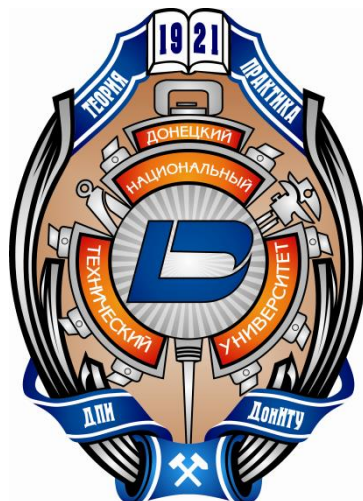


**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ



**ВСЕРОССИЙСКАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЁНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

28-29 МАЯ 2024 года

ДОНЕЦК –2024

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»**

ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ



**ВСЕРОССИЙСКАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЁНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК – 2024

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Донецкий национальный технический университет» факультет металлургии и теплоэнергетики; редкол.: П.А. Гнитиёв (пред.) и др. – Электрон.дан. (1 файл: 10,4 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2024.– Систем.требования: Acrobat Reader.

В материалах сборника представлены результаты научных исследований и технических разработок в области современных металлургических и литейных технологий, обработки металлов давлением, материаловедения, металлургии и термической обработки металлов. Рассмотрены вопросы энергосберегающих технологий, технической теплофизики, экологии и охраны труда в металлургии.

Материалы представляют интерес для студентов, аспирантов, научных и инженерно-технических работников металлургического профиля.

Редколлегия:

к.т.н., доц. Гнитиёв П.А. (председатель); Асламова Я.Ю. (отв. редактор); д.т.н., проф. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Егоров Н.Т.; к.т.н., доц. Закарлюка С.В.; к.т.н., доц. Заика В.И.; к.т.н., доц. Кочура В.В.; к.т.н., доц. Пасечник С.Ю.

Ответственный за выпуск:

Кочура В.В., к.т.н., заместитель декана по научной работе факультета металлургии и теплоэнергетики

Статьи напечатаны с авторских экземпляров

Адрес редакционной коллегии:

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58, 5-й учеб.корпус, к.5.256

© Авторы материалов, 2024

© Изд-во ДОННТУ, 2024

Уважаемые студенты и молодые учёные!



Всероссийская научно-практическая конференция молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» посвящена 100-летию факультета металлургии и теплоэнергетики Донецкого национального технического университета.

В 2024 г. в конференции принимают участие молодые учёные и студенты из 11 высших учебных заведений.

В сборнике представлены результаты ваших научных исследований и технических разработок в области современных металлургических и литейных технологий, сварки, обработки металлов давлением, материаловедения, металловедения и термической обработки металлов. Рассмотрены вопросы энергосберегающих технологий, технической теплофизики, экологии и охраны окружающей среды.

Доклады в сборнике представлены по следующим секциям:

Металлургия черных металлов

Цветная металлургия, литейное производство и сварка

Обработка металлов давлением

Материаловедение и технологии материалов

Промышленная теплотехника

Теплоэнергетика

Экология, ресурсосбережение и охрана труда в металлургии

Важнейшими задачами конференции и настоящего издания являются обмен актуальной информацией, активизация исследовательской работы студентов, научная интеграция студенческого сообщества.

Желаю Вам, уважаемые участники конференции, плодотворной работы, творческих успехов, крепкого здоровья и благополучия.

Декан факультета
металлургии и теплоэнергетики
Донецкого национального
технического университета,
доцент, к.т.н. Гнитиёв П.А.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА ЖАРОПРОЧНОГО СПЛАВА ВЖ718

Лазаренко Н.К., Корзун Е.Л.

Донецкий национальный технический университет

Объектом данного исследования является технология получения прутков из жаропрочного железоникелевого сплава марки ВЖ718.

Предмет исследования – влияние качества расходуемого электрода на стабильность переплавных процессов ЭШП (электрошлаковый переплав) и ВДП (вакуумный дуговой переплав).

Целью исследования является получение качественного слитка ВЖ718, предназначенного под дальнейшую деформацию (получение прутка диаметром 220 мм).

Сплав ВЖ718 является аналогом зарубежного сплава Inconel 718, обладает высокими механическими свойствами и хорошей свариваемостью. Используется в наиболее горячих частях современных авиадвигателей. Работа при высоких температурах обуславливает высокие требования, предъявляемые к качеству изделий, важно иметь заготовку без внутренних дефектов.

В работе рассмотрены две технологические схемы производства:

А) стандартная технология методом ВИП – ЭШП – ВДП;

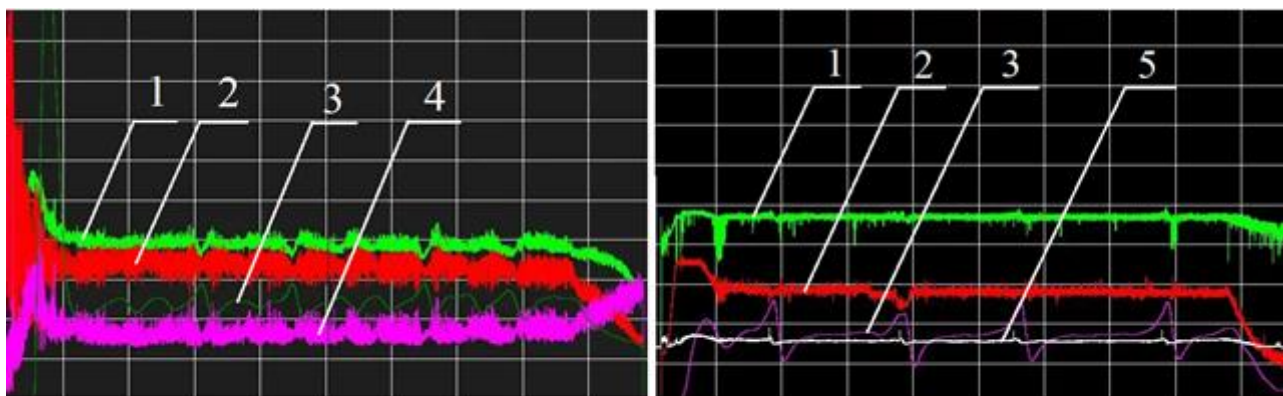
Б) усовершенствованная – по схеме ВИП – ковка – ЭШП – ВДП.

Получение чистого по неметаллическим включениям и газам слитка требует введение триплекс-переплава, что позволяет существенно улучшить качество по сравнению с двойным переплавом. В частности, введение электрошлакового переплава обусловлено необходимостью удаления неметаллических включений, серы и получению плотной направленной макроструктуры слитка. ВДП является заключительным переплавным процессом и направлен, главным образом, на снижение содержания газов и получение плотной направленной структуры слитка.

