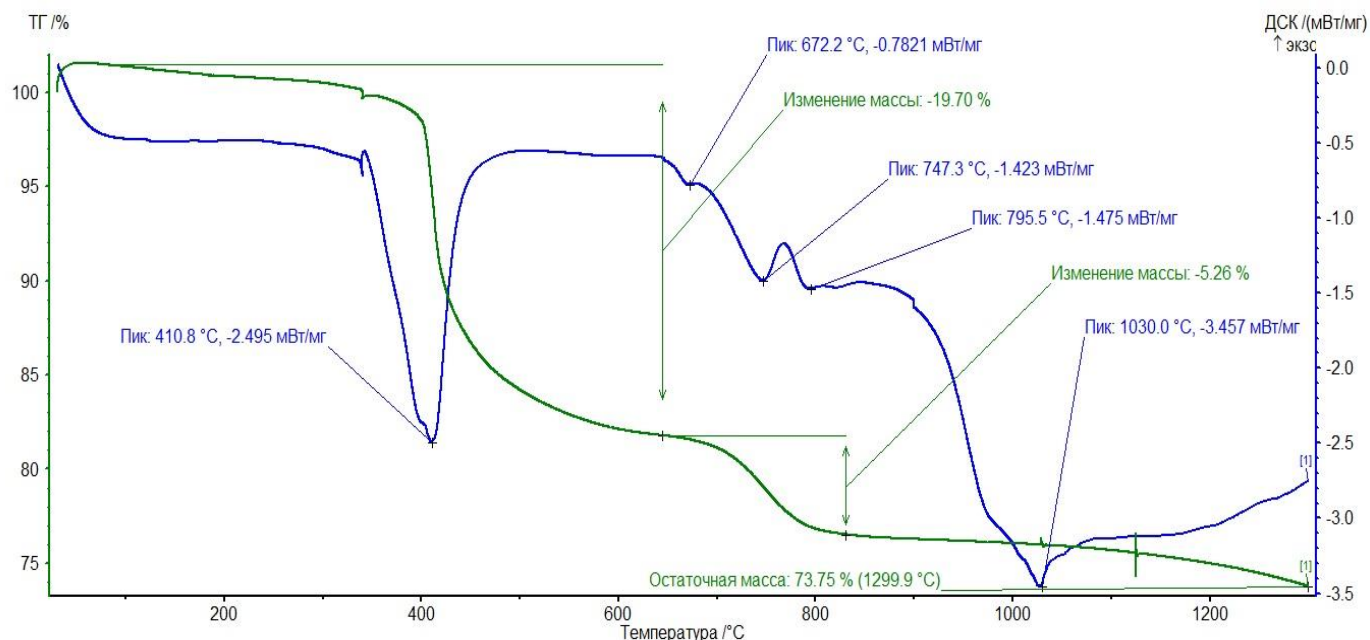


Рисунок 2 – Результаты дифференциально – сканирующей калориметрии исходного концентрата колеманита.

Как следует из данных таблицы 4, окатыши с добавкой 0,3 % обожженного колеманита (КО) показали рост прочности на сжатие.

Таким образом, введение оксида бора B_2O_3 в шихту окатышей из концентратов железистых кварцитов приводит к незначительному снижению качества сырых окатышей, но существенному росту холодной прочности обожженных. Замена оксида бора концентратом колеманита повышает качество обожженных окатышей при условии предварительного обжига колеманита.

Список литературы

1. Малышева Т. Я. Петрография и минералогия железорудного сырья: Учебное пособие для вузов/ Малышева Т. Я., Долицкая О.А// – М.: МИСиС, 2004. – 423 с
2. Акбердин А.А. Разработка технологии производства борсодержащих железорудных окатышей/ А. А. Акбердин, А. С. Ким, К. З. Саркенов // Сталь. - 2010. - N 6. - С. 14-20.
3. Sivrikaya O., Arol A. İ., Use of colemanite as an additive in iron ore pelletizing, in Proceedings of 11th International Mineral Processing Symposium, pp. 1121-1127, Edited by Özbayoğlu G., Arol A.İ., Hoşten Ç., Atalay Ü., Belek-Antalya, Turkey, 21-23 October, 2008.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ
ПОЛУЧЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ ИЗ ОТЕЧЕСТВЕННОГО СЫРЬЯ
С ПОЗИЦИИ ЗАМЕЩЕНИЯ ИМПОРТА МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ РЕСУРСОВ**

Дашевский В.Я., Полулях Л.А., Макеев Д.Б., Козлова О.Н.

ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет

МИСиС», Россия, Москва

vdashev@imet.ac.ru

***Аннотация.** Представлены результаты исследования возможность получения марганцевых ферросплавов из марганцевых руд Усинского месторождения, вовлечение которых в производственный процесс в настоящее время не осуществлен по причине низкого содержания марганца в данных рудах. В результате проведенных исследований предложена схема возможного получение стандартных марганцевых ферросплавов без привлечения богатых по содержанию марганца, низкофосфористых импортных марганцевых руд. Решение данной проблемы имеет стратегическое значение с позиции экономической безопасности страны и замещения импорта марганецсодержащих ресурсов. Актуализировано направление, позволяющее исследовать возможности не только увеличивать объем выплавки в России высокоуглеродистого ферромарганца и ферросиликомарганца, в том числе за счет вовлечения в производство отечественных марганцевых руд, но и разработать импортозамещающие технологии по производству рафинированных марганцевых ферросплавов – средне- и низкоуглеродистого ферромарганца и металлического марганца из этих руд.*

***Ключевые слова:** марганец; ферромарганец; силикомарганец; ресурсы марганца; некондиционные руды; производство марганецсодержащих сплавов; сырьевая база марганца.*

**RESEARCH ON THE POSSIBILITY OF MANGANESE FERRO-ALLOYS
PRODUCTION FROM THE DOMESTIC RAW MATERIAL AND PROCESS
DEVELOPMENT FROM THE PERSPECTIVE OF IMPORT SUBSTITUTION OF
MANGANESE RESOURCES**

Dashevskiy V.Y., Polulyakh L.A., Makeev D.B., Kozlova O.N.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

vdashev@imet.ac.ru

***Abstract.** This article contains contains information about the results of a study of the possibility of obtaining manganese ferroalloys of manganese ore Usinskoye field, the involvement*

of which in the production process not currently performed due to the low content of manganese in these ores. In the studies proposed scheme is possible to obtain standard manganese ferroalloys without attracting the rich content of manganese, low-phosphorus manganese ores imported. The solution to this problem is of strategic importance from the standpoint of economic security of the country and import substitution of manganese resources. Updated in the direction that allows you to explore the opportunities not only to increase the amount of smelting in Russia of high-carbon ferromanganese and ferrosilicon manganese, including through the involvement in the production of domestic manganese ore, but also to develop import-substituting technology for production of refined manganese ferroalloys, medium and low carbon ferromanganese and manganese metal from these ores.

Keywords: *manganese; ferromanganese; silicomanganese; manganese resources; off-grade ore; production of manganese alloys; manganese resource base.*

Одним из определяющих факторов роста экономического потенциала страны является наличие развитой минерально – сырьевой базы стратегически важных металлов, горно – металлургического комплекса по добыче, обогащению и переработке добываемого из недр рудного сырья с получением конкурентоспособной металлопродукции.

Марганец по объемам потребления занимает четвертое место в мире среди металлов, уступая только железу, алюминию и меди. Мировые запасы марганцевых руд на 90% представлены оксидными (38%) и оксидно-карбонатными (52%) рудами. Общие запасы марганцевых руд в мире составляют 8,9 млрд т, подтвержденные – 3,5 млрд т. Основные месторождения сосредоточены в девяти странах – ЮАР и Украине (суммарно 50% мировых), Казахстане, Габоне, Китае, Грузии, Бразилии, Австралии, Индии [1-3]. Самые высокосортные руды с содержанием марганца 40–50% находятся в ЮАР, Габоне, Австралии и Бразилии, однако в мировом балансе богатые руды составляют не более трети.

В ЮАР около 95% запасов сосредоточено в уникальной марганцево-железорудной зоне Куруман. Наиболее крупные месторождения Маматван (среднее содержание марганца 38%), Весселс (47%) Миддельплаатц (36%). Около четверти добываемой в стране руды перерабатывается на местных ферросплавных заводах, остальное вывозится в виде руды.

Украина занимает второе место в мире (2,5 млрд. т общих 2,3 млрд. т разведанных запасов) по запасам марганцевых руд. Основные залежи марганцевых руд находятся в Южно-Украинском бассейне. Это месторождения Никопольской группы и Больше-Токмакское, содержащие 33 и 67 % подтвержденных запасов страны. Запасы представлены рудами с высоким, до 0,4% содержанием фосфора, что предопределяет его содержание в сплаве на уровне 0,5-0,6 %. Содержание марганца – 25-30%. Основная часть марганцевых

руд (77%) карбонатные. Оксидные руды составляют только 15%.

Казахстан. По запасам марганцевых руд занимает третье место в мире. Более 90% запасов находится в Центрально-Казахстанском районе в месторождениях Западный Каражал, Ушкатын и Большой Ктай (Жезказганская область). Среднее содержание марганца – 20-30%, при этом низкое содержание фосфора (0,02–0,08 %) и серы (0,1–0,3%).

Габон. Месторождение Моанда близ Франсвиля, разработка ведется открытым способом. Среднее содержание марганца в рудах – 48%, серы – 0,03–0,09%, фосфора – 0,04–0,13%, SiO₂ – 3–4%. Высокое качество сырья позволяет использовать его без обогащения. Большая часть сырья экспортируется в США.

Китай. Запасы марганцевых руд в Китае мелкие, многочисленные залежи, 70% из которых представлено низкосортными и труднообогатимыми карбонатными рудами. Среднее содержание марганца в рудах – 30–40%. Китай является мировым лидером по валовой добыче марганцевых руд, но из-за низкого их качества занимает лишь пятое место по выпуску товарных руд стандартного (48–50% Mn) качества.

Грузия. Основные запасы сосредоточены в Чиатурском и Чхари-Аджаметском месторождениях. Основные типы руд: первичные и окисленные пиролюзит-псиломелановые, манганитовые и бедные карбонатные разновидности. Среднее содержанием марганца 20-30%.

Бразилия на мировой рынок ежегодно отгружает 1,5–2 млн. т марганцевой руды преимущественно с содержанием марганца свыше 39%

Австралия. Месторождение Грут-Айленд. Содержание: марганца – 37–52% (среднее – 41%); железа от 2 до 11,5%; кремнезема – 3–13%; фосфора – 0,07–0,09%; серы – 0,07–0,08%. Руды легко обогащаются. Отработка ведется открытым способом. Известны также более мелкие месторождения в Западной Австралии (Вуди-Вуди, Майк). Компания ВНР Billiton добывает свыше 7 млн. т руды.

Индия. Большинство месторождений расположены в штатах Гуджарат, Мадхья-Прадеш, Орисса и Махараштра. Содержание марганца – 31–55%; железа от 2 до 7,5%; кремнезема – 2–19%; фосфора – 0,07–0,35%. Руды легкообогатимые, добываются открытым способом.

Россия. Балансовые запасы марганцевых руд в России составляют около 290 млн т (0,2% мировых), прогнозные ресурсы – более 1 млрд. т [2]. На территории России марганцевые руды представлены преимущественно тремя типами: карбонатными, окисными и окисленными. В структуре подтвержденных запасов преобладают (90,2%) бедные карбонатные руды (19,8% Mn) с высоким содержанием фосфора (0,2–0,3% и более). Запасы оксидных руд, содержащих 23–26% Mn, составляют 6% [3]. Месторождения расположены в

Кемеровской области (Усинское), в Красноярском крае (Порожинское), на Урале (Североуральские), в Республике Коми (Порнокское), в Иркутской области (Новониколаевское) и др. (рис. 1). Руды этих месторождений характеризуются низким содержанием марганца и повышенным содержанием фосфора. Месторождения в большинстве случаев маломощные и расположены в труднодоступных районах.



Рисунок 1 – Месторождения марганцевых руд на территории России

Существует тесная зависимость между объемами производства ферросплавов и выплавки стали (табл. 1). Наблюдаемый в последние годы рост потребления высококачественной легированной стали сопровождается увеличением спроса на ферросплавы, особенно на сплавы марганца. Марганец является наиболее распространенным легирующим элементом. Около 95% его производится в виде ферросплавов и используется при выплавке стали.

Таблица 1 – Производство стали в мире, млн. тонн (данные WSA)

Место	Страна	2013	2012	Изменение
1	Китай	779	724,7	+7,5%
2	Япония	110,6	107,2	+3,2%
3	США	87	88,7	-1,9%
4	Индия	81,2	77,3	+5,0%
5	Россия	69,4	70,4	-1,4%
6	Южная Корея	66	69,1	-4,5%

7	Германия	42,6	42,7	-0,2%
8	Турция	34,7	35,9	-3,3%
9	Бразилия	34,2	34,5	-0,9%
10	Украина	32,8	33	-0,6%
11	Италия	24,1	27,3	-11,7%
12	Тайвань	22,3	20,7	+7,7%
13	Мексика	18,4	18,1	+1,7%
14	Франция	15,7	15,6	+0,6%
15	Иран	15,4	14,5	+6,2%
16	Испания	13,7	13,6	+0,7%
17	Канада	12,5	13,5	-7,4%
18	Великобритания	11,9	9,6	+24,0%
19	Польша	8	8,4	-4,8%
20	Австрия	7,9	7,4	+6,8%
	Весь мир	1607,2	1552,9	+3,5%

Увеличение спроса на марганецсодержащие сплавы в основном определяется изменением объема производства стали в Китае. На Китай приходится 87% мирового потребления марганцевых сплавов, из них спрос в сталеплавильном секторе составляет почти 82% внутреннего потребления.

Урбанизация во многих развивающихся странах и рост промышленного производства в Китае в последнем десятилетии привели к значительному росту спроса на марганецсодержащие сплавы, даже несмотря на мировой экономический кризис 2008–2009 гг. Восстановление мировой экономики в 2010 г., после экономического спада, стало причиной увеличения капиталовложений, инвестиций в долгосрочные активы и текущих расходов в отрасли, связанные с производством металлопродукции. Данный фактор сказывается в дефиците марганцевых сплавов на мировом рынке. В частности, высококачественные марганцевые руды из Африки, Австралии и Южной Америки будут востребованы для обеспечения рудой основных производителей ферросплавов в Азии, где марганцевые руды низкосортные и не используются при производстве марганцевых ферросплавов высокого качества.

Внутренний спрос России на марганецсодержащее сырье в последние годы практически полностью закрывался поставками из-за рубежа, в основном из Казахстана (почти 79% российского импорта) и ЮАР (20%). В условиях дефицита кускового качественного сырья для стабильной работы ферросплавных заводов вопросы

обеспеченности их надежной сырьевой базой становятся первостепенными.

Таким образом, перед металлургами стоит задача – существенно сократить импортную зависимость ферросплавной отрасли за счет вовлечение в производство отечественных марганцевых руд и получение из них всего комплекса марганцевых ферросплавов. В решении этого вопроса также особую актуальность приобретает проблема вовлечение в производство марганецсодержащих отходов (некондиционной по фракционному составу мелочи марганцевых руд, которая образуется на стадии добычи, транспортировки и обогащения, марганецсодержащих шлаков).

Потребность России в крупнотоннажных сплавах марганца (высокоуглеродистом ферромарганце и ферросиликомарганце) на ~60% закрывается за счет импорта, а в средне- и низкоуглеродистом ферромарганце и силикотермический металлическом марганце – на 100%, главным образом, из Украины; электролитический марганец импортируют из Китая.

Высокоуглеродистый ферромарганец в России в настоящее время выплавляют в доменных печах Косогорского металлургического и Саткинского чугуноплавильного заводов из импортных марганцевых руд. Ферросиликомарганец периодически производили на Челябинском электрометаллургическом комбинате (в основном из казахстанской марганцевой руды). В настоящее время объем производства высокоуглеродистого ферромарганца составляет порядка 190 тыс. т, а ферросиликомарганец не производят.

Наибольшее количество запасов и прогнозных ресурсов марганцевых руд России сосредоточено в Сибири, в основном в Кемеровской области и Красноярском крае (табл. 2). В настоящее время к промышленной эксплуатации подготавливается крупнейшее месторождения марганцевых руд России – Усинское (Кемеровская область). Марганцевые руды этого месторождения характеризуются сравнительно низким содержанием марганца (18–22%) и повышенным содержанием фосфора (0,2–0,3% и более).

Таблица 2 – Запасы марганцевых руд по районам России, млн т [2]

	Регион	Балансовые запасы			Прогнозные ресурсы
		A+B+C ₁	C ₂	итого запасов	
1	Свердловская область	41,3	–	41,3	49,2
2	Кемеровская область	98,5	–	98,5	150,4
3	Хабаровский край	6,5	2,5	9,0	53,2
4	Республика Коми	–	3,9	3,9	101,2
5	Оренбургская область	–	4,2	4,2	31,0
6	Иркутская область	–	4,8	4,8	36,2

7	Красноярский край	–	121,5	121,5	201,0
8	Башкортостан	–	–	–	90,0
9	Алтайский край	–	–	–	200,0
10	Архангельская область	–	–	–	130,0
	ИТОГО	146,3	136,9	283,2	1042,2

Таблица 3 – Химический состав марганцевых руд Усинского месторождения, %

Руда	Mn	MnO	MnO ₂	P	P ₂ O ₅	Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
Карбонатная	19,23	24,83	–	0,152	0,35	4,92	5,04	1,42	17,44
Окисленная	24,37	1,08	36,68	0,235	0,54	8,26	–	11,51	25,54

Продолжение таблицы 3

Руда	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	BaO	TiO ₂	K ₂ O+Na ₂ O	S	Ппп	CO ₂
Карбонатная	18,18	2,02	3,18	0,16	0,17	0,80	0,96	24,01	23,57
Окисленная	5,60	3,36	1,44	0,15	0,17	0,20	0,11	13,44	4,31

Обогащение марганцевых руд Усинского месторождения современными методами с привлечением метода рентгенрадиометрической сепарации позволит получить концентраты, состав которых приведен в табл. 4.