Особенности стандартной схемы производства ВИП – ЭШП – ВДП

На диаграммах рисунка 1 показан типичный электрошлаковый и вакуумно-дуговой переплав литых электродов сплава ВЖ718.

Анализируя качественные показатели на диаграмме, можно выделить следующую особенность, присущую двум переплавам – отклонения массовой скорости переплава (область № 3 на рисунке 1). Получение стабильной массовой скорости на заданном уровне является важнейшей задачей при ЭШП и ВДП. При отклонении данных показателей, в полученном слитке могут быть зафиксированы различные дефекты: ликвация, разнородность кристаллической структуры, «белые пятна», отсутствие рафинирования по неметаллическим включениям и газам.



А - электрошлаковый переплав

Б - вакуумно-дуговой переплав

1 – напряжение, В; 2 – сила тока, кА; 3 – массовая скорость, кг/мин; 4 – сопротивление шлака, мОм; 5 – уровень вакуума, мбар.

Рисунок 1 – Диаграммы электрошлакового (А) и вакуумно-дугового переплавов (Б).

Фактические показатели отклонений массовой скорости переплава от заданного значения при ЭШП составляли не более 19%, отклонения при ВДП составляли не более 22%.

В ходе проведения опытной работы по раскрою слитка после ЭШП из сплава ВЖ718, получены продольные темплеты (рисунок 2).



Б) трещина в верхней части слитка ЭШП

А) Несплошность со следами шлака в донной части слитка ЭШП

Рисунок 2 – Продольный темплет слитка ЭШП, полученного по стандартной технологии.

Как видно из рисунка 2, в донной и головной частях слитка ЭШП имеются трещины, протяженностью 45 мм и 60 мм соответственно. Получение данных трещин связано с особенностями кристаллизации слитка в кристаллизаторе: наличие перегрева и охлаждения наплавляемого слитка при ЭШП (не стационарность режима, особенно, параметра массовой скорости переплава).

Особенности усовершенствованной схемы производства ВИП – ковка – ЭШП – ВДП

Для решения проблемы стабильности переплава на АО «СМК» была внедрена операцияковки расходуемого электрода после вакуумно-индукционного переплава.

По измененной технологии было получено 2 слитка, результаты переплава представлены на рисунке 3.

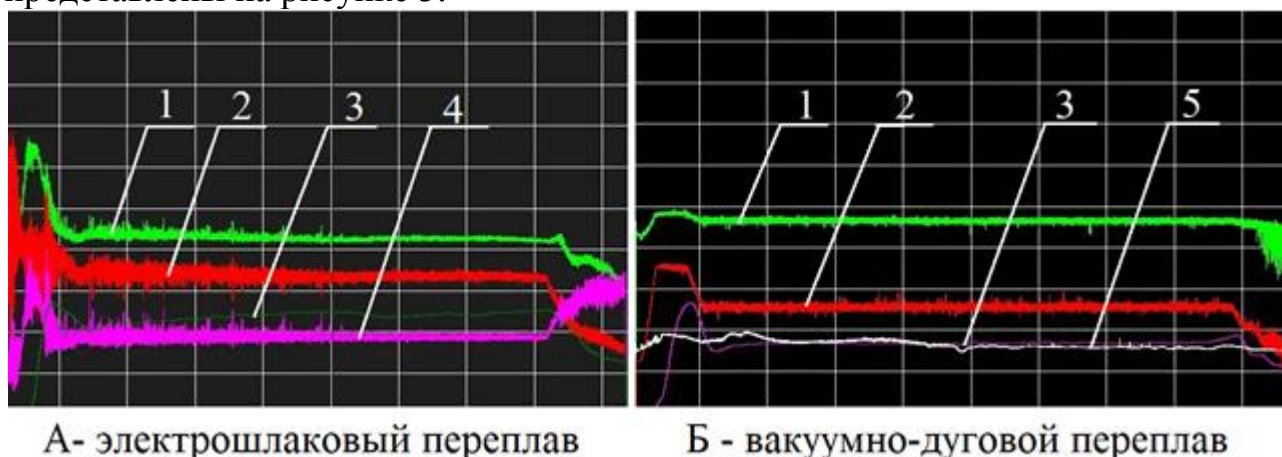


Рисунок 3 – Диаграммы электрошлакового (А) и вакуумно-дугового переплавов (Б) (Цифры на диаграммах в соответствии с описанием рисунка 1).

Как видно из рисунка 3, массовый расход, а вместе с ним и остальные параметры, приобрели более контролируемый характер. При этом отклонения массовой скорости переплава от заданного значения при ЭШП составляют в данном случае не более 8%, отклонения при ВДП составляли не более 5%.

Выводы: учитывая приведенные результаты исследований, можно утверждать, что существенное влияние на качество слитка жаропрочного сплава ВЖ718 оказывает состояние расходуемого электрода. В случае получения электрода с усадочными дефектами, параметры процессов ЭШП и ВДП являются неконтролируемыми и имеют существенные отклонения от заданных величин. Внесение корректировок в режим переплава не имеет эффекта для стабилизации процесса (регулировании длины межэлектродного промежутка – длины дуги, изменение тока и напряжения и т.д.). При этом, наличие ЭШП в схеме триплекс-процесса в данном случае не является улучшающим фактором. Переплав ЭШП электрода с наличием внутренних усадочных дефектов не приводит к стабилизации процесса ВДП.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПОРОЗНОСТИ ЗАГРУЖЕННОГО НА АГЛОМАШИНУ СЛОЯ ШИХТЫ НА ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ И ТЕМПЕРАТУРНО-ТЕПЛОВЫЕ УСЛОВИЯ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ

Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю.
Донецкий национальный технический университет

Агломерация – один из ключевых процессов чёрной металлургии, в результате которого получают агломерат – прочный пористый продукт, используемый в качестве сырья в доменных печах. Порозность загруженного на агломашину слоя шихт влияет на условия процесса спекания и качество агломерата.

На начальную газопроницаемость аглошихты оказывает влияние ее влажность и фракционный состав [1]. В работе [2] отмечается повышение скорости фильтрации газов через толщу слоя шихты в связи с улучшением ее сегрегации, повышением его порозности. В работах [3, 4] отмечено, что управление сегрегацией частиц подготовленной к спеканию шихты способствует повышению ее газопроницаемости ориентировочно на 15%.

Порозность слоя зависит от гранулометрического состава, прочности гранул сырой шихты, совершенства технологии укладки шихты на агломерационную машину. Исходную величину порозности слоя шихты можно определить по формуле [5]:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\rho_{нас}}{\rho_{каж}} \quad (1)$$

где ε – порозность слоя, доли ед.;

$\rho_{каж}$, $\rho_{нас}$ – кажущаяся и насыпная плотность шихты, кг/м³.