Таблица 4 – Химический состав концентратов, %

Компоненты	Концентрат							
	Карбонатный					Оксидный		
	I сорт	II сорт	Отсадка			Крупный	Отсадка	
	20–100 мм	20–100 мм	10–20 мм	4–10 мм	0–4 мм		10–80 мм	4–10 мм
Mn	36,00	25,20	24,00	23,50	23,30	35,83	35,00	34,20
P	0,16	0,15	0,14	0,14	0,14	0,216	0,220	0,230
Fe	3,20	3,30	3,60	5,00	5,00	11,07	10,90	10,54
SiO ₂	9,49	13,32	13,87	14,17	14,29	12,72	13,20	13,60
CaO	7,44	14,95	15,70	16,03	16,17	2,36	2,36	2,40
MgO	1,76	2,85	2,99	3,05	3,08	1,52	1,51	1,48
Al ₂ O ₃	1,18	1,40	1,47	1,50	1,52	1,84	1,89	1,99
BaO	0,10	0,16	0,16	0,16	0,17	0,20	0,20	0,22

TiO ₂	0,08	0,09	0,11	0,12	0,12	0,14	0,14	0,15
Na ₂ O+K ₂ O	0,20	0,25	0,35	0,36	0,37	0,20	0,20	0,20
S	0,80	0,90	0,90	0,96	0,96	0,08	0,09	0,09
п.п.п.	26,58	27,20	26,30	25,95	25,73	7,72	9,49	10,70
Влага	1,0	1,0	13,6	15,0	16,0	3,2	16,0	17,0
P/Mn	0,0044	0,0059	0,0058	0,0060	0,0060	0,0060	0,0060	0,0063
Fe/Mn	0,089	0,131	0,150	0,213	0,215	0,309	0,311	0,308

Исходя из химического состава концентратов, получаемых в результате обогащения марганцевых руд Усинского месторождения, нами были рассмотрены различные технологические схемы выплавки марганцевых ферросплавов. Ниже описаны выбранные оптимальные варианты. С учетом наличия доменных печей, выплавляющих высокоуглеродистый ферромарганец, на первом этапе предполагается организация производства высокоуглеродистого ферромарганца в доменных печах (флюсовым способом) из карбонатного концентрата I сорта. Остальные концентраты, как карбонатные, так и оксидные, пригодны только для выплавки ферросиликомарганца. Этот сплав выплавляют в электрических печах, поэтому для его производства потребуется создание цеха, оборудованного рудно-термическими печами. Наличие ферросиликомарганца позволит организовать производство среднеуглеродистого ферромарганца с использованием карбонатного концентрата I сорта. Для этого в создаваемом цехе следует установить рафинировочные электропечи. Схема выплавки марганцевых ферросплавов из концентратов руд Усинского месторождения на первом этапе приведена на рис. 2.

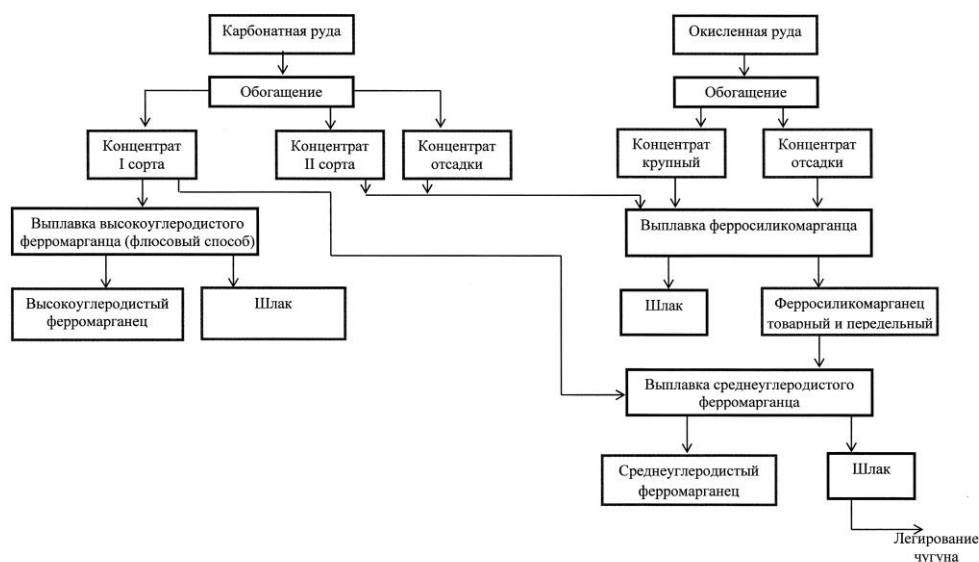


Рисунок 2 – Технологическая схема выплавки марганцевых ферросплавов из руд Усинского месторождения (первый этап)

Высокоуглеродистый ферромарганец(флюсовый способ). Для выплавки стандартного высокоуглеродистого ферромарганца марганецсодержащие компоненты шихты должны отвечать следующим требованиям: $P/Mn \leq 0,0045$; $Fe/Mn \leq 0,10$. Этим требованиям отвечает только карбонатный концентрат I сорта (табл. 3). При работе доменной печи на карбонатном концентрате I сорта будут получены металл и шлак, составы которых приведены ниже, %:

высокоуглеродистый ферромарганец

Mn	Fe	C	Si	P	S
79,37	12,41	6,45	1,36	0,39	0,02

шлак

Mn	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
12,15	0,73	32,13	37,82	5,97	6,20	0,060	1,49

Расход карбонатного концентрата I сорта на 1 т высокоуглеродистого ферромарганца составит 2756 кг. Высокоуглеродистый ферромарганец соответствует марке ФМн78.

Ферросиликомарганец. Карбонатные концентраты II сорта и отсадки, а также концентраты, получаемые из окисленных руд, в связи с пониженным содержанием марганца и повышенным содержанием фосфора могут быть использованы только для выплавки ферросиликомарганца.

Окисленные руды, доля которых составляет 6% от общих запасов, образовались в коре выветривания первичных руд. Первоначально будут добываться окисленные и карбонатные руды. После выработки окисленных руд останутся одни карбонатные руды. Поэтому рассмотрены два варианта выплавки ферросиликомарганца из концентратов усинских руд. В первом варианте в качестве рудной части шихты будет использована смесь карбонатных концентратов (II сорта и отсадки) и коллективного оксидного концентрата (50/50), во втором – только карбонатные концентраты (II сорта и отсадки). Опыты по выплавке ферросиликомарганца в доменных печах показали, что процесс связан со значительными энергетическими затратами и серьезными технологическими трудностями. Поэтому ферросиликомарганец в доменных печах не производят, а выплавляют в рудно-термических печах. Для производства ферросиликомарганца потребуется создание соответствующего ферросплавного цеха, оборудованного рудно-термическими печами.

Химический состав получаемых продуктов приведен ниже %:

ферросиликомарганец

Вариант	Mn	Si	Fe	C	P	S
I	63,31	15,37	19,10	1,80	0,40	0,02

II 67,84 16,35 13,43 1,94 0,42 0,02

шлак

Вариант	MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
I	10,99	1,38	49,65	25,95	4,91	6,34	0,06	0,72
II	8,17	0,68	37,19	40,86	3,95	7,91	0,05	1,19

Расход материалов на 1т ферросиликомарганца: вариант I – 1341 кг карбонатных концентратов (II сорта и отсадки) и 1341 кг коллективного оксидного концентрата; вариант II – 3534 кг карбонатных концентратов (II сорта и отсадки). Ферросиликомарганец вариантов I и II соответствуют марке MnC17.

Среднеуглеродистый ферромарганец. При наличии передельного ферросиликомарганца возможна организация производства среднеуглеродистого ферромарганца, который выплавляют в дуговых электрических печах. Производство его может быть организовано в том же цехе, что и ферросиликомарганца, оборудованного также дуговыми рафинировочными печами. Стандартный сплав может быть получен только при использовании в шихте карбонатного концентрата I сорта. Рассмотрены два варианта выплавки среднеуглеродистого ферромарганца: в качестве восстановителя в первом варианте используют ферросиликомарганец варианта I, во втором – ферросиликомарганец варианта II. Химический состав получаемых продуктов приведен ниже, %:

среднеуглеродистый ферромарганец

Вариант	Mn	Fe	C	Si	P	S
I	77,69	20,09	1,50	0,38	0,33	0,01
II	82,16	15,49	1,59	0,40	0,35	0,01

шлак

Вариант	MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
I	20,49	0,23	31,36	49,91	1,31	1,94	0,31	0,45
II	20,49	0,23	31,36	49,91	1,31	1,94	0,31	0,45

Расход материалов на 1т среднеуглеродистого ферромарганца: вариант I – 1398 кг карбонатного концентрата I сорта, 830 кг ферросиликомарганца варианта I; вариант II – 1471 кг карбонатного концентрата I сорта, 830 кг ферросиликомарганца варианта II. Среднеуглеродистый ферромарганец вариантов I и II соответствуют марке FeMn80C20 (ISO).

На втором этапе с учетом наличия во вновь построенном цехе рудно-термических и рафинировочных печей возможна организация производства высокоуглеродистого ферромарганца бесфлюсовым способом из карбонатного концентрата I сорта, низкоуглеродистого ферромарганца и металлического марганца с использованием передельного шлака бесфлюсовой плавки высокоуглеродистого ферромарганца. Схема

выплавки марганцевых ферросплавов из концентратов руд Усинского месторождения на втором этапе приведена на рис. 3.

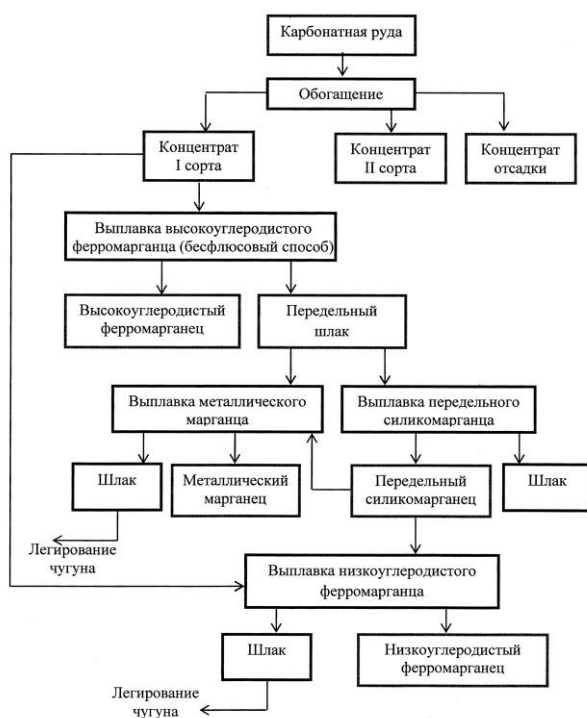


Рисунок 3 – Технологическая схема выплавки марганцевых ферросплавов из руд Усинского месторождения (второй этап)

Высокоуглеродистый ферромарганец (бесфлюсовый способ). При плавке высокоуглеродистого ферромарганца бесфлюсовым способом 60% марганца, содержащегося в шихте, восстанавливают в металл, а 30% марганца оставляют в шлаке, который в дальнейшем используют, как низкофосфористый марганецсодержащий компонент в шихте при выплавке передельного силикомарганца и металлического марганца. Выплавить высокоуглеродистый ферромарганец в доменной печи с получением сплава и передельного шлака невозможно. Высокоуглеродистый ферромарганец бесфлюсовым способом возможно выплавить только в рудно-термической печи, для чего потребуется создание соответствующего ферросплавного цеха.

Химический состав получаемых металла и шлака приведен ниже, %:

высокоуглеродистый ферромарганец

Mn	Fe	C	Si	P	S
78,96	12,33	6,41	1,76	0,51	0,03

передельный шлак

MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
40,02	0,61	28,68	21,54	4,69	5,17	0,05	1,24

Расход концентрата I сорта на 1 т высокоуглеродистого ферромарганца составит 3654 кг, будет получено 1454 кг передельного шлака. Высокоуглеродистый ферромарганец соответствует марке ФМн78, а передельный шлак, содержащий 31,0% Mn и 0,02% P, в дальнейшем используется как марганецсодержащее низкофосфористый продукт.

Технология выплавки металлического марганца силикотермическим способом предполагает три стадии: I – выплавка низкофосфористого высокомарганцевого шлака; II – выплавка передельного силикомарганца из низкофосфористого шлака; III – выплавка металлического марганца из низкофосфористого шлака и передельного силикомарганца. С целью повышения полезного использования марганца нами был разработан способ выплавки металлического марганца [5], сущность которого заключается в том, что исключается первая стадия – выплавка низкофосфористого высокомарганцевого шлака, а передельный силикомарганец и металлический марганец выплавляют из передельного шлака бесфлюсовой плавки высокоуглеродистого ферромарганца.

Передельный силикомарганец. Передельный силикомарганец выплавляют из передельного шлака бесфлюсовой плавки высокоуглеродистого ферромарганца в рудно-термических печах. Химический состав получаемых продуктов приведены ниже, %:

передельный силикомарганец

Mn	Fe	C	Si	P	S
69,46	1,82	0,05	28,55	0,08	0,04

шлак

MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
6,21	0,07	45,40	30,51	8,62	8,135	0,005	1,05

Расход передельного шлака на 1 т силикомарганца составит 2805 кг. Силикомарганец соответствует марке МнС25.

Металлический марганец. Металлический марганец выплавляют из передельного шлака бесфлюсовой плавки высокоуглеродистого ферромарганца и передельного силикомарганца в дуговых рафинировочных печах. Химический состав получаемых продуктов приведены ниже, %:

металлический марганец

Mn	Fe	C	Si	P	S
96,276	2,92	0,04	0,63	0,08	0,04

шлак

MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
15,11	0,04	30,75	46,13	3,58	3,90	0,02	0,47

Расход материалов на 1 т металлического марганца составит: передельный шлак – 3694 кг; передельный силикомарганец – 728 кг. Металлический марганец соответствует марке Мн95.

Низкоуглеродистый ферромарганец. Стандартный сплав может быть получен только при использовании в шихте карбонатного концентрата I сорта, а в качестве восстановителя – передельного силикомарганца. Низкоуглеродистый ферромарганец выплавляют в дуговых рафинировочных печах. Химический состав получаемых металла и шлака приведены ниже, %:

низкоуглеродистый ферромарганец

Mn	Fe	C	Si	P	S
90,86	8,19	0,04	0,62	0,27	0,02

шлак

MnO	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S
20,53	0,35	31,37	43,92	1,30	1,94	0,14	0,45

Расход материалов на 1 т низкоуглеродистого ферромарганца: карбонатного концентрата I сорта – 2263 кг; передельного силикомарганца – 721 кг. Низкоуглеродистый ферромарганец соответствует марке ФМн90.

При выплавке марганцевых ферросплавов значительное количество марганца теряется с отвальными шлаками. Значительными потерями марганца (до 30–40%) со шлаком характеризуются процессы выплавки средне- и низкоуглеродистого ферромарганца и металлического марганца. Извлечение марганца в металл в этих процессах составляет не более 60–65%. Повышенное содержание марганца в шлаке (15–18% Mn) и весьма низкое содержание фосфора (0,003–0,005% P) позволяют рассматривать его как перспективный марганецсодержащий материал. Проведенный термодинамический анализ процесса восстановления марганца из отвального шлака силикотермической плавки металлического марганца при взаимодействии шлака с расплавом чугуна [6] показал, что получает развитие реакция взаимодействия углерода металла с оксидом марганца шлака – восстановленный из шлака марганец переходит в металл. Следовательно, полезное извлечение марганца может

быть повышено за счет использования отвального шлака силикотермической плавки средне- и низкоуглеродистого ферромарганца и металлического марганца для легирования чугуна марганцем путем обработки жидкого металла шлаком. При этом снижается (или полностью исключается) расход марганецсодержащего сырья в шихте при выплавке чугуна. Предложенный способ легирования чугуна марганцем защищен патентом [7].

Заключение. На основании проведенного анализа химического состава концентратов, получаемых при обогащении марганцевых руд Усинского месторождения, и процессов выплавки марганцевых ферросплавов предложена принципиальная технологическая схема получения *всей гаммы марганцевых ферросплавов из марганцевых руд Усинского месторождения*. Важное значение имеет тот факт, что по предложенным технологическим схемам возможно получение стандартных марганцевых ферросплавов без привлечения богатых по содержанию марганца, низкофосфористых импортных марганцевых руд, что согласуется с поставленной перед отраслью задачей максимального импортозамещения, за счет вовлечение в производство отечественных марганцевых руд и получение из них всего комплекса марганцевых ферросплавов.

Полезное извлечение марганца (сквозное) может быть повышено за счет использования отвального шлака силикотермической плавки средне- и низкоуглеродистого ферромарганца и металлического марганца для легирования чугуна марганцем путем обработки жидкого металла шлаком.

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 литературы

1. Жучков В.И. К вопросу о металлургической оценке марганцеворудного сырья различных месторождений / В.И. Жучков, А.В. //Теория и практика ферросплавного производства: сб. научн. тр. Серовского завода ферросплавов. – Нижний Тагил: «Медиа-Принт». – 2008. – С. 38.
2. Обзор рынка марганцевого сырья в СНГ. Инфолайн - Объединение независимых экспертов в области минеральных ресурсов, металлургии и химической промышленности. Москва, 2010, 155 с.
3. Обзор рынка марганцевого сырья в СНГ. Отраслевой бизнес-справочник предприятий России, 2010, 90 с.
4. Мировой рынок марганцевой руды и ферросплавов в 2013 г.

5.Авт. свидет. 1254044. Шихта для выплавки металлического марганца / В.Я. Дашевский, В.Я. Щедровицкий, Я.В. Дашевский, В.И. Кашин и др. 1984. Бюл. № 32.

6.Александров А.А., Дашевский В.Я.,Юсфин Ю.С. и др. Повышение полезного использования марганца при производстве металлического марганца // Изв. вузов. Черная металлургия. 2013. № 7. С. 32–37.

7.Патент РФ 2458994. Способ легирования чугуна марганцем / В.Я. Дашевский, А.А. Александров, Ю.С. Юсфин, Л.И. Леонтьев, Г.С. Подгородецкий, М.И. Гасик. 2012. Бюл. № 23.

УДК 621.771.016.2

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЛЕГИРОВАННОГО ЧУГУНА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА

Заикин Н.А., Шабля Н.В., Подгородецкий Г.С., Козлова О.Н.

ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет

«МИСиС», Россия, Москва

heptor@mail.ru

Аннотация. В статье рассматривается предлагаемая технология по переработке окисленных никелевых руд в печи жидкофазного восстановления с целью получения легированного чугуна. Несмотря на то, что основные запасы никелевых руд в мире представлены силикатными никелевыми рудами коры выветривания в настоящее время, доля добычи никеля в общемировом объеме из этих руд составляет лишь треть. В России направление переработки окисленных никелевых руд практически не развито. В работе приведены результаты компьютерного моделирования плавки на основе руды Буруктальского месторождения в качестве никельсодержащего сырья в двухзонной печи, разработанной на кафедре ЭРПТ с получением легированного никелем чугуна. По результатам компьютерного расчета были проведены экспериментальные плавки, имитирующие условия, происходящие в обеих зонах агрегата. Результаты лабораторного эксперимента и компьютерного моделирования показали высокую сходимость.

Ключевые слова: окисленные никелевые руды; латеритовая руда; барботажная печь; жидкофазное восстановление, никелевый чугун; буруктальское месторождение; руды Урала.

THE DEVELOPMENT OF SOUTHERN URALS OXIDIZED NICKEL ORE PROCESSING TECHNOLOGY WITH THE AIM OF PRODUCING SELF-ALLOYED HOT IRON

Zaikin N.A., Shablya N.V., Podgorodetskiy G.S., Kozlova O.N.

natasha9131@mail.ru

Abstract. *The article discusses the proposed technology for processing of oxidized Nickel ores in smelting reduction furnace for the purpose of obtaining alloyed cast iron. Despite the fact that the main reserves of Nickel ores in the world is represented by silicate Nickel ores of weathering crust at the present time, the share of Nickel mining in the global volume of these ores is only one-third. In Russia the direction of processing of oxidized Nickel ores is practically not developed. The paper presents the results of computer simulation of melting on the basis of Buruktalsky ore deposits as the Nickel containing raw materials in a two-zone furnace, developed at the Department of ARPT obtaining doped with Nickel iron. According to the results of the computer analyses conducted pilot smelting, simulating conditions that occur in both zones of the unit. The results of laboratory experiment and computer simulation showed good agreement.*

Keywords: *oxidized nickel ore; lateritic ore; bubbling type furnace; smelting reduction; nickel-containing hot metal; buruktal nickel deposit; the Urals' ore.*

В качестве железо- и никельсодержащего сырья была выбрана руда Буруктальского месторождения, которое располагается в восточной части Оренбургской области. Эта руда характеризуется небольшим содержанием никеля – около 1 %. Технологическая цепочка предполагает использование двухзонного агрегата жидкофазного восстановления, разработанного на кафедре ЭРПТ НИТУ «МИСиС». Содержание основных химических элементов представлено в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав образца Буруктальской руды

Компоненты	%
Fe _{общ.}	30,680
Fe ₂ O ₃	43,828
SiO ₂	32,205
NiO	1,845
P ₂ O ₅	0,024
S	0,066

При заданных параметрах печи расход руды на тонну легированного чугуна будет составлять 3038 кг/т, флюса 884 кг/т, угля 700 кг/т, тех. кислорода 827 м³/т, воздуха 1045 м³/т. Хим. состав продуктов плавки приведен в табл. 2.

Таблица 2 –Расчетный химический состав продуктов плавки

Чугун		Шлак	
Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Fe	88,42	FeO	2,00
C	4,50	SiO ₂	50,69
Si	0,94	Al ₂ O ₃	6,54
Cr	1,29	CaO	24,88
Mn	0,22	Cr ₂ O ₃	0,11
Ni	4,28	MgO	14,57
S	0,003	MnO	0,83
P	0,03	TiO ₂	0,17
Co	0,30	S	0,0001
Всего:	100,00	P ₂ O ₅	0,002

Назначение первой зоны предлагаемой печи (зоны плавления) состоит в расплавлении шихты и рафинировании расплава. Моделирование первой зоны печи осуществляли в лабораторных условиях в печи сопротивления. Исходная навеска руды весом 500 г загружали в алундовый тигель и помещали в печь. Печь с тиглем нагревали до температуры 1500°С в течение 4-х часов. Расплавление руды произошло при температурк около 1300°С. После достижения температуры 1500 °С в тигель вводили алундовую трубку и продували расплав смесью СО/СО₂ в соотношении 1:1. Расплав продували с интенсивностью 2 л/мин в течение 30 мин. Во время продувки отбирали пробы расплава на 10, 20 и 30 минуте продувки. Анализ проб расплава представлен в табл. 3.

Таблица 3 – Химический состав проб расплава.

Элемент	Проба, №		
	1	2	3
Cr, %	0,48	0,43	0,33
Fe, %	23,3	22,8	22,7
Ni, %	1,15	1,09	1,04
P, %	0,030	0,030	0,025
C, %	0,077	0,061	0,0039
S, %	0,0082	0,0039	0,0039

Из результатов анализа, приведенных в табл.1 видно, что содержание вредных примесей с течением продувки снижалось. По сравнению с содержанием в исходной руде можно говорить об уменьшении содержания серы в 15,6 раз. Содержание фосфора снизилось с 0,03 до 0,025%.

Назначение второй зоны агрегата (зоны восстановления) состоит в восстановлении оксидов железа, никеля и кобальта до металлического состояния. Моделирование зоны плавления проводили в графитовом тигле в печи Таммана. Расплав первого эксперимента охлаждали до комнатной температуры, дробили, загружали в графитовый тигель и вводили в печь Таммана, разогретую до температуры 1500 °С. Расплав продували СОс интенсивностью продувки 1 л/мин. После выдержки расплава в печи в течение 1 часа, тигель извлекали из печи, охлаждали на воздухе и отбирали пробы полученного чугуна и шлака. Содержание элементов в продувках плавки представлено в табл.4.

Таблица 4 – Химический состав продуктов плавки

Элемент	Шлак	Металл
Co, %	0,0052	0,60
Cr, %	0,55	0,094
Fe, %	11,9	83,8
Ni, %	0,029	6,31
P, %	0,0042	0,034
C, %	1,45	4,06
S, %	0,0068	0,0041

Сравнивая расчетные данные с опытными можно говорить о достаточной степени совпадения значений (кроме хрома), а в случае с никелем наблюдается картина, превзошедшая расчетные ожидания.

Из приведенных в работе таблиц следует, что общее содержание серы в металле значительно меньше чем в руде - в 14,8 раз. Содержание в шлаке – также мало и отличается от содержания в металле всего в 1,7. Это можно объяснить тем, что плавка велась без флюса и сера, вступив в реакцию с кислородом удалялась сразу же в газовую фазу.

Заключение.

Результаты проведенных экспериментов позволяют считать технологию переработки окисленных никелевых руд в печах барботажного типа жизнеспособной и подтверждает достоверность результатов расчетов параметров плавки в барботажной печи с применением латеритовых руд.

Результаты экспериментов (коэффициенты перехода никеля, хрома, железа, серы и фосфора в металлический сплав) будут использованы при расчете показателей работы политопливного газогенератора.

По данной теме зарегистрировано 3 ноу-хау по темам переработки конвертерного шлака и подготовки руды к плавке №22-001-2014, №23-001-2014, №23-001-2014.

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 литературы

1. Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф. *Металлургия железа: учебник для вузов* – М.: «Академкнига», 2007. - 466 с.

- Yusfin Yu.S., Pashkov N.F. Metallurgiyazheleza: uchebnikdlyavuzov – М.: «Академкнига», 2007. - 466 p.
2. Chatterjee A. Hot metal production by smelting reduction oxide. – Нью-Дели, Индия, 2010. - 240 с.
3. Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н, Похвиснев А.Н. Metallurgiya chuguna: Uchebnik dlya vuzov. 3-e izd., pererab. i dop. / Pod redaktsiei Yu.S. Yusfina – М.: «Академкнига», 2004. – 774 с.
Vegman E.F., Zherebin B.N, Pokhvisnev A.N. Metallurgiyachuguna: Uchebnikdlyavuzov. 3-e izd., pererab. idop. / Pod redaktsiei Yu.S. Yusfina – М.: «Академкнига», 2004. – 774 p.
4. Казачков Е.А. Расчёты по теории металлургических процессов – М.: «Академкнига», 1988. – 288 с.
Kazachkov E.A. Raschetypoteorii metallurgicheskikh protsessov – М.: «Академкнига», 1988. – 288 p.
5. Смирнов В.И. Рудные месторождения СССР, Том 2 – М.: «Недра», 1978. – 399 с.
Smirnov V.I. Rudnyemestorozhdeniya SSSR, Tom 2 – М.: «Nedra», 1978. – 399 p.
6. Курунов И.Ф., Савчук Н.А. Состояние и перспективы бездоменной металлургии железа – М.: «Черметинформация», 2002. – 198 с.
Kurunov I.F., Savchuk N.A. Sostoyanie i perspektivy bezdomennoimetallurgii zheleza – М.: «Chermetinformatsiya», 2002. – 198 p.
7. Роменец В.А. Процесс Ромелт. Монография. – М.: «Руда и металлы», 2005. – 400 с.
Romenets V.A. Protsess Romelt. Monografiya. – М.: «Ruda i metally», 2005. – 400 p.

УДК 621.771.016.2

ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ПОДОГРЕВА ВОЗДУХА ДЛЯ ВАННЫ СТЕКЛОВАРЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Сборщиков Г.С., Терехова А.Ю.

ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет
МИСиС», Россия, Москва

g.sborshikov@mail.ru

Аннотация. Выполнено численное исследование процесса сжигания газообразного топлива с использованием воздуха подогретого до температуры 1200°С в рабочем пространстве ванной стекловаренной печи. Расчетным путем определен необходимый уровень подогрева воздуха, обеспечивающий в зоне горения печи предельно допустимую

температуру продуктов сгорания. Температура подогретого воздуха должна равняться 500°C. Показана нецелесообразность регенеративного подогрева воздуха до сверхвысоких температур.

Ключевые слова: *оптимальная температура воздуха; стекловаренная печь.*

SELECT OF THE OPTIMUM TEMPERATURE OF AIR HEATING BATH GLASS FURNACE

Sborshikov G.S., Terekhova A.Y.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

g.sborshikov@mail.ru

Abstract. *A numerical study of the process of gaseous fuel combustion with air, preheated to 1200° C in the working space of a glass furnace. During calculation of the necessary level of air heating determination there is provided in the combustion zone of the furnace temperature range of combustion products. The temperature of the heated air should be equal to 500 ° C. Thus, the unreasonableness shown regenerative heating the air to extremely high temperatures.*

Keywords: *optimal temperature; glass furnace.*

В современных ваннных стекловаренных печах осуществляется косвенный радиационный режим теплообмена, характерный для мартеновских печей. Газовые горелки располагаются на торцевых стенках надслоевого пространства печи и работают поочередно регулируемые перекидными клапанами. Факел располагается над слоем расплава и нагревает верхнее строение печи: свод и стены выше уровня ванны. При температуре равной 1370°C продукты сгорания отводятся в керамические регенераторы, располагающиеся за пределами печи, нагревают насадку, и за счет этой теплоты нагревается воздух, подаваемый затем в горелки для сжигания газа. Схема теплообмена в ванной печи представлена на рисунке 1.

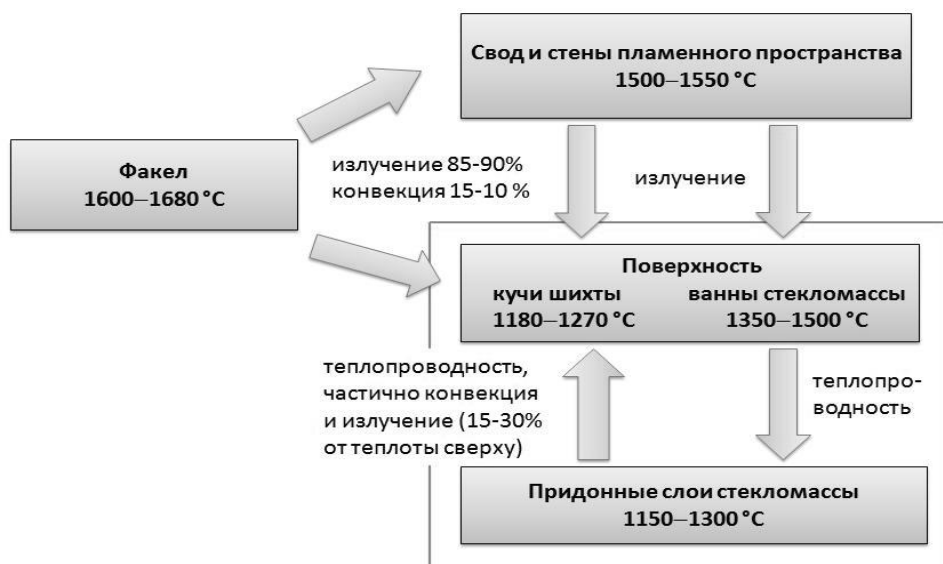


Рисунок 1 – Схема передачи теплоты к шихте и стекломассе

Уровень подогрева воздуха в современных стекловаренных печах доведён до температуры 1200°C.

Если учитывать, то обстоятельство, что своды в современных печах выполняются из динаса, а рабочий слой надслоевого пространства – из периклазошпинелида, то допустимый уровень температур в надслоевом пространстве не может превышать 1680°C.

В связи с этим возникает вопрос о целесообразности высокотемпературного подогрева воздуха, поступающего на горение, и о применении с этой целью дорогостоящих и громоздких керамических регенераторов. Поставленная задача решалась применительно к ванным стекловаренным печам для варки тарного стекла завода ООО «Красное Эхо». Все расчеты выполнялись на основании данных помещенных в акте осмотра печей от 4 февраля 2011 года. Уровень подогрева воздуха в этот день составил 1200°C. Максимальная рабочая температура и динасовых, и периклазошпинелидных огнеупоров составляет 1650-1700°C. Приняли в качестве предельно допустимой температуры продуктов сгорания температуру 1680°C и провели численное исследование процесса горения природного газа заданного состава при подогреве воздуха до температуры 1200°C. Коэффициент расхода воздуха определили по заданным расходам воздуха – 10824 м³/ч и газа 925 м³/ч. Он оказался равным $n=1,22$. Химический состав газа в процентах по объему:

Таблица 1 – Химический состав природного газа

Компонент	CH ₄	C ₂ H ₆	C ₃ H ₈	N ₂	CO ₂
Содержание, % об.	97,58	1,12	0,347	0,718	0,0069

Расчет горения топлива позволил определить действительный удельный расход воздуха $V_{в}^д = 11,7 \text{ м}^3/\text{м}^3$ газа. Действительный удельный выход продуктов сгорания $V_{пс}^д = 12,86 \text{ м}^3/\text{м}^3$ газа. При этом калориметрическая температура в зоне горения получается равной 2483°C . Если пирометрический коэффициент в зоне горения принять равным значению $\eta=0,8$, то действительная температура в зоне горения окажется равной 1986°C , что выше не только предельно допустимой рабочей температуры динаса, но и его огнеупорности

Очевидно, что длительное время эксплуатировать печь в таких температурных условиях невозможно. Однако, акты ежесуточного обследования стекловаренных печей свидетельствуют об обратном. Печи устойчиво работают длительное время, и температура в верхнем строении печи находится на уровне $1457\text{-}1548^\circ\text{C}$. Температура отходящих газов при этом не превышает $1260\text{-}1312^\circ\text{C}$.

Эта парадоксальная ситуация объясняется нами следующим образом. При повышении температуры в зоне горения выше 2000°C активизируются реакции диссоциации продуктов сгорания топлива, которые протекают, как известно, с поглощением теплоты. Расчеты показывают, что на протекание обратных реакций расходуется 30 % теплоты, выделяющейся в зоне горения топлива. Таким образом высокий уровень подогрева воздуха приводит с одной стороны к потере теплоты с отходящими газами, а с другой к неполному сгоранию топлива в факеле. Очевидно, что продукты неполного сгорания газа догорают в регенераторах.

В связи с изложенным было решено определить необходимый уровень подогрева воздуха, поступающего на сжигание топлива, с получением продуктов сгорания, с действительной температурой в зоне горения, равной 1680°C .

Расчет необходимой температуры воздуха произведен на основании теплового баланса зоны горения.

$$Q_x^T + Q_{ф}^{возд} = Q_{п.с} + Q_{о.с} + Q_{х.н} + Q_{дисс},$$

(1)

где $Q_x^T = V * Q_n^p$ – теплота, сгорания топлива, кВт;

$Q_{ф}^{возд} = V_{в}^д * i_{в} * V$ – теплота, вносимая подогретым воздухом, кВт;

$Q_{п.с} = V_{пс}^д * i_{пс} * V$ – потери теплоты с продуктами сгорания, кВт;

$Q_{о.с}$ – потери теплоты в окружающую среду, кВт;

$Q_{х.н}$ – потери теплоты за счет химического недожога, кВт;

$Q_{дисс}$ – потери теплоты в результате диссоциации продуктов сгорания, кВт.

Так как определить три последних слагаемых справа невозможно, принимаем ряд допущений. Предполагаем, что процесс горения протекает адиабатично, тогда $Q_{o.c.}=0$; современные горелки позволяют избежать химический недожег, $Q_{x.n.}=0$; при температурах ниже 2000°C обратимость реакций горения не сказывается заметным образом на результат горения, $Q_{\text{дисс}}=0$.

Принимаем в расчете действительную температуру в зоне горения равной $T_{\text{пс}}^{\text{д}}=1680^{\circ}\text{C}$;

Коэффициент расхода воздуха $n=1,1$;

Пирометрический коэффициент $\eta=0,8$;

Действительный расход воздуха при $n=1,1$: $V_{\text{в}}^{\text{д}}=10,52 \text{ м}^3$

Действительный объем продуктов сгорания при $n=1,1$: $V_{\text{пс}}^{\text{д}}=11,69 \text{ м}^3$

Действительный объем компонентов продуктов сгорания при $n=1,1$:

$$V_{\text{RO}_2}^{\text{д}}=1,01 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

$$V_{\text{N}_2}^{\text{д}}=8,32 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{д}}=2,17 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{д}}=0,2 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Выполнение проверки:

$$V_{\text{пс}}^{\text{д}}=1,01+8,32+2,17+0,2=11,7 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Значение calorimetрической температуры продуктов сгорания:

$$T_{\text{n.c.}}^{\text{к}} = \frac{T_{\text{n.c.}}^{\text{д}}}{\eta} \quad (2)$$

$$T_{\text{пс}}^{\text{к}}=1680/0,8=2100^{\circ}\text{C}.$$

Расчет удельной энтальпии компонентов продуктов сгорания при $T_{\text{пс}}^{\text{к}}=2100^{\circ}\text{C}$:

$$i_{\text{RO}_2}=5186,81 \text{ кДж}/\text{м}^3,$$

$$i_{\text{N}_2}=4121,76 \text{ кДж}/\text{м}^3,$$

$$i_{\text{H}_2\text{O}}=3314,85 \text{ кДж}/\text{м}^3,$$

$$i_{\text{O}_2}=3131,96 \text{ кДж}/\text{м}^3.$$

Удельная энтальпия продуктов сгорания:

$$i_{\text{n.c.},O}(T_{\text{к}}) = \frac{V_{\text{RO}_2}^{\text{д}} * i_{\text{RO}_2} + V_{\text{N}_2}^{\text{д}} * i_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{д}} * i_{\text{H}_2\text{O}} + V_{\text{O}_2}^{\text{д}} * i_{\text{O}_2}}{V_{\text{пс}}^{\text{д}}}, \quad (3)$$

$$i_{\text{n.c.},O}(T_{\text{к}}) = \frac{1,01 * 5186,81 + 2,17 * 4121,79 + 0,2 * 3314,85 + 8,32 * 3131,96}{11,69} =$$

$$=3499,05 \text{ кДж}/\text{м}^3$$

Необходимое значение удельной энтальпии воздуха:

$$i_g = \frac{i_{n.c.,O}(T_k) * (V_{nc}^o + 1,0161 * (n-1) * V_g^o) - Q_n^p}{n * V_g^o}, \quad (4)$$

$$i_g = \frac{3499,05 * (10,72 + 1,0161 * (1,1-1) * 9,56) - 33760}{1,1 * 9,56} = 679,8 \text{ кДж/м}^3$$

Температура подогрева воздуха при $i_b=679,8$ кДж/м³ $T_b=505$ °С.

Заключение

Таким образом, в результате численного эксперимента установлено:

1. Отсутствие необходимости подогрева воздуха, в стекловаренных печах идущего на горение топлива до сверхвысокого уровня;
2. Обеспечить предельно допустимый уровень температур в надслоевом пространстве стекловаренной печи можно путем улучшения качества перемешивания воздуха с природным газом, что позволит сократить коэффициент расхода воздуха ($n=1,1$). А также подогрев воздуха до температуры 505 °С;
3. Указанный уровень подогрева воздуха можно реализовать с помощью обычного трубчатого металлического рекуператора, что позволит отказаться от строительства громоздких и дорогостоящих регенераторов.

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 литературы

1. Сборщиков Г.С., Крупенников С.А. Теплотехника: расчет и конструирование элементов промышленных печей.–М.: МИСиС, 2004.

УДК 621.771.016.2

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ТОВАРНОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ ИЗ ЛЕГИРОВАННЫХ ЧУГУНОВ, ВЫПЛАВЛЕННЫХ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА

Шапля Н.В., Заикин Н.А., Подгородецкий Г.С., Козлова О.Н.

ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет

«МИСиС», Россия, Москва

natasha9131@mail.ru

Аннотация. В работе представлена технологическая цепочка, включающая конвертерный передел легированного никелем чугуна. Также проведен расчет параметров переработки конвертерного шлака для получения чугуна. Приведен расчет NPV полной технологической схемы от руды до ферроникеля с учетом реализации побочных продуктов на рынке. Приведены результаты экспериментов, подтверждающих жизнеспособность технологии, которые показали высокую сходимость с расчетными показателями.

Ключевые слова: окисленные никелевые руды; латеритовая руда; барботажная печь; жидкофазное восстановление; никелевый чугун; буруктальское месторождение; руды Урала.

**DEVOTED TO THE DEVELOPMENT OF MARKETABLE FERRONICKEL
PRODUCTION TECHNOLOGY FROM ALLOY HOT IRON FROM SOUTHERN
URALS OXIDIZED NICKEL ORES**

Shablya N.V., Zaikin N.A., Podgorodetskiy G.S., Kozlova O.N.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

natasha9131@mail.ru

Abstract. The paper presents the technological chain, including redistribution of oxygen-doped Nickel-iron. Also calculated the parameters of the recycling of BOF slag to produce pig iron. Calculation of NPV entire flow sheet from ore to ferronickel based by-products on the market. Experimental results confirming the viability of the technology, which showed high correlation with estimates.

Keywords: oxidized nickel ore; lateritic ore; bubbling type furnace; smelting reduction; nickel-containing hot metal; buruktal nickel deposit; the urals' ore.

В качестве никельсодержащего компонента конвертерной плавки предлагается использовать легированный никелем чугун, полученный в печи жидкофазного восстановления, разработанной на кафедре ЭРПТ НИТУ «МИСиС». Содержание основных химических элементов представлено в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав образца легированного чугуна

Компонент	Содержание, %
Feобщ.	83,8

C	4,06
Si	1,03
Al	0,16
Cu	0,012
Cr	0,094
Mn	0,045
Ni	6,31
V	0,0033
Ti	0,0082
S	0,0041
P	0,034
Co	0,6

Из материального баланса известно, что каждые 100 кг чугуна, внесенные в кислородную плавку позволят получить 45,47 кг годного ферроникеля и 72,28 кг шлака.

В результате образования большого количества шлака необходимо рассмотреть технологию переработки шлака с получением передельного чугуна.

Переработку шлака предлагается перерабатывать в меньшей по объему печи барботажного типа. Хим. состав продуктов плавки представлен в табл. 2 и 3.

Табл. 2. Хим. состав чугуна

Компонент	Содержание, %
Fe	93,07
C	4,50
Si	0,24
Cr	0,10
Mn	0,01
Ni	1,53
P	0,002
Co	0,53
прочие	0,01
Всего:	100,00

Табл. 3. Хим. состав шлака

Компонент	Содержание, %
FeO	2,00
SiO ₂	52,35
Al ₂ O ₃	4,19
CaO	34,70
Cr ₂ O ₃	0,03
MgO	0,63
MnO	0,21
SO ₃	0,0001
P ₂ O ₅	0,013
As ₂ O ₅	0,03

CoO	0,16
прочие	5,735
Всего:	100,06

Годовой выход чугуна и шлака при заданном объеме перерабатываемого конвертерного шлака будет составлять 21 и 10 тыс. т соответственно.

Капитальные затраты на воплощение данной технологию в жизнь будут включать в себя затраты на постройку двух агрегатов жидкофазного восстановления. При принимаемой ставке дисконтирования 15 %, период окупаемости будет находиться в пределах трех лет, как видно из графика, изображенного на Рис. 1.

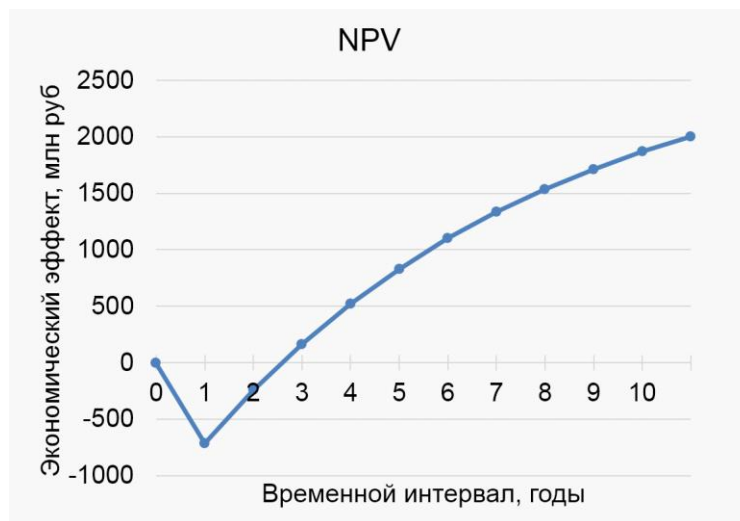


Рисунок 1 – NPV проекта

С целью подтверждения расчетных данных был проведен эксперимент, целью которого была задача симитировать конвертерный процесс в лабораторных условиях, в рамках которого, мы ожидали получить металл с большим, содержанием никеля, по сравнению с исходным чугуном, и шлак, богатый FeO, так как для повышения содержания никеля в металле необходимо окислить большую часть железа.

Для этого в ванну с расплавленным чугуном подавался кислород. За все время продувки было отобрано три пробы и вдуто 283 л технического кислорода. В третьей пробе не было найдено включений металла, а хим. анализ дал понять, что весь этот расплав является шлаком, который образовался в результате окисления основных элементов расплава. Этот образец является подтверждением того, что усвоение кислорода ванной происходит активно, без значительных потерь, связанных с невозможностью кислорода преодолеть поверхностное натяжение металла.

Необходимо, также отметить, что, изучив пробу № 2, хорошо видно, что содержание FeO в шлаке меньше ожидаемого практически в два раза, а количество никеля в металле ниже, но в тоже время больше чем в образце при расплавлении. Это говорит о том, что кислорода, вдутого к моменту отбора этой пробы было недостаточно, но присутствует тенденция к намеченному сценарию окисления железа и росту содержания никеля в металле. Таким образом, металл с заданным содержанием никеля, можно получить, продув ванну количеством кислорода, которое лежит в интервале между второй и третьей пробой.

Хим. состав составляющих пробы № 2 представлен в табл.4 и 5.

Таблица 4 – Хим. состав металла пробы № 2

Элемент	Расчетные данные, %	Опытные данные, %
Si	0,071	0,05
S	0,005	0,0036
P	0,0055	0,01
Ni	12,719	7,64
Co	0,715	0,55
Cr	0,086	0,068
Fe	86,348	84,5
C	0,1	0,096

Заключение.

Результаты проведенных экспериментов позволяют считать технологию получения ферроникеля из окисленных никелевых руд с применением печи жидкофазного жизнеспособной и подтверждает достоверность результатов расчетов параметров плавки в барботажной печи с применением латеритовых руд.

Полученные в ходе проведения экспериментов коэффициенты переходы Si, S, P, Ni, Cr, Co из легированного никелем чугуна в сталь при продувке первого кислородом будут использованы при расчете переработки легированного чугуна, образующегося в политопливном газогенераторе.

По данной теме зарегистрировано 3 ноу-хау по темам переработки конвертерного шлака и подготовки руды к плавке №22-001-2014, №23-001-2014, №23-001-2014.

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 литературы

1. Худяков И.Ф., Тихонов А.И., Деев В.И., Набойченко С.С. Металлургия никеля и кобальта – М.: «Металлургия», 1977. – 264 с.
Khudyakov I.F., Tikhonov A.I., Deev V.I., Naboichenko S.S. Metallurgiyanikelya i kobal'ta – М.: «Metallurgiya», 1977. – 264 p.
2. Диомидовский Д.А., Онищин Б.П., Линеv В.Д. Металлургия ферроникеля – М.: «Металлургия», 1983. – 184 с.
Diomidovskii D.A., Onishchin B.P., Linev V.D. Metallurgiyaferronikelya – М.: «Metallurgiya», 1983. – 184 p.
3. Певзнер Г.З., Теслицкая М.В. Цветная металлургия – М.: «Цветметинформация», 1969, № 23, С.16 – 25.
Pevzner G.Z., Teslitskaya M.V. Tsvetnayametallurgiya – М.: «Tsvetmetinformatsiya», 1969, № 23, p.16 – 25.
4. Корнилов И.И. Никель и его сплавы. Изд-во. АН СССР, 1958. – 340 с.
Kornilov I.I. Nikel' i ego splavy. Izd-vo. AN SSSR, 1958. – 340 p.
5. Новикова Е.И. Производство никеля за рубежом. Обзорная информация Ч. II. Металлургическое производство. – «Цветинформация», 1979. – 19 с.
Novikova E.I. Proizvodstvonikelyazarubezhom. ObzornayainformatsiyaCh. II. Metallurgicheskoe proizvodstvo. – «Tsvetinformatsiya», 1979. – 19 p.
6. Грань Н.И., Онищин Б.П., Майзель Е.И. Электроплавка окисленных никелевых руд – М.: «Металлургия», 1971. – 268 с.
Gran' N.I., Onishchin B.P., Maizel' E.I. Elektroplavkaokislennykhnikелеvykhруд – М.: «Metallurgiya», 1971. – 268 p.
7. Онищин Б.П., Вернер Б.Ф., Вычеров В.Г. Электроплавка окисленных никелевых руд на ферроникель – М.: «Цветинформация», 1966.
Onishchin B.P., Verner B.F., Vycherov V.G. Elektroplavkaokislennykhnikелеvykhрудnaferronikel' – М.: «Tsvetinformatsiya», 1966.

**АНАЛИЗ ТЕПЛОВЫХ РЕЖИМОВ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ПРИ
ПОЛУНЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ КРУГЛЫХ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ ДЛЯ
ПРОИЗВОДСТВА БЕСШОВНЫХ ТРУБ**

Краюшкин Н.А., Кузнецова Н.П., Шатохин К.С.

ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет

«МИСиС», Россия, Москва

kna-1989@mail.ru

Аннотация. В данной статье детально изучается проблема получения высококачественных полунепрерывнолитых круглых заготовок из специальных марок сталей. Приводятся данные исследований процессов затвердевания круглых заготовок в кристаллизаторе и в зоне вторичного охлаждения с учётом развитой двухфазной зоны на первом этапе процесса полунепрерывной разливки стали. На основе этих данных ведётся поиск рационального режима охлаждения для получения заготовок круглого сечения максимально высокого качества с целью возможной дальнейшей реализации такого режима на практике.

Ключевые слова: полунепрерывная разливка; кристаллизатор; скорость разливки; скорость вытягивания; качество заготовок; зона вторичного охлаждения; жидкометаллическая лунка.

**ANALYSIS OF DIFFERENT THERMAL REGIMES OF SOLIDIFICATION IN SEMI-
CONTINUOUS CASTING ROUND STEEL INGOTS FOR THE PRODUCTION OF
SEAMLESS TUBES**

Krayushkin N.A., Kuznetsova N.P., Shatokhin K.S.

National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

kna-1989@mail.ru

Abstract. In this article we study the problem of obtaining high-quality semi-continuous round ingots of special steels in detail. There are the data research of solidification of round ingots in the graining pan and in the zone of secondary refrigeration with the development of two-phase zone in the first stage of the process semi-continuous casting of steel. On the basis of these data is searched the rational regime of refrigeration for obtaining the highest quality ingots with a view to possible further implementation of such a regime in practice.

Keywords: semi – continuous casting; graining pan; speed of casting; speed of elongation; quality of product; zone of secondary refrigeration; hole of liquid metal

На основе ранее проведенных исследований для процесса полунепрерывной разливки при скорости вытягивания $v=0,7$ м/мин были получены следующие данные [1]:

- температура поверхности заготовки на выходе из кристаллизатора $T=1120^{\circ}\text{C}$;
- толщина корочки слитка на выходе из кристаллизатора $d=22,5$ мм;
- время пребывания расплава в кристаллизаторе до образования корочки толщиной 22,5 мм $\tau=1,15$ мин;
- время вытягивания заготовки $\tau_{\text{выт}}=12,3$ мин;
- время полного затвердевания слитка $\tau_{\text{зат}}=21,3$ мин;
- длина жидкометаллической лунки в конце первого этапа разливки $L=7,3$ м;
- температура на выходе из зоны водяного охлаждения $T_{\text{вых}}=854^{\circ}\text{C}$;
- максимальная температура поверхности металла на воздухе (на расстоянии 1,65 м от входа в зону воздушного охлаждения) $T_{\text{max}}=930^{\circ}\text{C}$.

Режим не соответствует технологическим требованиям, так как происходит сильный разогрев около 80°C поверхности затвердевшего металла в зоне воздушного охлаждения и наблюдается протяженная жидкометаллическая лунка. Эти недостатки могут привести к нежелательным явлениям, таким как трещины в затвердевающей заготовке и ликвациям в структуре металла. Из-за того, что температура поверхности заготовки на воздухе достигает 930°C , будет происходить интенсивный теплообмен. Образуется толстый слой окалины на поверхности, который уменьшит интенсивность отвода теплоты от затвердевающей заготовки и общую производительность установки полунепрерывной разливки. Данный режим можно рекомендовать для разливки только нержавеющей марок сталей.

Изучался процесс затвердевания круглых полунепрерывнолитых заготовок для различных скоростей вытягивания с целью нахождения рационального режима охлаждения заготовок. Формирование слитка исследовалось в приближении модели затвердевания заготовки и физико-химический процесс кристаллизации из рассмотрения исключен [2].

На основе обзора литературы обобщены основные условия получения высококачественных ПНЛЗ [3,4,5]:

- 1) монотонное, без участков вторичного разогрева, снижение температуры поверхности по всей длине кристаллизатора;
- 2) равномерное распределение температуры по площади сечения слитка в процессе разливки;

3) обеспечение температуры поверхности в конце кристаллизатора на уровне 1100-1200 °С);

4) ограничение скорости охлаждения и градиентов температур по толщине затвердевающей корочки.

Были определены параметры охлаждения слитка в ЗВО (таблица 1).

Таблица 1 – Параметры охлаждения слитка в ЗВО при различных скоростях вытягивания

№ секции	Длина секции, м	Температура поверхности слитка на выходе из секции, °С			Толщина корочки на выходе из секции, мм			Коэффициент теплоотдачи в секции, Вт/(м ² ·К)
		<i>v</i> =0,7 м/мин	<i>v</i> =0,65 м/мин	<i>v</i> =0,6 м/мин	<i>v</i> =0,7 м/мин	<i>v</i> =0,65 м/мин	<i>v</i> =0,6 м/мин	
1	0,38	958	940	912	29	31	34	500
2	1,17	876	856	825	46,5	50	54	350
3	2,04	854	829	798	71,5	76	84	200

В таблице 2 представлена сравнительная характеристика различных параметров процесса полунепрерывной разливки.