В работе [75] предложена экспериментальная формула расчета порозности слоя на любом его горизонте:

$$\varepsilon_i = 1 - \frac{1 - \varepsilon_H}{0,88 - \beta h_i}, \quad (2)$$

где β – степень усадки слоя с деформацией его структур, принятая для исходного состояния на уровне 0,088 ед. (диапазон: 0,080-0,095 ед);

h_i – расстояние от верха слоя до соответствующего горизонта в слое, м;

ε_H – начальная порозность.

Г.В. Коршиков в работе [2] отмечает, что исходная порозность загруженного на агломашину сыпучего слоя зависит, прежде всего, от количественного соотношения фракций, которые в наибольшей мере отличаются своими размерами. Так потеря давления газа в слое пропорциональна содержанию в шихте мелких классов менее 0,5 мм.

Загрузочные устройства влияют на величину порозности слоя, но в меньшей степени, чем исходный гранулометрический состав шихты. Иными

словами, основа газопроницаемой структуры слоя создается на стадии качественного окомкования шихты.

Важнейшей характеристикой процесса спекания является газодинамическое сопротивление слоя, зависящее от скорости движения газа в слое, высоты и порозности слоя. При исходной высокой порозности (газопроницаемости) слоя, как правило, оказывается меньшим и его газодинамическое сопротивление в процессе спекания.

В определяющей степени потери давления газа в слое зависят от скорости и режима движения газа, характеризуемого коэффициентом газодинамического сопротивления в соответствии с уравнением Дарси-Вейсбаха [6]:

$$\Delta P = \psi \cdot \frac{H \cdot \rho_{\Gamma} \cdot \omega^2 \cdot (1 - \varepsilon)}{2 \cdot d_{\text{экв}} \cdot \varepsilon^3} \quad (3)$$

где ΔP – потери давления газа в слое, его газодинамическое сопротивление, кПа;

ψ – коэффициент газодинамического сопротивления слоя, зависящий от режима движения газа, характеризуемого числом Рейнольдса, Re;

ρ_{Γ} – плотность газов, кг/м³;

ω – скорость фильтрации газов в слое, м/с;

$d_{\text{экв}}$ – эквивалентный диаметр каналов, м;

ε – порозность слоя шихты, доли ед.

Роль структуры слоя, формируемой с помощью загрузочного устройства агломашин, заключается в обеспечении его повышенной газопроницаемости, повышенной концентрации топлива, флюсов в шихте верхних горизонтов слоя, что гарантирует улучшение важнейших показателей процесса спекания.

Газопроницаемость спекаемого слоя можно существенно улучшить, если обеспечить увеличение соотношения масс наибольших и наименьших частиц от верха слоя к его нижней части [7].

В работе [8] определены возможности интенсификации процесса спекания и выравнивания температурно-теплового режима спекания за счет перераспределения частиц шихты по высоте слоя, т.е. благодаря усилению сегрегационных процессов при загрузке шихты. В работе [9] показаны рекордные возможности увеличения газопроницаемости слоя шихты (скорости фильтрации газов) на 20% исключительно благодаря повышению степени сегрегации шихты.

Положительное влияние на распределение теплоты в слое оказывает сегрегация материала по содержанию топлива в шихте от верхней части слоя к нижней [10].

В ряде работ [11] отмечается, что сегрегация может оказывать отрицательное воздействие на стабильность свойств агломерата, увеличивая химическую неоднородность по высоте слоя, а наличие большого количества мелких фракций (-3 мм) в верхних горизонтах слоя ведет к повышению его газодинамического сопротивления

Экспериментальные исследования показали, что газопроницаемость слоя значительно повышается при установке загрузочного лотка под углом, равным или близким углу естественного откоса материала [10]. В производственных условиях, как отмечено в работе [12], физико-механические свойства материала могут изменяться, что вызывает необходимость управления углом наклона загрузочного лотка.

В работах [13] показаны приемы увеличения скорости фильтрации воздуха через слой на 5-40% вследствие совершенствования режима загрузки шихты на колосниковую решетку агломашины.

Сегрегационные процессы оказывают определяющее влияние на содержание углерода топлива по высоте слоя. Например, в работе [14] степень сегрегации оценили по содержанию в каждом элементарном слое шихты фракций менее 1,4 мм и горючего углерода. Полученные результаты свидетельствуют о том, что содержание фракции менее 1,4 мм по краям паллет значительно меньше, чем в центре, это обусловлено практически неустраняемыми недостатками в работе челнокового распределителя шихты, рассмотренными выше.

С теплотехнической точки зрения рациональным можно считать такое распределение топлива, при котором по всей высоте слоя достигается минимально возможное отклонение максимальной температуры и количества расплава от оптимальных, примерно одинаковых их значений по высоте слоя. Распределение твердого топлива по высоте слоя зависит от распределения тепла регенерации в тепловом балансе зоны горения при ее перемещении от верха к низу слоя (рисунок 1 [15]). Видно, что экономия топлива возможна при увеличении высоты слоя, когда нижняя ее доля с минимальным содержанием топлива в шихте, увеличивается. Принято считать, что каждые 100 мм увеличения высоты слоя сопровождаются снижением расхода топлива на 8-10% [16].

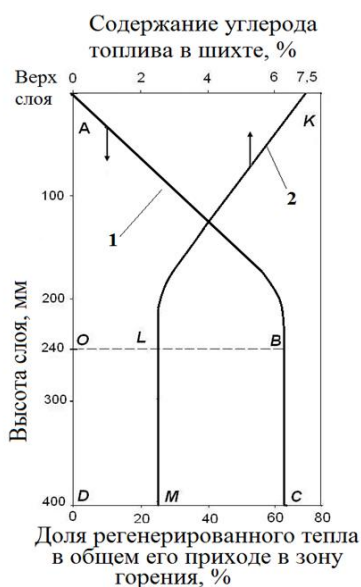


Рисунок 1 - Изменение доли регенерированного тепла в тепловом балансе зоны горения и содержания углерода шихты по высоте слоев 240 и 400 мм [1] :

1 – график, характеризующий приход регенерированного тепла по мере перемещения зоны горения топлива от верхних до нижних элементарных слоев;

2 – график оптимального распределения углерода топлива по высоте слоя

Структура уложенного на агломашину слоя шихты значительно изменяется под влиянием статических и динамических нагрузок, а также протекающих процессов в ходе спекания шихты.

Порозность слоя шихты, в основном определяющая его газопроницаемость, уменьшается, в частности, в результате усадки шихты. При этом происходит увеличение насыпной плотности шихты, исходная величина которой зависит от соотношения отдельных классов крупности, а также от массовой доли в шихте богатых концентратов и других тяжелых компонентов.