Таблица 2 – Сравнение параметров полунепрерывной разливки

Скорость вытягивания, м/мин	Температура на выходе из кристаллизатора, °С	Толщина корочки на выходе из кристаллизатора, мм	Время пребывания металла в кристаллизаторе, мин	Длина жидкоталлической лунки в конце первого этапа разливки, м	Время вытягивания заготовки, мин	Время полного затвердевания заготовки, мин	Время пребывания на воздухе при температуре выше 800 °С, мин
0,7	1120	22,5	1,15	7,3	12,3	21,3	14,29
0,65	1103	24	1,24	6,6	13,2	22	13,08
0,6	1074	26,5	1,38	5,8	14,4	23	11,1

Как это следует из рисунка 1, при $v=0,65$ м/мин изменение температуры поверхности заготовки происходит более равномерно, чем при $v=0,7$ м/мин, и при этом не происходит недопустимого снижения температуры поверхности металла при выходе на воздух, как в случае $v=0,6$ м/мин. Из рисунка 2 видно, что при $v=0,6$ м/мин происходит наиболее быстрое затвердевание по сечению заготовки, но при этом наблюдается сильное охлаждение поверхности заготовки на воздухе. Также отметим, при скорости вытягивания $0,6$ м/мин на выходе из кристаллизатора температура поверхности заготовки меньше 1100 °С, что не соответствует технологическим требованиям разливки [5,6]. Наиболее подходящим режимом охлаждения в ЗВО можно считать режим при скорости разливки $v=0,65$ м/мин и коэффициенте теплоотдачи $\alpha=200$ Вт/(м²·К). Но при таком режиме происходит разогрев поверхности заготовки свыше 910 °С, что может привести к появлению поверхностных трещин и большого слоя окалины на поверхности затвердевшего металла из-за интенсивного теплоотвода. Кроме того, рекомендуется сократить время пребывания металла на воздухе при температуре его поверхности выше 800 °С, чтобы минимизировать потери металла при образовании окалины.

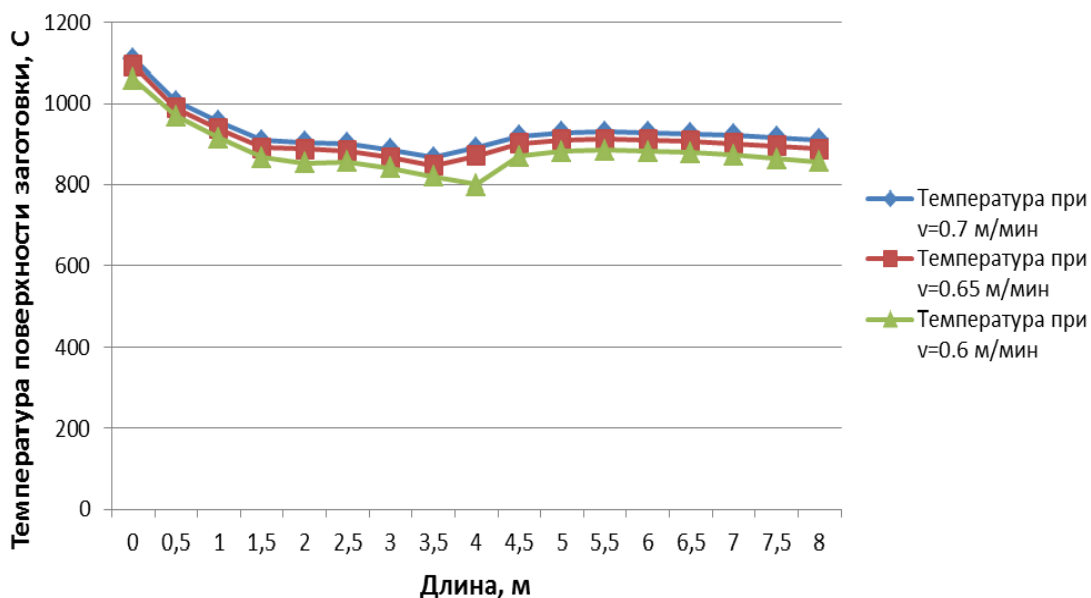


Рисунок 1 – Изменение температуры поверхности заготовки при разных скоростях вытягивания

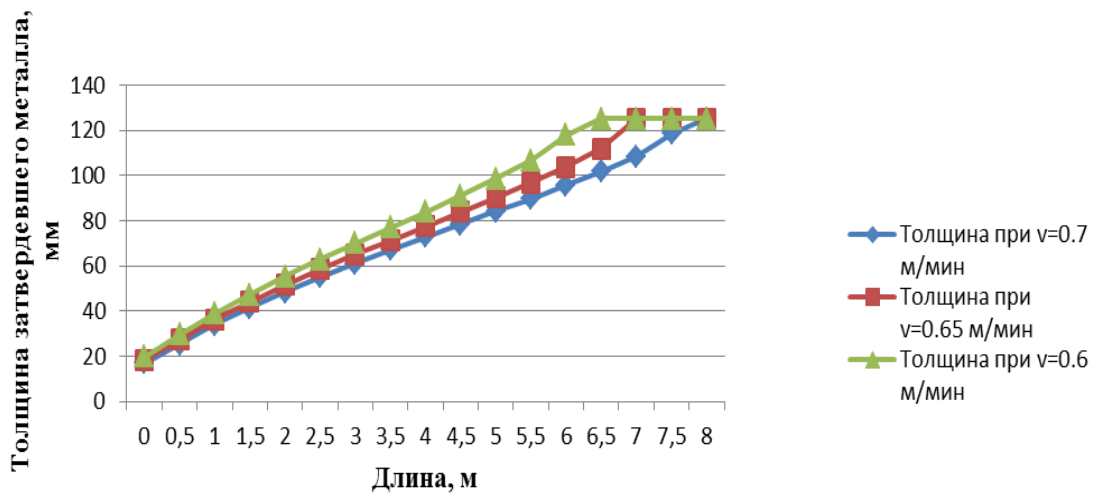


Рисунок 2 - Изменение толщины затвердевающего металла при разных скоростях вытягивания

Для решения этих проблем были проведены исследования режимов затвердевания при скорости вытягивания $v = 0,65$ м/мин и разной интенсивности теплоотвода.

На рисунках 3 и 4 показано сравнительное изменение температуры поверхности заготовки и толщины затвердевшего металла при разных значениях коэффициента теплоотдачи при скорости вытягивания $v = 0,65$ м/мин.

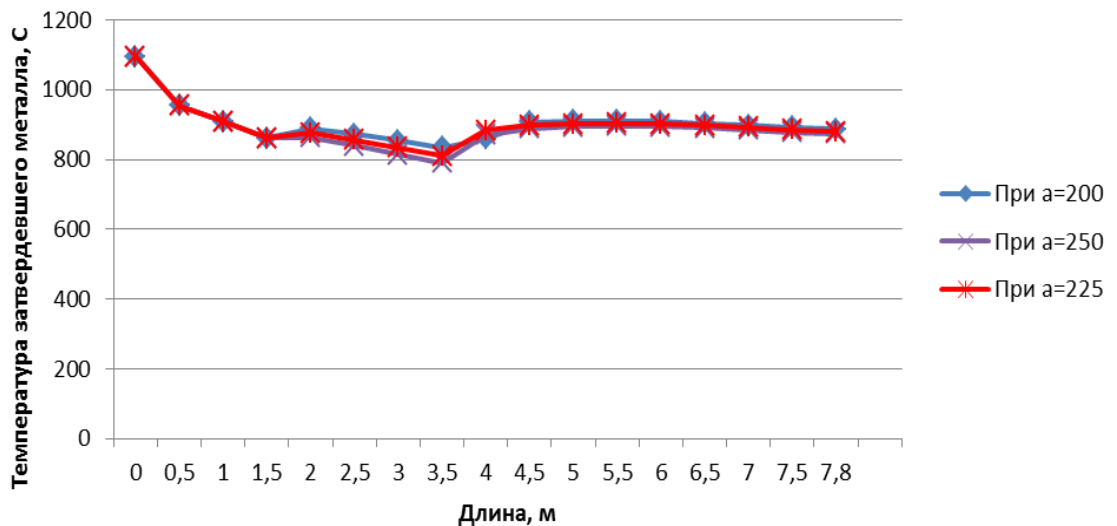


Рисунок 3 – Изменение температуры на поверхности заготовки в зависимости от интенсивности теплоотвода

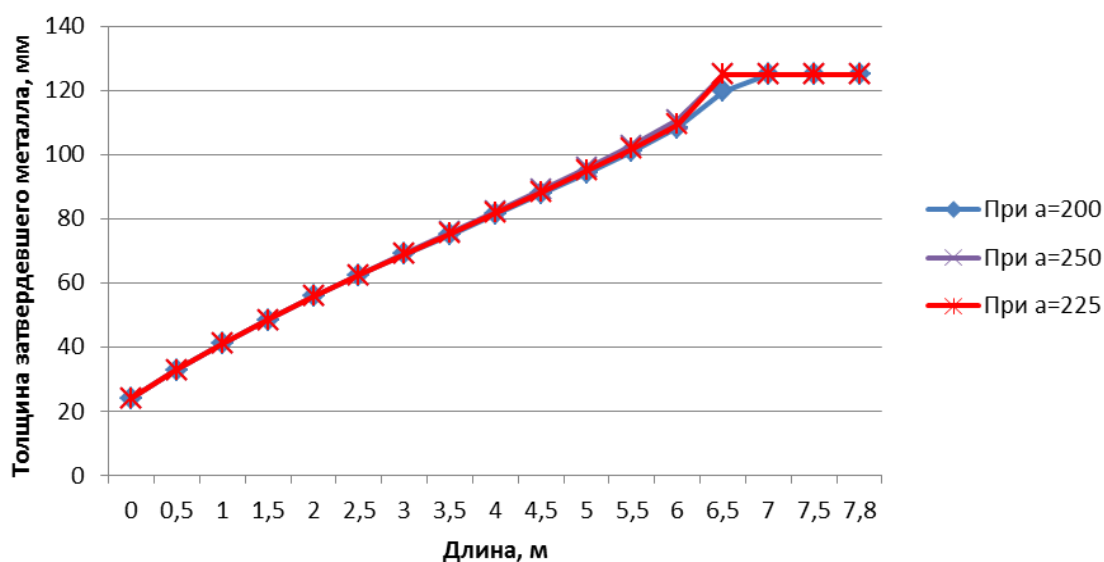


Рисунок 4 – Изменение толщины затвердевшего металла в зависимости от интенсивности теплоотвода

Исходя из рисунков 3, 4 и таблицы 3 видно, что при $\alpha=200$ Вт/(м²·К) происходит перегрев поверхности заготовки свыше 910 °С, что может привести к появлению поверхностных трещин и большого слоя окалины на поверхности. При $\alpha=250$ Вт/(м²·К) происходит сильное охлаждение металла на выходе из третьей зоны вторичного охлаждения. Из дальнейшего анализа приведенных рисунков можно сделать вывод о том, что рациональный режим будет осуществляться при $v=0,65$ м/мин и $\alpha=225$ Вт/(м²·К), так как на входе в зону воздушного охлаждения температура поверхности затвердевшего металла находится на уровне 810 °С, а максимальный разогрев на воздухе не превышает 903 °С, что соответствует технологическим требованиям [7]. Также при этом коэффициенте теплоотдачи время пребывания заготовки на воздухе после входа в зону воздушного охлаждения будет меньше, чем при $\alpha=200$ Вт/(м²·К), что позволит уменьшить потери металла с окалиной и получать более высококачественные заготовки, не теряя при этом в производительности.

Таблица 3 – Сравнение параметров полунепрерывной разливки при скорости вытягивания $v=0,65$ м /мин и разной интенсивности теплоотвода

Коэффициент теплоотдачи	Температура поверхности металла на входе в зону воздушного	Максимальная температура поверхности	Длина жидкометаллической лунки в конце	Время вытягивания заготовки, мин	Время полного затвердевания заготовки	Время пребывания на воздухе при

α , Вт/(м ² · К)	охлаждения, °С	сти металла на воздухе, °С	первого этапа разливки, м		, мин	темпера- туре выше 800 °С, мин
200	833	912	6,57	12,58	22,03	13,08
225	810	903	6,5	12,46	21,99	12,7
250	790	895	6,43	12,35	21,95	12,31

Вывод. В ходе исследований, согласно разработанной математической модели затвердевания круглых заготовок при непрерывной и полунепрерывной разливке сплавов сложного состава, был выбран рациональный режим вытягивания заготовок. Он характеризуется скоростью вытягивания $v = 0,65$ м/мин и интенсивностью теплоотвода в третьей секции зоны вторичного охлаждения $\alpha = 225$ Вт/(м²·К). Данный режим позволит избежать сильного разогрева и охлаждения затвердевающей заготовки на воздухе, что в свою очередь позволит минимизировать вероятность появления поверхностных трещин и уменьшить образующийся слой окалины на поверхности металла при охлаждении на воздухе. Также снижается вероятность появления внутренних дефектов и ликваций, так как по сравнению со скоростью вытягивания $v = 0,7$ м/мин будет уменьшена протяженность жидкометаллической лунки и толщина образующейся двухфазной зоны. Все это положительно скажется на качестве получаемых полунепрерывнолитых заготовок.

Список литературы

1. Кузнецова Н.П., Краюшкин Н.А. // Изв. Вуз. Чёрная металлургия. - 2014. - № 5.
2. Кузнецова Н.П., Никитин Д. А. // 66-ые дни науки МИСиС. - С. 287-294.
3. Емельянов В.А. Тепловая работа машин непрерывного литья заготовок. - М.: Металлургия. -1988. - 142 с.
4. Непрерывнолитые круглые заготовки/ В.Я.Генкин, А.Т.Есаулов, М.И. Староселецкий и др.- М.: Металлургия, 1984.- 143 с.
5. Стальной слиток. Т. 2: Затвердевание и охлаждение / Ю.А. Самойлович и др. - Минск: Белорусская наука, 2000. - 640 с.
6. Краюшкин Н.А., Кузнецова Н.П. // Изв. Вуз. Чёрная металлургия. - 2012. - № 7.
7. Самойлович Ю.А. О выборе критериев оптимального затвердевания слитка // Оптимизация теплофизических процессов литья. - Киев: ИПЛ Ан УССР. - 1997. - С.59-65.

**ИЗУЧЕНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА И СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ
АГЛОМЕРАТОВ С ДОБАВКАМИ НИЗКОЩЕЛОЧНОГО КРАСНОГО ШЛАМА**

¹Ширяева Е.В., ²Козлова О.Н

¹ООО «Инжиниринговый центр МФТИ по трудноизвлекаемым полезным
ископаемым», Россия, Москва

²ФГАОУ ВПО «Национальный Исследовательский Технологический Университет
«МИСиС», Россия, Москва
shiryaevaelena1@gmail.com

***Аннотация.** Проведен анализ влияния добавок низкощелочного красного шлама на прочностные свойства агломерата с учетом генезиса используемых руд. Приведены данные демонстрирующие влияние таких добавок на минералогическую структуру спеченного агломерата. Прделанная работа выявила зависимость между количеством вводимой добавки низкощелочного красного шлама и основности агломерата на механические свойства и особенности минералогического строения спеченного продукта.
Ключевые слова: агломерат; минералогические особенности; связка; прочность; низкощелочной красный шлам; генезис руд; феррит; стекло; оливин.*

**RESEARCH OF THE PHASE COMPOSITION AND STRUCTURAL
CHARACTERISTICS OF THE SINTERING WITH LOW ALKALINE RED MUD
ADDITIVES**

Shiryaeva E.V.¹, Kozlova O.N.²

¹Center Engineering Technology MIPT, Russia, Moscow

²National University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow

***Abstract.** The effect of a low alkaline red mud additives on the strength properties of the agglomerate based genesis of the ore used. The data demonstrate the effect of such additives on the mineralogical structure of the sintered agglomerate. Work undertaken has revealed a relationship between the amount of the admixture of a low alkaline red mud and the main aggregate on mechanical properties and mineralogical characteristics of the structure of the sintered product.*

***Keywords:** sinter; mineralogical characteristics; ligament strength; low alkaline red mud; ore genesis; ferrites; glass; olivine.*

Зачастую современные металлургические комбинаты полного цикла производят агломерат неудовлетворительного качества, аглоцеха работают с большой процентной долей возврата. К примеру, Череповецкий комбинат использует при производстве агломерата железные руды двух генетических типов: осадочно-метаморфические тугоплавкие железистые кварциты Оленегорского месторождения, а также магматические магний-магнетитовые руды Ковдорского месторождения, чрезвычайно сложные в высокотемпературном переделе. Доля возврата в процессе производства агломерата составляет порядка 30 %. С целью интенсификации процесса упрочнения агломерата, снижение доли возврата и повышение механической прочности были проведены исследования по вводу низкощелочного красного шлама в состав промышленной аглошихты. Основность во всех спеканиях поддерживалась постоянной и равнялась 1,2 для максимального приближения эксперимента к условиям работы аглоцеха в период проведения эксперимента. Низкощелочной красный шлам, добавлялся в количествах 3, 5 и 7 %. Получен данный материал путем предварительной обработки рядового красного шлама Уральского алюминиевого завода известковым молоком в реакторе проточного типа. Химический состав низкощелочного красного шлама (НКШ) приведен в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав НКШ

Массовая доля компонентов, % масс							
Fe _{общ.}	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O
53,90	15,26	8,24	0,91	10,87	3,47	1,04	0,12

После проведения дозировки и окомкования шихты проводили ее спекание в лабораторной аглочаше диаметром 375 мм. Окончание процесса спекания определялось по температуре отходящих газов в коллекторе.

После полного охлаждения пирога пробу для испытания в барабане по ГОСТ 15137-77 формировали путем отбора материала от трех фракций (-40+25; -25+16; -16+10) пропорционально их доле в суммарной массе этих фракций. Результаты проведенных испытаний агломерата на холодную прочность представлены в табл. 2.