По данным [17] насыпная плотность грубозернистой шихты Орско-Халиловского металлургического комбината увеличивается сверху вниз слоя высотой всего 240 мм от 1700 до 1900 кг/м³. Существенно меньшая насыпная плотность верхнего слоя шихты сопровождается снижением прочности получаемого из этой части шихты агломерата. Авторами этой работы обосновано требование обязательного уплотнения верхнего слоя.

Можно констатировать, что исследователями предложен и применяется ряд методик по оценке разделения шихты по крупности по высоте слоя, однако все они имеют общий недостаток: их можно применить только к тем конкретным шихтам, на которых проводились исследования.

Таким образом, порозность слоя шихты оказывает существенное влияние на процесс агломерации. Ее увеличение приводит к увеличению газопроницаемости и снижению сопротивления слоя, что способствует более равномерному распределению газового потока в слое. Кроме того, увеличение порозности слоя шихты приводит к снижению температуры в зоне горения. Это связано с тем, что при увеличении порозности слоя увеличивается площадь поверхности контакта между газами и шихтой, что способствует более интенсивному теплообмену.

Полученные результаты имеют значение для оптимизации агломерационного процесса и повышения качества агломерата. Контролируя порозность слоя аглошихты можно регулировать газодинамические и температурно-тепловые условия процесса спекания, улучшить качество агломерата, снизить расход аглотоплива.

Литература:

1. Исследование факторов, определяющих начальную газопроницаемость агломерационной шихты / П.А. Половой [и др.] // Металлург. – 1982. – № 4. – С. 18-20.

2. Коршиков, Г.В. Влияние строения структурных элементов агломерационной шихты на газодинамическую характеристику спекаемого слоя / Г.В. Коршиков, М.А. Хайков, Н.Н. Должикова // Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 1983. – №6. – С.12-15.

3. Изучение распределения гранул окомкованной шихты при загрузке на спекательные тележки / А. А. Вовк [и др.] // Металлургия и коксохимия. – 1982. – Выпуск 75. – С. 8-11.

4. Matsumura, T. Development of new feeding equipment for controlling charge segregation of sinter feed / T. Matsumura, S. Amano, H. Asahara // *Current Advances in Materials and Processes*. – 1999. – № 4. – P.766.
5. Ефименко, Г.Г. *Металлургия чугуна* / Г.Г. Ефименко, А.А. Гиммельфарб, В.Е. Левченко. – Киев: Выща школа, 1988. – 351 с.
6. Коротич, В.И. *Теоретические основы окомкования железорудных материалов*. – Москва: *Металлургия*, 1966. – 150 с.
7. Sasaki, S. Segregation of sinter charge when feeding to sinter machine / S. Sasaki, E. Ogra // *Tetsu-to-hagane = Journal of the Iron and Steel Institute of Japan*. – 1980. – V. 66. – №4. – P. 86.
8. Saint, N. Segregation of sinter charge when feeding to sinter machine / N. Sainty, S. Kinishi, I. Izzy // *Tetsu-to-hagane = Journal of the Iron and Steel Institute of Japan*. – 1980. – V. 66. – №4. – P. 87.
9. Формирование структуры слоя при однослойной и двухслойной загрузке шихты на аглоленту / Г.В. Коршиков [и др.] // *Теплотехника и газодинамика агломерационного процесса*. – Киев: *Наукова думка*, 1983. – С. 22-25.
10. Влияние параметров загрузочного устройства агломерационной машины на распределение топлива по высоте слоя шихты на аглоленте / В.И. Пожуев, М.Ю. [и др.] // *Збірник наукових праць «Металургія»*. – Запорожье: ЗГИА, – 2009. – Вып. 19. – С. 5-11.
11. Оценка сегрегации шихты / А.А. Готовцев [и др.] // *Сталь*. – 1978. – № 12. – С. 14-15.
12. Исследование стабильности подачи шихты на конвейерные машины / М.Ю. Пазюк [и др.] // *Известия ВУЗов. Черная металлургия*. – 1989. – №3. – С. 23-27.
13. Готовцев, А.А. Оценка сегрегации агломерационной шихты / П.А. Готовцев, И.М. Сальников, В.И. Тихонов // *Теоретические основы и технология подготовки металлургического сырья к доменной плавке: респ. научн.-технич. конф.: тезисы докл.* – Днепропетровск, 1980. – С. 29-30.
14. Ефимов, С. П. Влияние крупности топлива на процесс агломерации и качество агломерата / С.П. Ефимов, Г.Г. Ефименко // *Известия ВУЗов. Черная металлургия*. – 1970. – № 9. – С. 21-25.
15. Мищенко, И.М. *Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие*. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013 – 452с.
16. Мищенко, И.М. *Технология подготовки сырья для доменной плавки* / И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова. – Донецк: ДонНТУ, 2013. – 277 с.
17. Исследование сегрегации агломерационных шихт / Ю.А. Фролов [и др.] // *Сталь*. – 1974. – № 10. – С. 883-886.

СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАТЕРИАЛА ОТЛИВОК КОЛЕС ШЛАМОВЫХ НАСОСОВ НА АБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС

Назарюк В. Ю., Симоненко В.И.
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время в ДонНТУ разрабатывается технология литья по газифицируемым моделям (ЛГМ) колес шламовых насосов из чугунов ИЧХ28. В работе [1] описан процесс лабораторного изучения полученных образцов из литейного цеха с целью прогнозировать стойкость колес насосов при работе в реальных условиях. Исследования дали неоднозначные результаты, поэтому были проведены исследования на большем количестве образцов.

Материалом для исследования служили образцы легированных чугунов: ИЧХ28, ЧХЗ, которые выплавляли в индукционной печи емкостью 60 кг. В нашей работе образцы сравнивались с чугуном СЧ40, как более близким по составу и свойствам к исследуемым образцам. Испытания на абразивный износ производили в соответствии с требованиями ГОСТ 30480-97 «ОБЕСПЕЧЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ИЗДЕЛИЙ. МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЙ НА ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ» по схеме трения образца о незакрепленный абразив, находящийся на твердой поверхности (рис. 1).

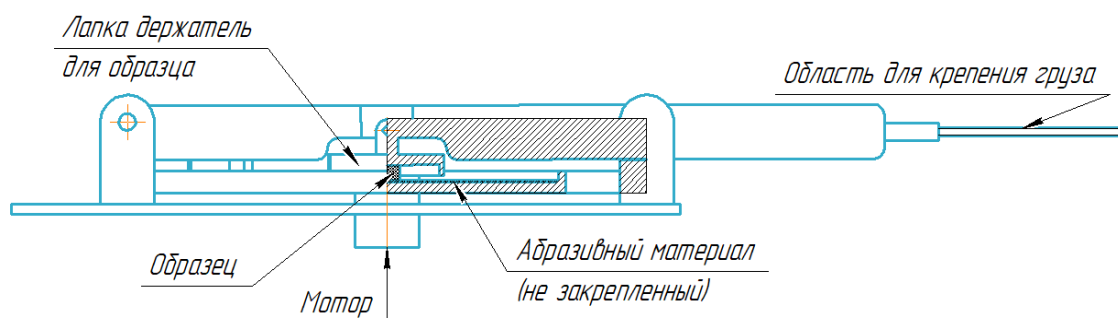


Рисунок 1 – Схема испытательной установки для изучения износостойкости при трении о незакрепленный абразив

Были вырезаны образцы отливки размерами 20x20мм. В качестве абразивного материала применялся кварцит фракция <1мм. Удельная нагрузка на образец составляла 1,0-1,25 кг/см².

В результате испытания была определена абсолютная потеря массы ($\Delta P_{абс}$), в последствии переведенная в удельную потерю массы по формуле:

$$\Delta P_{уд} = \frac{\Delta P_{абс}}{S \cdot L} \quad (1)$$

где L – путь износа (равный $500 \times 3,14 \times 0,360 = 565$ м), S – площадь поверхности износа, м². Износостойкость исследуемого материала определяли как отношение удельной потери массы чугуна СЧ40 к удельной потере массы исследуемого образца, по формуле:

$$K_{п от чх40} = \Delta P_{удСЧ40} / \Delta P_{удп}, \quad (2)$$

где, $\Delta P_{удЧХ40}$ – удельный износ СЧ40, $\Delta P_{удп}$ - удельная потеря массы образца п.

Таблица 1 – Результаты износостойкости образцов.

Марка чугуна	Номер образца	$\Delta P_{абс}$	$\Delta P_{уд}$	K_n от СЧ40
ИЧХ28	562	0,136	0,502	3,987
ИЧХ28	563	0,161	0,544	3,610
ИЧХ28	564	0,137	0,422	4,859
ИЧХ28	567	0,122	0,449	4,195
ИЧХ28	575	0,138	0,481	4,116
ЧХЗ	632	0,080	0,280	6,667
ЧХЗ	634	0,106	0,418	4,473
ЧХЗ	635	0,089	0,339	5,707
ЧХЗ	636	0,082	0,291	6,395

Сравнительный индекс износостойкости образцов чугуна

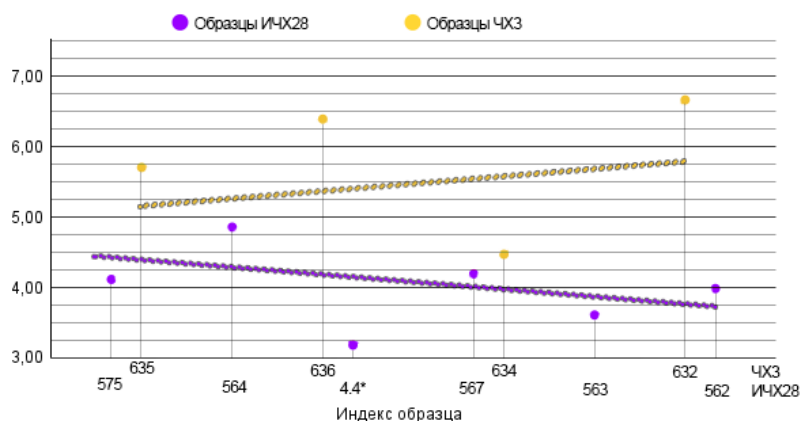


Рисунок 2 – Результаты износостойкости образцов

Вопреки литературным источникам, а так же проведенным исследованиям [1], выполненная работа показала значительное превосходство в износостойкости низколегированного ЧХЗ над высоколегированным ИЧХ28. Для выяснения причины такого результата исследования будут продолжены.

Литература:

1. Халеев, Р.А. Сравнительные испытания материала отливок колес шламowych насосов на абразивный износ / Р.А. Халеев, В.И. Симоненко, В.Н. Крымов // «Металлургия XXI столетия глазами молодых» 23-24 мая 2023 года, [Электронный ресурс] : [материалы IX Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов. – Донецк : ДОННТУ, 2024. – С. 18-22.

2. Гарбер, М.Е. Основы подбора состава и структуры износостойких отливок из белого чугуна / М.Е. Гарбер, И.И. Цыпин // «Литейное производство», №2. – 16с.

ДВУХСТАДИЙНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАФИНИРОВАНИЯ АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКОГО ХРОМА

Самолётов В.В., Корзун Е.Л.

Донецкий национальный технический университет

Объектом данного исследования является технология рафинирования заготовок литого алюминотермического хрома.

Предмет исследования – влияние различных условий электрошлакового переплава на рафинирование алюминотермического хрома от примесей.

Целью исследования является получение качественного слитка литого хрома с пониженным содержанием алюминия, кислорода и неметаллических включений, с целью получения материала для замены хрома марки ЭРХ в ряде технологий специальной электрометаллургии.

Одним из перспективных жаропрочных материалов являются сплавы на основе хрома. Кроме того, металлический хром находит своё применение как в качестве легирующего материала при выплавке сталей и сплавов ответственного назначения, так и в качестве материала для изготовления различных мишеней в установках по нанесению защитных слоёв. Однако существующие технологии не обеспечивают получения пластичных сплавов на основе хрома и пластичного металлического хрома. Наиболее близок к достижению необходимых для механической обработки показателей пластичности процесс получения рафинированного электролитического хрома (ЭРХ). Но в этом случае не удаётся получить компактную плотную заготовку. Использование наиболее чистых по примесям металлического хрома марки ЭРХ в качестве шихтового материала сдерживается как высокой ценой, с одной стороны, так и высокой длительностью технологического процесса производства ЭРХ и низкими производственными мощностями с другой. Поэтому разработка сравнительно более дешёвых и более производительных способов рафинирования хрома и сплавов на его основе при более низкой стоимости исходного сырья до сих пор нерешённой технологической и научной задачей.

Наиболее дешёвым способом получения литого хрома и сплавов на его основе является алюминотермия. Основным недостатком алюминотермического хрома является повышенное содержание кислорода, алюминия и неметаллических включений. Классическая алюминотермия – процесс, проходящий без внешнего подвода энергии. Эта особенность приводит к получению литых заготовок хрома с многочисленными поверхностными и внутренними дефектами структуры отливки (рис. 1).

На кафедре «Электрометаллургия» предложено для рафинирования алюминотермического хрома использовать последовательно два электрошлаковых переплава. В первом переплаве – рафинировать хром от избыточного содержания алюминия. Второй переплав провести с целью рафинирования от кислорода.

Теоретический анализ показал, что рафинирование алюминотермического хрома по алюминию должно проходить в окислительных условиях при обеспечении ассимиляции образующегося глинозёма рафинирующим шлаком. В качестве источника кислорода использовали добавку оксида хрома (III) Cr_2O_3 в составе шлака, основой которого составлял фторид кальция CaF_2 . В то же время для рафинирования по кислороду уже очищенного от алюминия металлического хрома использовали металло-галогенидный флюс системы CaF_2 -Ca.