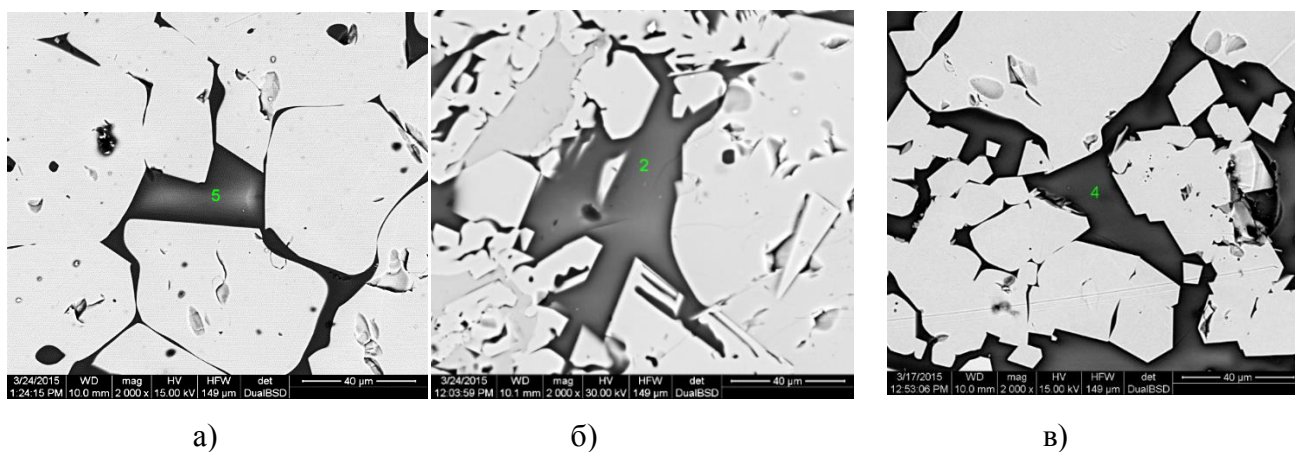
Таблица 2 – Механические свойства агломерата основности 1,2 с добавками НКШ, % (по массе)

Фракция, мм	Агломерат			
	Базовый	3 % НКШ	5 % НКШ	7 % НКШ
+ 5	70,7	70,4	69,7	70,0
- 0,5	6,3	5,9	6,4	6,7

Для выявления причин стабильного сохранения показателей прочности агломератов ОАО «Северсталь» после испытаний в барабане по ГОСТ-15137-77 были подготовлены шлифы из агломератов, отобранных из нижней части и пирога и изучен их минералогический состав.

С целью определения фазового состава, все образцы были проанализированы с помощью электронного микроскопа с возможностью определения состава в точке. Все измерения проводились на растровом электронном микроскопе Quanta 200 (FEI).

Как видно из рис.1 для всех серий спеканий при содержании шлама от 3 до 5 % основным компонентом связки, являющейся носителем прочности в агломератах является стекло.



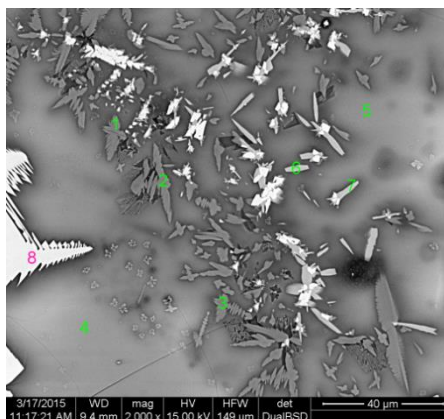
а) базовый агломерат (без добавки НКШ), б) агломерат с 3 % НКШ в) агломерат с 5 % НКШ

Белое – зерна магнетита, темно-серое – силикатная связка

Рисунок 1 – Изображение микроструктуры агломерата

По полученным данным большая часть исследованных образцов серии с добавками НКШ имеет одинаковый фазовый состав и микроструктуру. Это двухфазные агломераты, состоящие из зерен магнетита упрочненных стеклофазой. По данным рентгено-спектрального микроанализа в стеклофазе обнаружено три оксида: кальция, кремния и железа. По соотношению компонентов состав стеклофазы близок к составу оливиновой фазы, но реально представляет застывший железосиликатной расплав не стехиометрического состава.

Микроструктура агломерата с добавками 7 % НКШ имела отличительную особенность – в ее составе повсеместно встречалась раскристаллизованная фаза по составу и форме дендритов (рис.2) похожая на мелилитовую фазу.



Белое – зерна магнетита, темно-серое – силикатная связка, светло-серая – дендриты мелилита

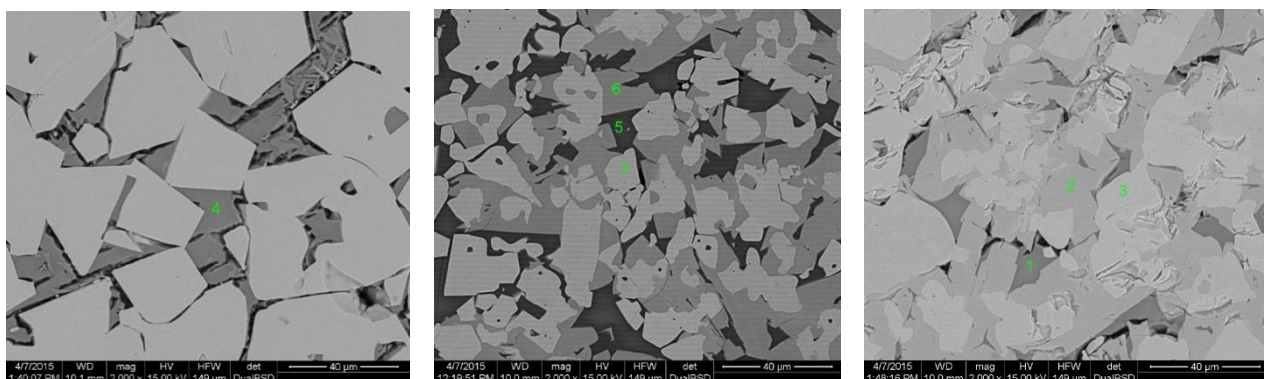
Рисунок 2 – Изображение микроструктуры агломерата с добавками 7 % НКШ

Руководствуясь данными работы [1], была проведена аналогичная серия спеканий для промышленных агломератов, но с основностью 1,6. Добавки красного шлама составляли 1 и 7%, остальные шихтовые материалы и параметры спекания остались прежними. Результаты механической прочности этой серии приведены в табл.3.

Таблица 3 – Механическая прочность агломерата основностью 1,6 с добавками НКШ

Фракция, мм	Агломерат		
	Базовый	1 % НКШ	7 % НКШ
+ 5	68,68	68,88	70,14
– 0,5	4,65	4,45	4,81

Анализ микроструктуры агломератов показал, базовый агломерат представляет собой двухфазную систему, состоящую из магнетита и силикатной связки, но уже с добавлением 1% НКШ в агломератах начинает появляться третья фаза – ферритная. А в агломератах с добавкой 7% НКШ основным типом связки становится ферритная связка (рис.3).



а) базовый агломерат, б) агломерат с 1 % НКШ в) агломерат с 7 % НКШ
Белое – зерна магнетита, темно-серое – силикатная связка, светло-серое – ферритная
связка

Рисунок 3 – Изображение микроструктуры агломерата

Рост доли железа в ферритной фазе подтвердили и данные Мессбауэровской спектроскопии (рис.4). Но по-прежнему, так же как и в эксперименте с добавлением 1% НКШ ферриты имели пластинчатую форму. Замер состава этих фаз показал, что во всех образцах связка представлена низкожелезистым стеклом и полукальциевым ферритом.

Из проведенных ранее работ[1] известно, что в промышленных агломератах ОАО «Северсталь» появление мелилита в составе связки диагностируется в интервале основности от 1,6 до 2,0. Замена высокожелезистойоливиной связки высококальциевоймелилитовой сопровождается потерей прочности в силу различных физико-химических и механических свойств этих фаз. Это свидетельствует о влиянии НКШ, как компонента, способствующего изменению направления минералообразования в процессах спекания агломерата. Смена основной связки объясняет рост механической прочности агломерата.

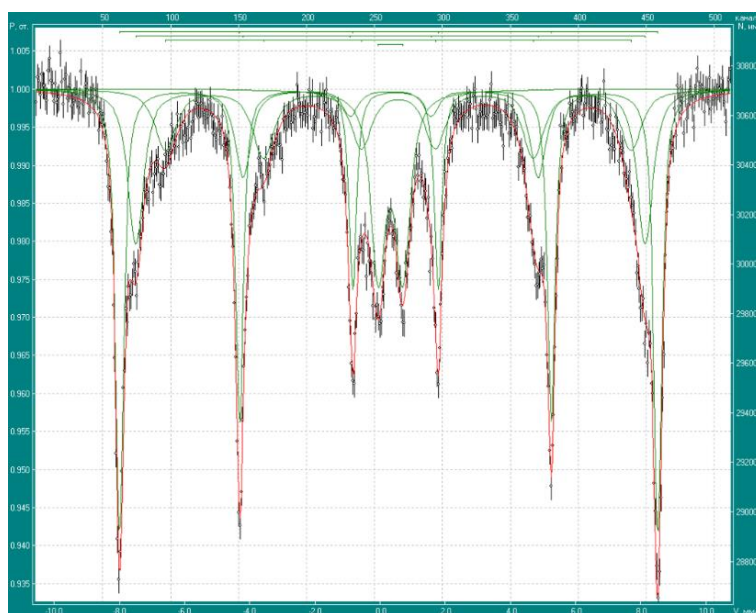


Рисунок 4 –Мессбауэровский спектр агломерата основности 1,6 с добавкой НКШ 7%

Выводы

Установлено влияние низкощелочного красного шлама на минералогические особенности агломерата, состоящего из руд железистых кварцитов Оленегорского

месторождения и магматических руд Ковдора. При уровне основности порядка 1,6 низкощелочной красный шлам способствовал интенсификации процесса агломерации. Увеличение уровня механической прочности объясняется изменением направлением минералообразования, а именно сменой оливиновой связки на более прочную ферритную.

Список литературы

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 ВУЗов ЧМ, № 3, 2015 г., с. 180-185

УДК 622: 621.311: 652.26

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОСНОВЕ СИСТЕМНОГО УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГОРЕСУРСАМИ

Ляхомский А.В., Перфильева Е.Н.

ФГАОУ ВПО "Национальный исследовательский технологический университет

"МИСиС", Россия, г. Москва

mggu.eegp@mail.ru

Петроченков А.Б.

ФГБОУ ВПО «Пермский национальный исследовательский технический

университет», Россия, г. Пермь

anton.petrochenkov@gmail.com

Аннотация. Приведен анализ современного состояния энергопотребления горно-металлургических предприятий. Дано обоснование повышения энергоэффективности путем системного управления энергетическими ресурсами на базе в программно-аналитического комплекса управления энергоресурсами.

Ключевые слова: процесс энергопотребления – эргатический процесс; повышение энергоэффективности предприятий; системное управление энергетическими ресурсами; программно-аналитический комплекс управления энергоресурсами.

IMPROVING ENERGY EFFICIENCY OF MINING AND SMELTING ENTERPRISES ON THE BASIS OF SYSTEMIC MANAGEMENT OF ENERGY RESOURCES

Lyakhomskiy A.V., Perfilyeva E.N.

National University of Science and Technology "MISIS", Russia, Moscow

mggu.eegp@mail.ru

Petrochenkov A.B.

PermNational ResearchTechnical University, Russia, Perm

anton.petrochenkov@gmail.com

Abstract: Is given analysis of the current state of energy consumption of mining and metallurgical enterprises. Is given the substantiation increase of energy efficiency through systemic management of energy resources at a base of programmatically and analytical complex of management energy resources.

Keywords: process of energy consumption is the ergatic process; increasing energy efficiency of enterprises; systemic management of energy resources; programmatically and analytical complex of management energy resources.

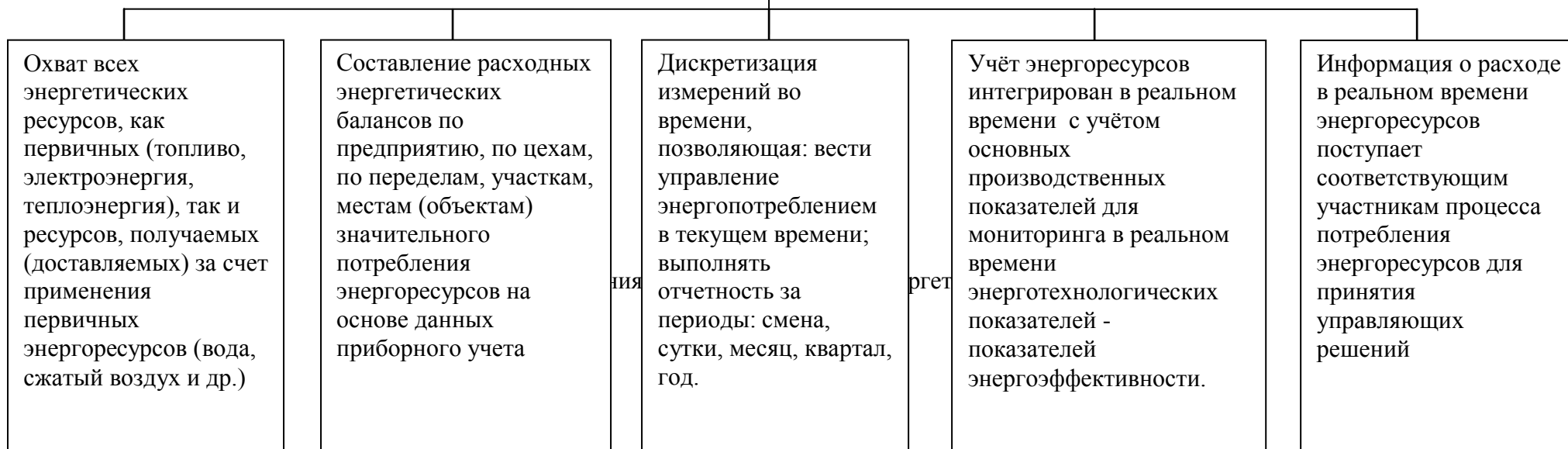
Горно-металлургические предприятия с точки зрения энергозатрат характеризуются достаточно высокой энергоемкостью, что обуславливает: высокую (до 20% и более) долю затрат на потребляемые энергоресурсы в себестоимости продукции; снижение конкурентоспособности; отрицательное воздействие на окружающую среду. В этой связи повышение энергоэффективности горно-металлургических предприятий представляет собой актуальную задачу, требующую решения как научно-методических, организационно-управленческих, так и производственно-технических вопросов.

Процесс потребления энергоресурсов включает в себя в качестве основных компонент энергопотребляющие объекты и персонал, управляющий как энергопотребляющими объектами, так и производственными процессами выпуска продукции. Таким образом, процесс энергопотребления является эргатическим процессом, при управлении которым требуется управление указанными выше компонентами.

В настоящее время для большинства предприятий, в т.ч. горно-металлургических, характерны слабые стороны, не позволяющие реализовывать имеющийся потенциал энергосбережения и повышения энергоэффективности. К указанному можно отнести следующие:

1. Учёт энергетических ресурсов не отвечает современным требованиям управления процессом энергопотребления (рис.1)

Требования к учету расхода энергоресурсов с целью управления процессом энергопотребления



2. Недостаточно оцениваются и реализуются методы, способы регулирования, управления энергопотребляющими объектами, позволяющие адаптировать режимы энергопотребления к режимам работы оборудования, технологическим режимам.

3. В недостаточной мере учитываются и реализуются организационные, мотивационные, информационные, маркетинговые и инвестиционные аспекты управления энергетическими ресурсами.

Современные подходы и требования к управлению энергетическими ресурсами в определенной степени учитываются в стандартах ISO 50001, ГОСТ Р5001.

Мировой и отечественный опыт разработки, внедрения и функционирования систем энергетического менеджмента показывает, что компании, разработав, внедрив и интегрировав указанные системы в существующие структуры управления, снизили энергетические затраты на 10 – 30%.

Российские компании и предприятия имеют первоначальный, еще недостаточно системный опыт создания и интеграции систем управления энергетическими ресурсами в существующие структуры управления предприятиями (организациями). С учетом того, что энергоёмкость в России существенно превосходит аналогичные показатели в развитых странах, то создание и внедрение систем энергетического менеджмента позволит снизить энергетические затраты на уровне не меньшем, чем показывает опыт развитых стран.

Кафедра «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности» Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» имеет определенный опыт создания систем энергетического менеджмента, что позволяет сформулировать основные свойства, характеристики системного управления энергетическими ресурсами.

Система энергетического менеджмента представляет собой техно-управленческую иерархическую систему управления энергетическими ресурсами с целью непрерывного улучшения технической, технологической, экологической, социально-экономической эффективности всех сфер энергопотребляющей деятельности предприятий (организаций).

Концептуальная основа системы энергетического менеджмента базируется на управлении энергетическими ресурсами в рамках технических, организационных, мотивационных, информационных, маркетинговых, инвестиционных аспектов.

Системность управления обеспечивается тем, что:

- управление охватывает все виды потребляемых энергетических ресурсов, а также потребляемые холодную и горячую воду, сжатый воздух, а также воздух на обогрев, вентиляцию и кондиционирование;

- управление осуществляется на всех производственно-управленческих уровнях: от нижнего - уровень персонала, управляющего энергопотребляющим оборудованием до высшего-уровень предприятия (организации), включая сменный, участковый, цеховой уровни;

- управление энергоресурсами в структурных подразделениях осуществляется как в подсистемах, входящих в общую систему энергоменеджмента предприятия (организации);

- обеспечивается объединение всех ключевых участников процесса энергопотребления на базе единой информационно-аналитической платформы.

Функционально система энергетического менеджмента осуществляет методическое, организационное, мотивационное, информационное, маркетинговое обеспечение управления энергоресурсами, включая мониторинг и управление программами энергосбережения и повышения энергоэффективности.

Система энергетического менеджмента реализуется как распределённая на всех производственно-управленческих уровнях предприятия (организации) система автоматизированных рабочих мест (в т.ч. на базе существующих компьютеризированных рабочих мест персонала), объединённых программно-аналитическим комплексом, интегрированным в существующие системы управления предприятия (организации) в целом.

Реализацию системного управления энергетическими ресурсами целесообразно выполнять в соответствии со схемой, приведенной на рис.2.

Объектом управления является процесс потребления энергетических ресурсов, включающий энергогенерирующие, энергораспределительные и энергопотребляющие объекты, а также участников процесса энергопотребления, а именно: персонал, управляющий указанными объектами, а также персонал, ведущий и управляющий процессами предприятия.

Задающим элементом в системе является энергетическая политика предприятия, определяющая на основе требуемых ключевых показателей энергоэффективности (КРІвх): декларацию заинтересованности в эффективном управлении энергоресурсами; долгосрочные цели в повышении энергоэффективности предприятия; ближайшие задачи; делегирование ответственности в области обеспечения эффективного энергопотребления; структуру подотчетности при управлении энергоресурсами; взаимодействие персонала в деятельности по повышению энергоэффективности; план действий на ближайший период; ресурсы на повышение энергоэффективности; процедуры проверок, мониторинга выполнения, пересмотра энергетической политики.