В качестве исходных заготовок для первого электрошлакового переплава использовали литые заготовки алюминотермического хрома сечением 35-55 x 35-55 мм длиной 500-700 мм. Для второго переплава использовали сварные электроды, полученные сваркой встык четырёх продольных частей слитка ЭШП первого переплава.

Переплав проводили в медный водоохлаждаемый кристаллизатор средним внутренним диаметром 90 мм. Переплав обеих стадий рафинирования проводили по технологии твёрдого старта. В качестве основы флюсов использовали кальций фтористый ОСЧ 5-2 ТУ 6-09-2412-84, который во избежание улёта при вакуумировании защитного колпака и кристаллизатора, предварительно спекали в течение 2 часов при температуре 850°C , а затем дробили до фракций промышленного флюса. При формировании флюса системы CaF_2 -Ca использовали металлический кальций чистоты 99,5%. Переплав первого этапа рафинирования под шлаками системы CaF_2 - Cr_2O_3 проводили как в атмосфере воздуха, так и в атмосфере аргона: аргон ОСЧ (особой чистоты) газообразный ГОСТ 10157-2016, при атмосферном давлении. Переплав второго этапа рафинирования проводили только в атмосфере очищенного аргона ОСЧ (особой чистоты) газообразный ГОСТ 10157-2016, при атмосферном давлении.

Внешний вид слитка хрома после второго электрошлакового переплава показан на рисунке 2.



Рисунок 1 – Литые заготовки алюминотермического хрома



Рисунок 2 - Экспериментальный слиток хрома после двухкратного ЭШП

Химический состав литого хрома после первого этапа рафинирования приведен в таблице 1, а после второго этапа – в таблице 2.

Таблица 1 – Содержание примесей в литом хrome после окислительного рафинирования при электрошлаковом переплаве под шлаками системы $\text{CaF}_2\text{-Cr}_2\text{O}_3$.

№ п/п	Атмосфера	Исходный флюс, % масс.	Содержание примесей, % масс.						
			O	N	Al	C	S	Fe	Si
Алюминотермический хром			0,12 – 0,57	0,08 – 0,20	0,06 – 0,50	0,02 – 0,05	0,005 – 0,028	0,2 – 1,0	0,09 – 0,37
1	воздух	CaF_2 – 83, Cr_2O_3 – 17	1,0	0,043	0,02	0,027	0,03	0,51	0,05
2	аргон	CaF_2 – 94, Cr_2O_3 – 6	0,15	0,033	0,02	0,03	0,01	0,33	0,25
3	аргон	CaF_2 – 90, Cr_2O_3 – 12	0,64	0,01	0,025	0,03	0,021	0,7	0,08
4	аргон	CaF_2 – 86, Cr_2O_3 – 14	0,2	0,26	0,07	0,033	0,005	0,7	0,22
5	аргон	CaF_2 – 65, Cr_2O_3 – 35	1,1	0,015	следы	0,08	0,01	0,7	0,04

Таблица 2 – Содержание примесей в литом хrome после восстановительного рафинирования при электрошлаковом переплаве под шлаками системы $\text{CaF}_2\text{-Ca}$.

№ п/п	Исходный флюс, % масс.	Содержание примесей, % масс.						
		O	N	Al	C	S	Fe	Si
6	CaF_2 – 93, Ca – 7	<u>0,638</u>	<u>0,007</u>	<u>0,06</u>	<u>0,009</u>	<u>0,005</u>	<u>0,47</u>	<u>0,06</u>
		0,1	0,076	0,04	0,015	0,001	0,42	0,06
7	CaF_2 – 90, Ca – 10	<u>0,640</u>	<u>0,01</u>	<u>0,025</u>	<u>0,03</u>	<u>0,021</u>	<u>0,7</u>	<u>0,08</u>
		0,051	0,014	0,01	0,03	0,003	0,7	0,05

Примечание: в числителе значения после окислительного ЭШП, в знаменателе – после восстановительного ЭШП.

Выводы.

1. Обоснована и опробована технологическая схема двойного электрошлакового переплава алюминотермического хрома с целью рафинирования от алюминия и кислорода.

2. Получаемый химический состав литого хрома после двойного ЭШП приближается по содержанию примесей к составу электролитического рафинированного хрома.

3. Литой хром двойного рафинирования при электрошлаковом переплаве по содержанию примесей может быть использован в качестве шихтового материала в производстве специальных сталей и жаропрочных сплавов на никелевой, железо-никелевой и кобальтовой основах.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАСЧЁТА ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ГОРЕНИЯ ПРИ ВДУВАНИИ ПУТ В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ

Падалка А.В.

Донецкий национальный технический университет

Теоретическая температура горения в фурменной зоне (T_T) является одним из важнейших расчетных показателей доменной плавки, который используется для ведения технологического процесса. Она характеризует тепловое состояние и газодинамические характеристики в нижней части доменной печи [1].

Определяется теоретическая температура горения топлива из соотношения прихода тепла к произведению объема продуктов горения и их удельной теплоемкости и в общем случае может быть рассчитана по уравнению:

$$T_m = \frac{Q_{\Sigma}}{V_T * c_T}, \quad (1)$$

где T_T – теоретическая температура горения топлива, °С;

Q_{Σ} – суммарный приход теплоты сгорания топлива, кДж/с;

V_T – объем продуктов горения, м³/сек;

c_T – удельная теплоёмкость продуктов горения, кДж/(м³*град).

Существует разные формулы для расчета теоретической температуры горения в фурменной зоне, что объясняется различием состава дутья, в том числе и добавок к дутью, при вдувании дополнительных топлив [2].

Последнее десятилетие в доменном производстве РФ прослеживается тенденция внедрения технологии вдувания в доменные печи ПУТ. Вдувание ПУТ в доменные печи и совершенствование параметров дутья требуют существенного изменения технологии доменной плавки и, как следствие, корректировки расчета теоретической температуры горения, существующие формулы которой не учитывали названных изменений. В рамках данной работы разработан расчет теоретической температуры горения в фурменной зоне, учитывающий произошедшие изменения в технологии доменной плавки, который прошел адаптацию на ЕМЗ.

Приход теплоты в фурменную зону определяется как сумма: тепла от реакций сгорания природного газа, пылеугольного топлива и кокса, физического тепла вносимого дутьем и коксом за вычетом потерь тепла на диссоциацию влаги и плавления золы ПУТ.

Приход тепла от реакции сгорания природного газа:

$$Q_T * 1700 \text{ кДж/сек}, \quad (2)$$

где Q_T – расход ПГ, м³/сек.

1700 – теплота от сгорания 1 м³ ПГ, кДж по реакции: $\text{CH}_4 + 0,5\text{O}_2 = \text{CO} + 2\text{H}_2$

Расход кислорода дутья для сгорания природного газа:

$$\text{O}_2 * [Q_{\Gamma} * (0,5 + (1 - \text{O}_2) / 2\text{O}_2)] \text{ м}^3 / \text{сек}, \quad (3)$$

где O_2 – содержание кислорода в сухом дутье на срезе воздушной фурмы, м³/м³ сухого дутья.

Содержание кислорода в сухом дутье на срезе воздушной фурмы:

$$\left(\frac{0,98 * Q_{\text{хд}} * \text{O}_{2\text{хд}} + \frac{0,995 * Q_{\text{O}_2}}{60} + \frac{Q_{\text{N}_2} * (1 - \text{N}_2)}{60}}{Q_{\text{хд}} * 0,98 + \frac{Q_{\text{O}_2}}{60} + \frac{Q_{\text{N}_2}}{60}} \right), \text{ м}^3 / \text{м}^3 \quad (4)$$

где $Q_{\text{хд}}$ – расход холодного дутья, м³/мин;

0,98 – коэффициент, учитывающий потери холодного дутья, ед.;

$\text{O}_{2\text{хд}}$ – содержание кислорода в холодном дутье, м³/м³;

Q_{O_2} – количества кислорода подающегося через коаксиальные копыя к фурменным приборам, м³/час;

0,995 – коэффициент, учитывающий содержание кислорода в техническом кислороде, ед.;

Q_{N_2} – количества азота подающегося через коаксиальные копыя к фурменным приборам, м³/час;

N_2 – содержание азота в техническом азоте, ед.

Остаток кислорода дутья расходуется на сжигание кокса и ПУТ:

$$\text{O}_2 * \left[Q_{\text{д}} - Q_{\Gamma} * \left(0,5 + \frac{1 - \text{O}_2}{2\text{O}_2} \right) \right] \text{ м}^3 / \text{сек} \quad (5)$$

где $Q_{\text{д}}$ – расход дутья на срезе воздушной фурмы, м³/сек.

$$Q_{\text{д}} = 0,98 * Q_{\text{хд}} / 60 + Q_{\text{O}_2} / 3600 + Q_{\text{N}_2} / 3600 \text{ м}^3 / \text{сек} \quad (6)$$

Тепло выделяемое при сжигании кокса и ПУТ остаточным кислородом дутья:

$$10521,9 * \left\{ \text{O}_2 * \left[Q_{\text{д}} - Q_{\Gamma} * \left(0,5 + \frac{1 - \text{O}_2}{2\text{O}_2} \right) \right] \right\}, \text{ кДж} / \text{сек} \quad (7)$$

где 10521,9 – тепловой эффект горения углерода на 1 м³ кислорода, кДж.
Теплосодержание сожжённого С кокса нагретого до 1400 °С

$$* \left[Q_D - Q_G * \left(0,5 + \frac{1-O_2}{2O_2} \right) * \frac{12}{11,2} \right] - Y * C_y \}, \text{кДж/сек} \quad (8)$$

где 1400 – физическое тепло кокса. °С;

1,6 – сред теплоёмкость при 1400 °С, кДж/кг*град;

Y – расход угля, кг/сек;

C_y – среднее содержание C в угле, ед.

Приход теплоты с нагретым дутьём на срезе воздушной фурмы

$$1,4 * Q_D * t_D, \text{кДж/сек} \quad (9)$$

где 1,4 – средняя теплоёмкость дутья в интервале температур 1000-1200 °С, кДж/м³*град;

t_D – температура дутья, °С.

На диссоциацию влаги дутья расходуется теплоты

$$Q_D * 10806 * \varphi, \text{кДж/сек} \quad (10)$$

где 10806 – тепловой эффект диссоциации влаги, кДж/м³;

φ – влажность дутья, м³/м³.

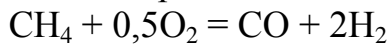
Физические потери тепла на плавление и шлакообразование золы ПУТ

$$C_{шл} * A_{ПУТ} * y, \text{кДж/с} \quad (11)$$

где C_{шл} – теплоёмкость шлака, образующегося при плавлении золы ПУТ, кДж/(кг*град) (принято 1700 кДж/(кг*град));

A_{ПУТ} – содержание золы в ПУТ, ед.

Выход горнового газа от горения природного газа

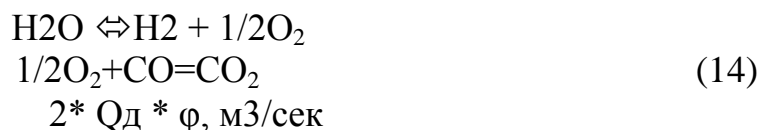


$$Q_G * \left(3 + \frac{1-O_2}{2O_2} \right) \quad (12)$$

Выход горнового газа от горения С кокса и угля C+O₂ = CO₂

$$\left(2 + \frac{1-O_2}{O_2} \right) * \left[Q_D - Q_G * \left(0,5 + \frac{1-O_2}{2*O_2} \right) \right] * O_2 \quad (13)$$

Выход горнового газа за счёт диссоциации влаги



Выход горновых газов от летучих веществ

$$0,5 * Q_{\text{ПУТ}} * Л.В_{\text{ПУТ}} \quad (15)$$

где 0,5 – коэффициент учитывающий С в летучих веществах;

$Q_{\text{ПУТ}}$ – расход ПУТ;

$Л.В_{\text{ПУТ}}$ – содержание летучих веществ в ПУТ.

Общий вид формулы для расчёта теоретической температуры горения в фурменной зоне:

$$= \frac{Q_{\Gamma} * 1700}{1,5 * \{Q_{\Gamma} * (3 + \frac{1-O_2}{20_2}) + (2 + \frac{1-O_2}{O_2}) * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{2*O_2})] * O_2 + 2 * Q_{\text{Д}} * \varphi + 2,252 * 0,5 * Q_{\text{ПУТ}} * Л.В_{\text{ПУТ}} + 1,42 * Q_{N_2}\}} +$$

$$\frac{10521,9 * \{O_2 * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{20_2})]\}}{1,5 * \{Q_{\Gamma} * (3 + \frac{1-O_2}{20_2}) + (2 + \frac{1-O_2}{O_2}) * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{2*O_2})] * O_2 + 2 * Q_{\text{Д}} * \varphi + 2,252 * 0,5 * Q_{\text{ПУТ}} * Л.В_{\text{ПУТ}} + 1,42 * Q_{N_2}\}} +$$