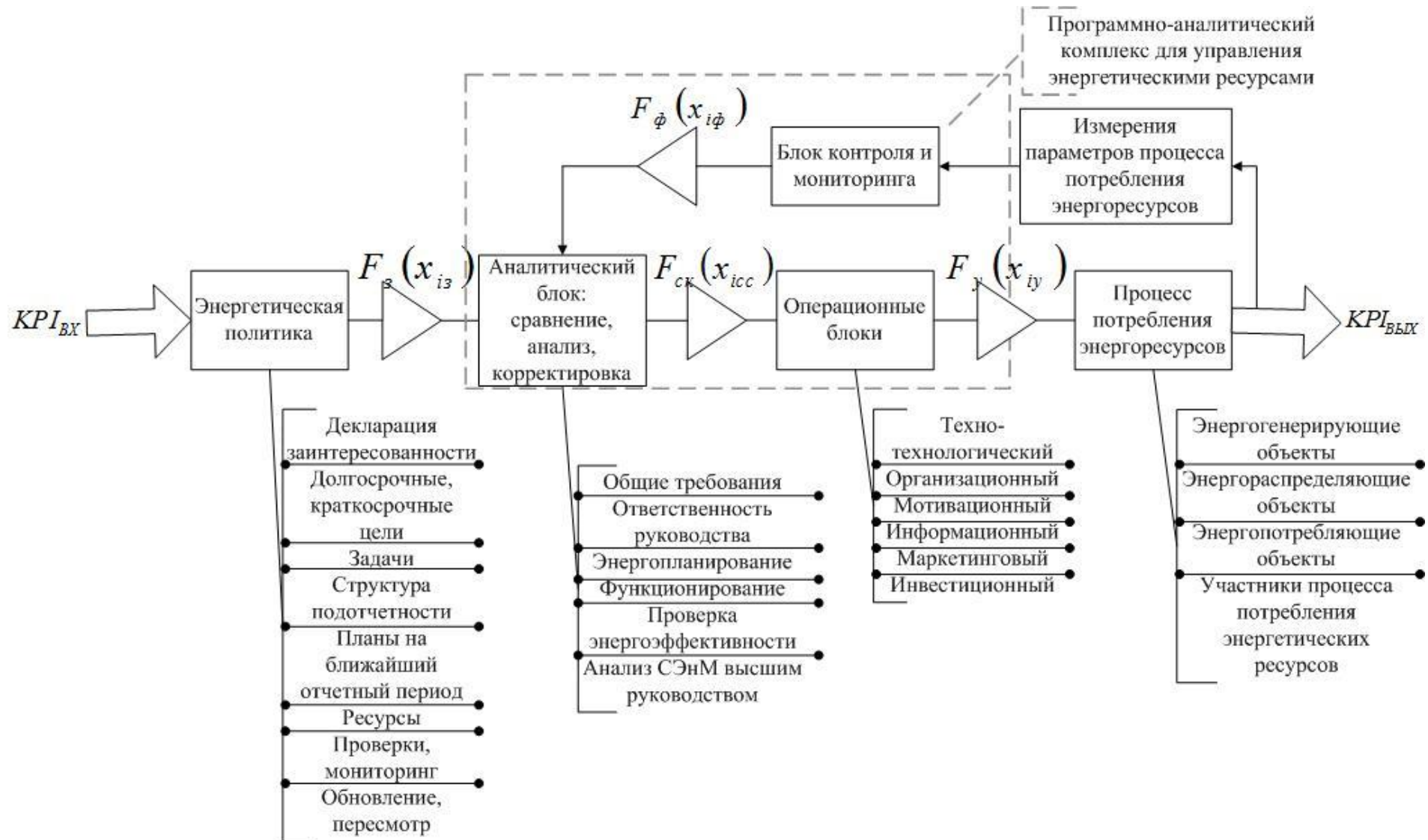


Рисунок 2 - Блок-схема управления процессом потребления энергоресурсов

На основании положений энергетической политики задаются функционалы для управления энергетическими ресурсами с целью повышения энергоэффективности $F_3 = \{f_1, f_2 \dots f_n\}$. В качестве функционалов задаются: объемы потребления энергоресурсов, удельные расходы энергоресурсов на определенные виды работ, выпуск продукции, качественные параметры управления процессом потребления энергоресурсов как сложным «человеко-машинным» (энергетическим) процессом, отражающие учет организационных, мотивационных, информационных, маркетинговых и инвестиционных аспектов.

Задающие функционалы F_3 поступают в аналитический блок, в который также с выхода системы управления энергоресурсами через блок контроля и мониторинга поступают фактические функционалы $F_{\phi} = \{f_{\phi 1}, f_{\phi 2}, \dots f_{\phi n}\}$.

В аналитическом блоке (АБ) на основании сравнения задающих и фактических функционалов, анализа отклонений происходит корректировка и формирование скорректированных функционалов $F_{ск} = \{f_{ск 1}, f_{ск 2}, \dots f_{ск n}\}$, которые поступают на вход операционных блоков.

В операционных блоках на базе скорректированных сигналов формируются управляющие функционалы F_y по факторам, определяющим аспекты управления энергоресурсами: техно-технологическому, организационному, мотивационному, информационному, маркетинговому, инновационному. Управляющие функционалы поступают на вход процесса потребления энергоресурсов и обеспечивают требуемое управление.

С целью обеспечения реализации функций системы энергетического менеджмента и её интеграции в существующие системы управления предприятия (компании) создан программно-аналитический комплекс управления энергоресурсами (ПАКУЭ) [1].

ПАКУЭ обеспечивает:

- интегрированный мониторинг энергоресурсов, производственных и энерготехнологических показателей в режиме реального времени на всех уровнях производственно-управленческой цели предприятия (компании);

- моделирование энерготехнологических характеристик, энергетических профилей энергопотребляющих объектов, подразделений и предприятий (компании) в целом;

- повышение уровня обоснованности планирования, плановых заданий по всей производственно-управленческой цепи предприятия (компании) с учётом энерготехнологических характеристик работ, процессов, выпуска продукции;

- повышение уровня оперативного управления и отчётности за потребление энергетических ресурсов с учётом адаптации к фактическим выполненным объемам работ, выпуску продукции;

- возможность управления энергетическими ресурсами в реальном времени с целью повышения энергоэффективности.

Вышеизложенные принципы, методы, их реализация в системном управлении энергетическими ресурсами позволяют обеспечить снижение затрат на энергетические ресурсы горно-металлургических предприятий на уровне 8-12% уже в первоначальный период (2-3 года) функционирования систем энергетического менеджмента с повышением этого показателя до 18-25 % при последующем их развитии.

Список литературы

1. Ляхомский А.В., Дьячков Н.Б., Перфильева Е.Н. Программно-аналитический комплекс для управления энергоресурсами горных предприятий // ГИАБ, №4, 2011, с. 12-26

УДК 621.771.016.2

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Грудина В.А., Перетокина Н.А., Евтушенко Е.Н.

Россия, г. Белгород ФГБОУ ВПО «Белгородский государственный технологический университет им. В.Г.Шухова»

Аннотация: Показана возможность получения теплоизоляционных жаростойких материалов на основе высококонцентрированных керамических вяжущих суспензий пенометодом с использованием шлакощелочного вяжущего. Изучены основные свойства и микроструктура полученного теплоизоляционного материала. Показана зависимость гранулометрических характеристик шлака от времени помола.

Ключевые слова: Шлакощелочное вяжущее; высококонцентрированные керамические вяжущие суспензии; пенометод; плотность; прочность; композиционное связующее; коэффициент конструктивного качества; микроструктура.

Развитие экономики России выдвигает ряд научно-технических задач, решение которых предполагает радикальное снижение энергетических и тепловых потерь, материалоемкости продукции, рациональное и эффективное использование всех видов ресурсов. В настоящее время на отечественном рынке представлен большой выбор теплоизоляционных материалов как российского, так и зарубежного производства. Не малое значение среди причин огромного спроса на теплоизоляцию можно отметить рост цен на энергоносители.

Получение жаростойких материалов на основе высококонцентрированных керамических вяжущих суспензий (ВКВС) и шлакощелочного вяжущего открыло перспективное направление в создании новых теплоизоляционных материалов, основным достоинством которых является низкая пористость образующихся межпоровых перегородок и высокая прочность ячеистого материала, возрастающая в процессе термообработки, экологическая чистота на всех этапах производства, возможность использования дешёвого природного и техногенного сырья.

В данной работе было исследовано влияние вида шлака на свойства пенолегковеса [1]. Для этого получали составы, продукты смешения минеральной составляющей - корундовой суспензии и шлакощелочного вяжущего (шлак : жидкое стекло = 4 : 1) с предварительно полученной пеной на основе раствора ПАВ (табл. 1.).

Таблица 1

Составы пеномасс

№ состава	Содержание компонентов в массе, % (масс.)			
	ИКВ	шлакощелочное вяжущее	марка шлака	В/Т
1	93	7	С.Т.З.	0,2
2	95	5		0,23
3	97	3		0,2
4	90	10	ОЭМК	0,24
5	93	7		0,2
6	95	5		0,23
7	90	10	Выксунский	0,2
8	93	7		0,23
9	97	3		0,2

В составе шлакощелочного вяжущего постепенно замещали шлак «ОЭМК», на шлак Северского трубного завода и Выксунского металлургического комбината, изменяя при этом их содержание (табл. 2).

Таблица 2

Химический состав сырьевых материалов

Наименование материалов	Содержание оксидов, масс. %										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	MnO	F	P ₂ O ₅
Шлак ОЭМК	27,1	6,5	8,2	-	45,8	12,4	-	2,02	1,0		
Шлак С.Т.З.	15,5	24,2	0,59	0,43	42,9	10	1,65	0,1	0,17	4,3	
Шлак Выксунский	20,4	7,91	29,8	-	32,4	4,72	0,33	-	3,55		0,44

Шлаки можно рассматривать как в значительной мере подготовленное сырье. В их составе СаО связан в различных химических соединениях, в том числе и в виде двухкальциевого силиката - одного из минералов цементного клинкера. Высокий уровень подготовки сырьевой смеси при применении шлаков обеспечивает повышение производительности печей и экономию топлива.

Свойства шлакощелочного вяжущего в значительной степени зависят не только от фазового состава, но и от некоторых структурных свойств, например от активности шлака. Активность шлака может изменяться не только от условий первичной переработки, но и от времени твердения. Существенное воздействие на свойства шлакощелочного вяжущего, такие как сроки схватывания и прочность, оказывает активность шлака [5].

Саморассыпающиеся шлаки обладают высокой активностью, однако со временем при хранении шлака его активность может снижаться, поэтому возникает необходимость регулирования свойств этого техногенного сырья в составе шлакощелочного вяжущего, например, с использованием механоактивации. В данной работе на примере шлака СТЗ была показана зависимость гранулометрических характеристик шлака от времени помола (табл. 3). Для механоактивации шлака, полученного по воздушно-сухой технологии, использовалась шаровая мельница.

Таблица 3

Зависимость зернового состава шлака от времени помола

Время помола, ч	K_n	Удельная поверхность, $\text{см}^2/\text{см}^3$	Модальный диаметр, мкм	Медианный диаметр, мкм	Сроки схватывания, начало конец
Немолотый	6,44	7955	74,75	46,4	180 мин –
0,5	6,44	8412	59,55	41,7	70 мин 110 мин
1	6,03	8753	57,64	62,8	55 мин 80 мин
1,5	5,82	9010	67,81	35,8	45 мин 60 мин
2	4,03	13639	13,81	17,3	30 мин 40 мин

Механическая активация шлака позволяет устранить возможные колебания свойств композиционного связующего, а так же регулировать сроки набора необходимой пластической прочности отформованных изделий. Использование активированных шлаков обеспечивает высокую технологичность получения теплоизоляционных материалов по данной технологии.

Так как формование изделий осуществлялось способом литья, была необходимость определить реологические характеристики корундовой суспензии. Полученные графики свидетельствуют о тиксотропном характере течения (рис.1). Плотность ВКВС составляет 2,63

г/см³, объёмная концентрация твёрдой фазы – 0,56, влажность – 15%, содержание наночастиц – 0,5%.

Формование образцов осуществлялось методом литья в металлические формы размером 50х50х50 мм. В формах образцы выдерживались в течение суток, а затем формы разбирались и образцы подвергались сушке при температуре 50–100°C [7].

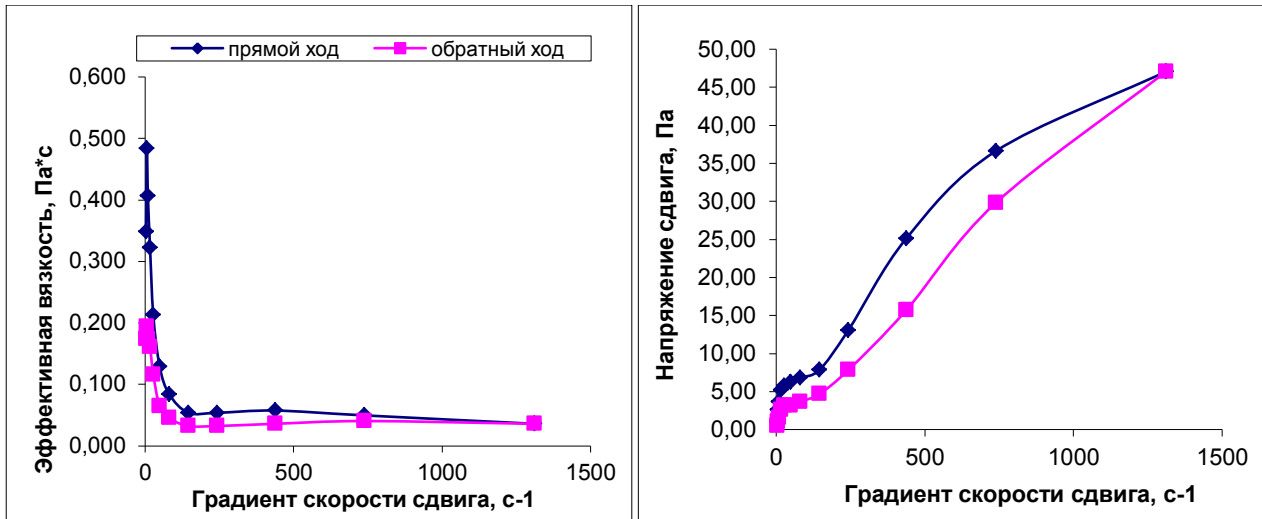


Рис. 1. Реологические характеристики корундовой суспензии суспензий.

Термообработка производилась в силитовой печи с карбидокремневыми нагревателями при температуре 1300°C и с выдержкой в 1 ч. при температурах 600 °C и конечной. После обжига образцы теплоизоляционных материалов были подвержены испытаниям, в результате которых были определены такие физико-механические характеристики, как кажущаяся плотность, усадка, предел прочности при сжатии и рассчитан коэффициент конструктивного качества (табл. 4).

Таблица 4

Физико-механические свойства образцов исследуемых суспензий

Состав	ρ , г/см ³	L, %	Б, МПа	А
1	0,74	1,9	2,9	5,5
2	0,61	12,2	0,5	1,3
3	0,75	2,4	2,8	4
4	0,8	8,5	4,5	7
5	0,9	2,5	2,7	3,2
6	0,67	9	0,5	1,25
7	0,67	11	0,4	1,2
8	0,78	4	1,9	3
9	0,74	2,5	0,5	1,3

Самые высокие прочностные характеристики показали составы, которые отличаются относительно высоким содержанием шлакощелочногвяжущего 7-10 %. Разброс плотности

легковесов от 0,6 до 0,9 г/см³[4]. Большинство полученных материалы отличаются низкой усадкой до 4%.

Для сравнения материалов между собой в работе использовался коэффициент конструктивного качества. В целом основная масса полученного легковеса по существующей классификации относится к эффективным теплоизоляционным материалам.

Прочность готовых изделий (формирование межпоровых перегородок) определяется наличием коллоидного компонента суспензии и шлакощелочного вяжущего. Поризация минеральных композиций с помощью технической пены позволяет получать наиболее гладкую внутреннюю поверхность пор[3]. Такую пористую структуру можно считать оптимальной для теплоизоляционных материалов (рис. 2-3).

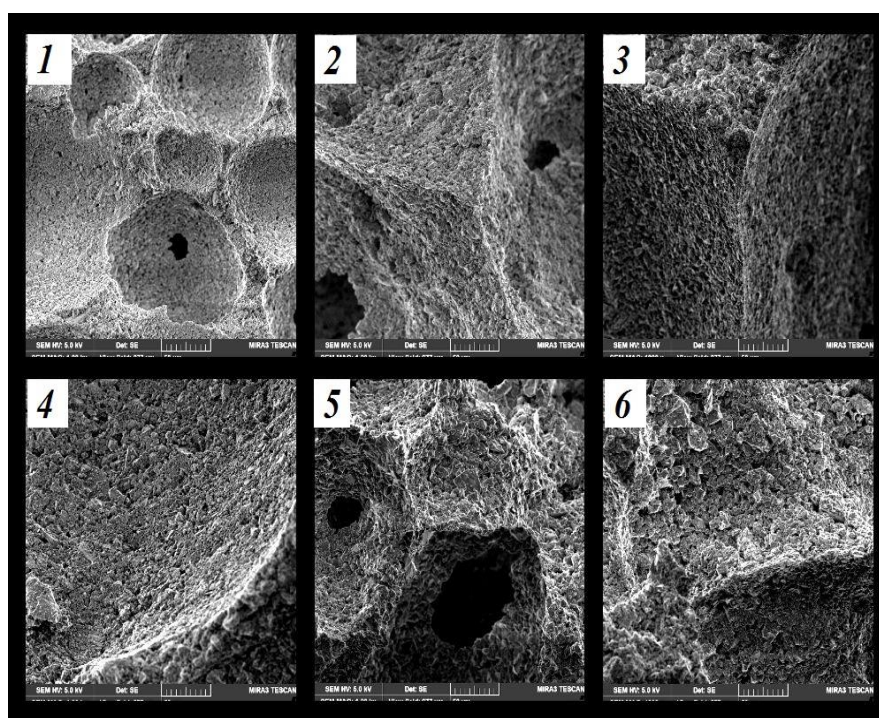


Рис. 2. Микрофотографии межпоровых перегородок образцов теплоизоляционного материала при увеличении в 1000 раз.

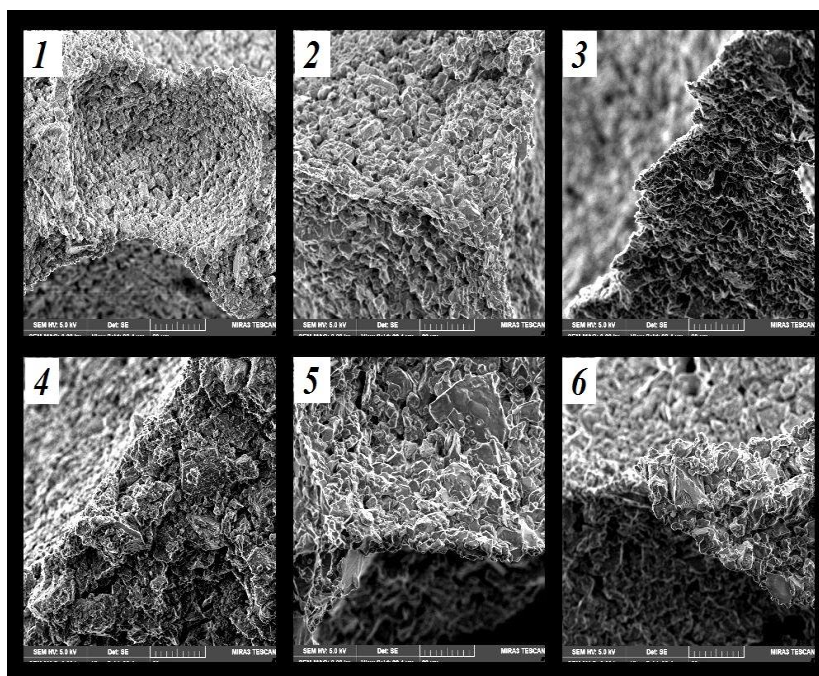


Рис. 3. Микрофотографии межпоровых перегородок образцов теплоизоляционного материала при увеличении в 3000 раз.

Изучив свойства полученных материалов, можно сказать, что использование шлакощелочного вяжущего является весьма эффективным технологическим приемом для получения корундового теплоизоляционного материала. Самоотверждение шлакощелочного вяжущего и рост прочности после сушки и обжига обеспечивает комплексное упрочнение материала. Полученные теплоизоляционные жаростойкие материалы соответствуют требованиям ГОСТ Р 52803-2007 «Изделия огнеупорные, теплоизоляционные» и могут быть рекомендованы к производству.

Список литературы

1. Пивинский Ю.Е. Керамические и огнеупорные материалы. Избранные труды. Том 2. Санкт-Петербург, Стройиздат СПб, 2003. 688 с.
2. Евтушенко Е.И., Перетокина Н.А. Теплоизоляционные материалы на основе искусственных керамических вяжущих различного состава // Вестник БГТУ им. В. Г. Шухова. 2013. № 6. С. 149-151.
3. Евтушенко Е.И., Перетокина Н.А. Получение ячеистого керамобетона на основе высококонцентрированных вяжущих суспензий // Известия вузов. Строительство. 2007. № 9. С. 28-31.
4. Дороганов В.А., Перетокина Н.А. Разработка и исследование составов масс и технологии изготовления шамотных теплоизоляционных огнеупоров // Новые огнеупоры. 2011. N 2. С. 27-29.

5.Череватова А.В.Совершенствование технологии получения жаростойких легковесов с применением высоко-концентрированных вяжущих систем // Промышленное и гражданское строительство. 2007. № 8. С. 28-29.

6. Соков В. Н. Системный анализ технологии безобжиговых шамотных легковесных изделий // Огнеупоры. 1998. №4. С. 4.

СОДЕРЖАНИЕ

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

Поволоцкий В.Ю., Боковиков Б.А., Горбачев В.А., Ланцов Ю.В. ПУТИ МОДЕРНИЗАЦИИ УСТАНОВОК ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА В ТЕХНОЛОГИИ MIDREX.....	3
Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Федина В.В., Тимофеева Е.М. ПОВЫШЕНИЕ КОМКУЕМОСТИ ШИХТЫ И ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОКАТЫШЕЙ.....	8
Иванов Д.И., Кожухов А.А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ И АНАЛИЗ ПРИЧИН РАННЕГО ВЫХОДА ИЗ СТРОЯ КОЛОСНИКОВ ОБЖИГОВЫХ ТЕЛЕЖЕК.....	14
Крафт Л.Н., Колесова И.А., Черноусов П.И. РЕСУРСО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ РЕЗЕРВЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ.....	19
Петрова Л.П., Гольева Ю.С. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СЖИГАНИЯ ТОПЛИВА В УСЛОВИЯХ ТЕПЛОСИЛОВОГО ЦЕХА ОАО «ОЭМК».....	23
Спаринская И.П. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ТРАВМАТИЗМ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....	27
Копьёв Д.Ю., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В., Олюнина Т.В., Леонтьев Л.И. ПОЛУЧЕНИЕ ИЗ ЛЕЙКОКСЕНОVOГО КОНЦЕНТРАТА АНОСОВИТОВОГО ПРОДУКТА – СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ПИГМЕНТНОГО TiO_2 СЕРНОКИСЛОТНЫМ СПОСОБОМ.....	33
Заблоцкая Ю.В., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В., Гончаренко Т.В. ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЛЕЙКОКСЕНОВЫХ РУД ЯРЕГСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННЫМ СЫРЬЕМ ТИТАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ.....	38
Гончаров К.В., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В., Олюнина Т.В. ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА.....	43
Исаенко Г.Е., Хайдуков В.П., Баканова Е.А., Шпаков Р.Л. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ АГЛОМЕРАЦИИ С ИЗМЕНЕНИЕМ ТОНИНЫ ПОМОЛА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА	49
Анисонян К.Г., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В., Гончаренко Т.В., Леонтьев Л.И. ОБОГАЩЕНИЕ ЛЕЙКОКСЕНОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА.....	55
Берсенева Е.С., Берсенева И.С., Горбачев В.А., Колясников А.Ю., Яхнев М.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ВЫСОКОСЕРНИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ СЕРЫ ДО 0,05%	59

Вохмякова И. С., Горбачев В. А. СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА И ОСНОВЫ ИХ МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	64
Бигеев В.А., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Потапов М.Г., Бережная Г.А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА ФЕРРОНИКЕЛЯ, ПОЛУЧЕННОГО СЕЛЕКТИВНЫМ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ ИЗ БЕДНЫХ ЖЕЛЕЗОХРОМОВЫХ РУД.....	69
Першин П.С., Суздальцев А.В., Зайков Ю.П. НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ СИНТЕЗ СИЛУМИНОВ В РАСПЛАВЕ $KF-AlF_3-SiO_2$	75
Королькова Л.Н., Меркер Э.Э., Крахт Л.Н. К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОЖИГАНИЯ ГОРЮЧИХ ГАЗОВ В ДУГОВОЙ ПЕЧИ.....	80
Меркер Э.Э., Степанов В.А., Крахт Л.Н., Черменёв Е.А., Харламов Д.А. О ВЗАИМОСВЯЗИ ПРОЦЕССОВ НАГРЕВА, ПЛАВЛЕНИЯ И ОБЕЗУГЛЕРОЖИВАНИЯ ОКАТЫШЕЙ В ДУГОВОЙ ПЕЧИ	85
Малахова О.И., Сазонов М.И. ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ДВУХРЯДНЫХ ВОДООХЛАЖДАЕМЫХ ПАНЕЛЕЙ НА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ВЫСОКОМОЩНОЙ ДСП.....	93
Меркер Э.Э., Сазонов А.В. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВВЕДЕНИЯ ИОНИЗИРУЮЩЕЙ ДОБАВКИ В ПОЛОСТЬ ТРУБЧАТОГО ЭЛЕКТРОДА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ НАГРЕВА МЕТАЛЛОШИХТЫ.....	98
Меркер Э.Э., Тимофеев П.В., Сазонов А.В., Черменев Е.А., Крахт Л.Н. О ПОВЫШЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ДУГОВОЙ ПЕЧИ ПРИ ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ.....	103
Сибгатуллин С.К., Харченко А.С., Харченко Е.О., Сидоров М.В., Сибгатуллина М.И., Миникаев С.Р., Семенюк М.А. ВЛИЯНИЕ МАТРИЦЫ ЗАГРУЗКИ НА ТЕПЛОВЫЕ НАГРУЗКИ СИСТЕМЫ ОХЛАЖДЕНИЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ, ОСНАЩЕННЫХ КОПАКТНЫМ БЗУ ЛОТКОВОГО ТИПА.....	108
Лопатенко А.Д., Семин А.Е., Орехов Д.М., Зубарев К.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ РАФИНИРОВАНИЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТРУБНОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ ВЫЯВЛЕНИЯ ПРИЧИН ОБРАЗОВАНИЯ И УСТРАНЕНИЯ ДЕФЕКТА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА “ПУЗЫРЬ-ВЗДУТИЕ” И ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ГОТОВОГО ИЗДЕЛИЯ.....	114
Стерлигов В.В., Шадринцева Д.А. ГОРЕЛОЧНОЕ УСТРОЙСТВО С ИСПЬЛЗОВАНИЕМ ТЕПЛА УХОДЯЩИХ ГАЗОВ.....	123
Марчук М.В., Григорович К.В. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА IF-ВН СТАЛЕЙ.....	128

Смирнов А.Н., Ухин В.Е., Куберский С.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ СТАЛИ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ СОРТОВОЙ МНЛЗ.....	135
Столяров А.М., Мошкунов В.В., Дидович С.В. ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВНЕШНЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА КАЧЕСТВО ЛИТОГО И ГОРЯЧЕКАТАНОГО МЕТАЛЛА.....	143
Алиева Л.И., Чучин О.В. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОЦЕССОВ РАДИАЛЬНО-ПРЯМОГО ВЫДАВЛИВАНИЯ С РАЗДАЧЕЙ.....	148
Алиев И.С., Абхари П.Б., Ерёмкина А.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВУСТОРОННЕГО БОКОВОГО ВЫДАВЛИВАНИЯ С РАЗЛИЧНЫМИ СКОРОСТЯМИ РАБОЧЕГО ИНСТРУМЕНТА.....	153
Алиев И.С., Гнездилов П.В. ФОРМОБРАЗОВАНИЕ ПОЛОЙ КОНИЧЕСКОЙ ДЕТАЛИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ ВЫДАВЛИВАНИИ.....	159
Луцкий М.Б., Чичкан А.А. НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ШВЕЛЛЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ГОРЯЧЕЙ ПРОФИЛЕГИБКИ.....	164
Чукин М.В., Полякова М.А., Емалеева Д.Г., Пивоварова К.Г., Гулин А.Е. РАЗРАБОТКА КОНЦЕПЦИИ СОВМЕЩЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ПЛАСТИЧЕСКОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ УЛЬТРАМЕЛКОЗЕРНИСТОЙ СТРУКТУРЫ В ДЛИННОМЕРНЫХ ИЗДЕЛИЯХ	170
Розов Ю.Г., Стеблюк В.И., Шкарлута Д.Б. РАСЧЁТ УСИЛИЯ ХОЛОДНОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ И ВЕЛИЧИНЫ РАДИАЛЬНОГО ПРУЖИНЕНИЯ ПРИ ОБЖАТИИ ТРУБЧАТОЙ ЗАГОТОВКИ НА ПРОФИЛЬНОЙ ОПРАВКЕ.....	177
Снитко С.А., Яковченко А.В., Ивлева Н.И. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ СБОРОЧНЫХ ЧЕРТЕЖЕЙ ИНСТРУМЕНТА ДЕФОРМАЦИИ ДЛЯ ШТАМПОВКИ И ПРОКАТКИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС.....	185
Савченко Д.Н., Холявик О.В., Стеблюк В.И., Борис Р.С. УСОВЕРШЕНСТВОВАННЫЙ СПОСОБ РЕЗКИ ТОНКОСТЕННЫХ ТРУБ НА ДЕТАЛИ И ПОЛУФАБРИКАТЫ.....	190
Потапов А.И., Шестакова Е.Н., Орлов Г.А. ПРИМЕНЕНИЕ ВЫСОКОПРОЧНЫХ ЗАЭВТЕКТОИДНЫХ МАРОК СТАЛЕЙ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ВАЛКОВ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ.....	196
Ганул А.О., Дождиков В.И. ТЕПЛОЕМКОСТЬ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЙ АНИЗОТРОПНОЙ СТАЛИ.....	205
Голубчик Э. М., Медведева Е.М., Телегин В.Е., Васильев И.С. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ГОРЯЧЕКАТАНОЙ ЛЕНТЫ С ПОВЫШЕННЫМИ ПОТРЕБИТЕЛЬСКИМИ СВОЙСТВАМИ.....	208

Сычков А.Б., Шекшеев М.А., Малашкин С.О., Камалова Г.Я. СТРУКТУРА КАТАНКИ ИЗ СТАЛИ С _в -08Г2С УЛУЧШЕННОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА.....	213
Харитонов В.А., Усанов М.Ю. РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЙ СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ КРУГЛОЙ ПРОВОЛОКИ.....	219
Смирнов Е.Н., В.А. Скляр В.А. КОНСТРУКТИВНЫЙ АСПЕКТ ВОЗМОЖНОСТИ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОКАТКИ КАЧЕСТВЕННЫХ МАРОК СТАЛИ С ПЕТЛЕЙ ОХЛАЖДЕНИЯ И ВЫРАВНИВАНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ В УСЛОВИЯХ ТИПОВОГО СОРТОВОГО НЕПРЕРЫВНОГО СТАНА.....	224
Лам М.М., Серов А.И., Смирнов Е.Н., Тернавский А.Н., Базарова Г.С. ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА МЕЛЮЩИХ ШАРОВ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ НА ПОЗДНИХ СТАДИЯХ ПОМОЛА БОЛЕЕ МЕЛКИХ ТЕЛ.....	230
Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Федина В.В., Жиденко А.И. ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА ОБРАЗОВАНИЕ ОКАЛИНЫ В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ ПЕРЕД ПРОКАТОМ.....	238
Иванов Д.И., Кожухов А.А. МЕХАНИЗМ КОРРОЗИОННОГО РАЗРУШЕНИЯ ЖАРОСТОЙКОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ.....	244
Гун И.Г., Смирнов А.В., Гун Е.И., Куцепендик В.И., В.В. Сальников В.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА УЛЬТРАЗВУКОВОГО ПРЕССОВАНИЯ ПРИ СБОРКЕ СТОЕК СТАБИЛИЗАТОРА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ.....	250
Бирюков М.А., Песин А.М., Чукин М.В., Бирюков А.В. РАЗРАБОТКА НОВЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ДЮБЕЛЬ – ГВОЗДЕЙ СПОСОБОМ ПОПЕРЕЧНО – КЛИНОВОЙ ПРОКАТКИ.....	255
Белевитин В.А., Коваленко С.Ю., Смирнов Е.Н., Суворов А.В., Недбайло А.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ТОЧНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ 3-D-МКЭ-МОДЕЛИРОВАНИЯ ПЛАСТИЧЕСКОГО ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ МЕТАЛЛОВ.....	260
Бень И.В. ОСОБЕННОСТИ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВЫРУБКИ ДЕТАЛЕЙ В СРЕДЕ DEFORM 3D.....	271
Синицкий О.В., Чикишев Д.В., Харченко М.В., Амиров Р.Н., Слепова Е.А., Зарицкий Б.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЛОКАЛЬНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ПРИКРОМОЧНОЙ ОБЛАСТИ ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС НА ОСНОВЕ ИЗУЧЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ ПРОФИЛЕЙ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ.....	279

Песин А.М., Дригун Э. М., Гун Г.С., Пустовойтов Д.О., Песин И.А. РАЗРАБОТКА НОВОГО СОВМЕЩЕННОГО ПРОЦЕССА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ ПРОКАТКИ И ШТАМПОВКИ.....	285
Беленький А.М., Бурсин А.Н., Улановский А.А., Чибизова С.И. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕПЛОЙ РАБОТЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ.....	290
Глинская И.В., Горбунов В.Б., Вдовыдченко Н.В., Теселкина А.Э. СОВМЕСТНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И АЭС ИСП В МЕТАЛЛУРГИИ И ЭНЕРГЕТИКЕ.....	296
Куренков Д.С., Писарев С.А., Горбунов В.Б., Подгородецкий Г.С. ВЛИЯНИЕ БОРСОДЕРЖАЩИХ ОКСИДОВ НА КАЧЕСТВО ОКАТЫШЕЙ ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ.....	299
Дашевский В.Я., Полулях Л.А., Макеев Д.Б., Козлова О.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ ИЗ ОТЕЧЕСТВЕННОГО СЫРЬЯ С ПОЗИЦИИ ЗАМЕЩЕНИЯ ИМПОРТА МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ РЕСУРСОВ.....	305
Заикин Н.А., Шабля Н.В., Подгородецкий Г.С., Козлова О.Н. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЛЕГИРОВАННОГО ЧУГУНА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА.....	319
Сборщиков Г.С., Терехова А.Ю. ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ПОДОГРЕВА ВОЗДУХА ДЛЯ ВАННЫ СТЕКЛОВАРЕННЫХ ПЕЧЕЙ.....	324
Шабля Н.В., Заикин Н.А., Подгородецкий Г.С., Козлова О.Н. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ТОВАРНОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ ИЗ ЛЕГИРОВАННЫХ ЧУГУНОВ, ВЫПЛАВЛЕННЫХ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА.....	329
Краюшкин Н.А., Кузнецова Н.П., Шатохин К.С. АНАЛИЗ ТЕПЛОВЫХ РЕЖИМОВ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ПРИ ПОЛУНЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ КРУГЛЫХ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА БЕСШОВНЫХ ТРУБ.....	335
Ширяева Е.В., Козлова О.Н. ИЗУЧЕНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА И СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ АГЛОМЕРАТОВ С ДОБАВКАМИ НИЗКОЩЕЛОЧНОГО КРАСНОГО ШЛАМА.....	342
Ляхомский А.В., Перфильева Е.Н., Петроченков А.Б. ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОСНОВЕ СИСТЕМНОГО УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГОРЕСУРСАМИ.....	347

Грудина В.А., Перетокينا Н.А., Евтушенко Е.Н.ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ.....	354
---	-----

Научное издание

Современные проблемы
горно-металлургического комплекса.
Наука и производство

Материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с
международным участием

25-27 ноября 2015г.

г. Старый Оскол

Отпечатано в типографии управления делами ОАО «ОЭМК»