$$\frac{(1400 * 1,6 * \{O_2 * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{20_2})] * \frac{12}{11,2}\} - Y * C_y)}{1,5 * \{Q_{\Gamma} * (3 + \frac{1-O_2}{20_2}) + (2 + \frac{1-O_2}{O_2}) * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{2*O_2})] * O_2 + 2 * Q_{\text{Д}} * \varphi + 2,252 * 0,5 * Q_{\text{ПУТ}} * Л.В_{\text{ПУТ}} + 1,42 * Q_{N_2}\}} +$$

$$\frac{1,4 * Q_{\text{Д}} * t_{\text{Д}} - Q_{\text{Д}} * 10806 * \varphi - C_{\text{шл}} * A_{\text{ПУТ}} * y}{1,5 * \{Q_{\Gamma} * (3 + \frac{1-O_2}{20_2}) + (2 + \frac{1-O_2}{O_2}) * [Q_{\text{Д}} - Q_{\Gamma} * (0,5 + \frac{1-O_2}{2*O_2})] * O_2 + 2 * Q_{\text{Д}} * \varphi + 2,252 * 0,5 * Q_{\text{ПУТ}} * Л.В_{\text{ПУТ}} + 1,42 * Q_{N_2}\}}$$

где 1,5 – теплоёмкость горнового газа, кДж/(м³*град);

1,42 – средняя теплоёмкость азота в интервале температур 100–1227 °С (кДж/м³*град);

2,252 – средняя теплоёмкость сухого коксового газа в интервале температур 800–1227 °С (кДж/м³*град).

Таким образом, предложенная формула расчета теоретической температуры горения топлива позволит более точно определять теоретическую температуру горения при использовании различных добавок в дутье доменных печей, что повысит технико-экономические показатели их работы.

Литература:

1. Ярошевский, С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. – М.: Metallurgy, 1988. – 176 с.
2. Новохатский, А.М. Теоретическая температура горения в фурменной зоне доменной печи при вдувании пылеугольного топлива / А.М. Новохатский, В.В. Должиков, А.О. Диментьев, А.В. Падалка // Сб. науч. тр. Донбас. гос. техн. ун-та. Вып. 49. - Алчевск, 2017. - С. 43-48.

АНАЛИЗ УГАРА РАСКИСЛИТЕЛЕЙ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ

Павлов А.В., Нестеров А.А., Кухарев А.Л.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

При производстве стали в конвертере угар легирующих элементов в значительной степени определяется качеством исходных материалов, а также технологией плавки [1, 2]. Кроме того, одним из наиболее значимых факторов, влияющих на расход кремние- и марганецсодержащих элементов, является попадание конвертерного шлака в сталеразливочный ковш через сталевыпускное отверстие, а также его окисленность. На содержание FeO, Fe₂O₃ в шлаке основное влияние оказывает дутьевой режим конвертера, который на производстве, как правило, оценивают по количеству углерода в металле в конце продувки.

В связи вышеуказанным, актуальным является анализ производственных факторов, влияющих на угар раскислителей.

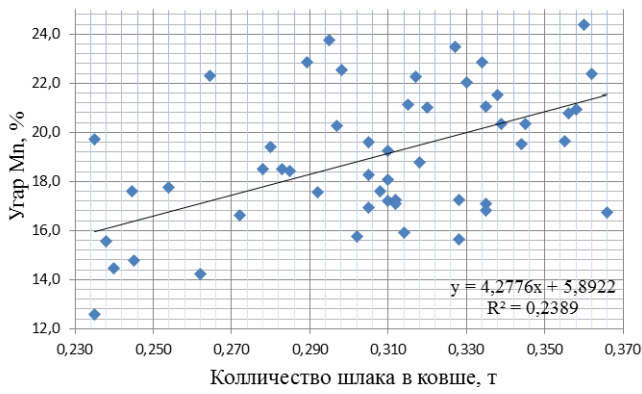
В условиях ККЦ Алчевского металлургического комбината нами проанализирован период производства стали марки Зпс за январь 2023 года. В этом периоде в качестве раскислителей применялись ферросплавы марок ФМн78, ФС65, МнС17. Химический состав раскислителей приведен в таблице 1.

Нами проведен анализ влияния количества технологического шлака, содержания FeO в шлаке и температуры стали на повалке на угар марганца и кремния. Анализ химического состава стали проводился с использованием стандартных пробоотборников с дальнейшим анализом на эмиссионном спектрометре ARL 4460. Пробы шлака отбирались намораживанием на кислородную трубку с дальнейшим анализом на ренгенофлуоресцентном спектрометре ARL 9900хр.

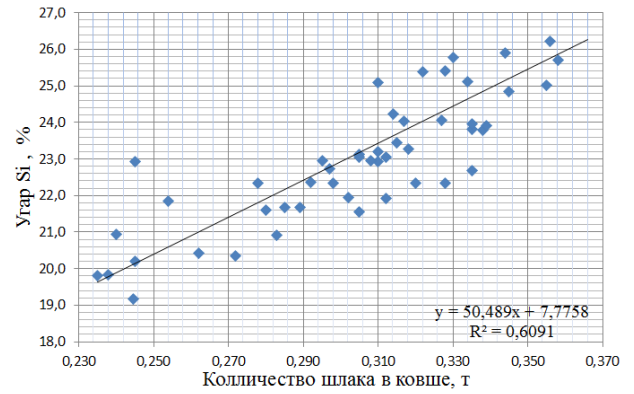
Таблица 1 – Химический состав применяемых раскислителей

Марка ферросплавов	Химический состав элемента					
	C	Mn	Si	S	P	Al
ФМн 78	7,0	79,0	6,0	0,02	0,05	0,0
ФС 65	0,1	0,4	66,0	0,02	0,05	2,5
МнС 17	2,5	65,0	18,0	0,02	0,1	0,0

На рисунках 1-3 приведены графики, подтверждающие существенное влияние данных факторов на угар марганца и кремния.

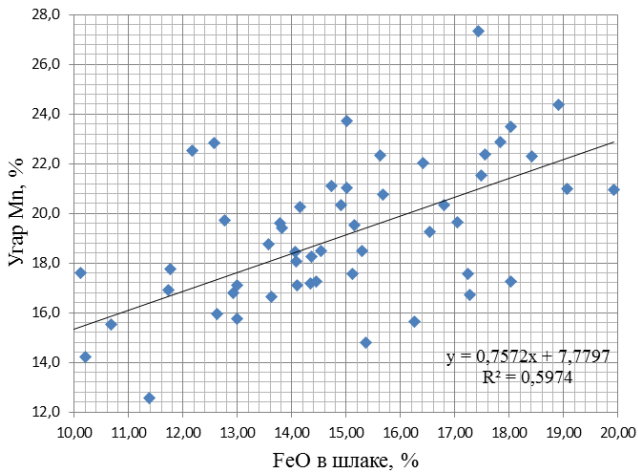


а)

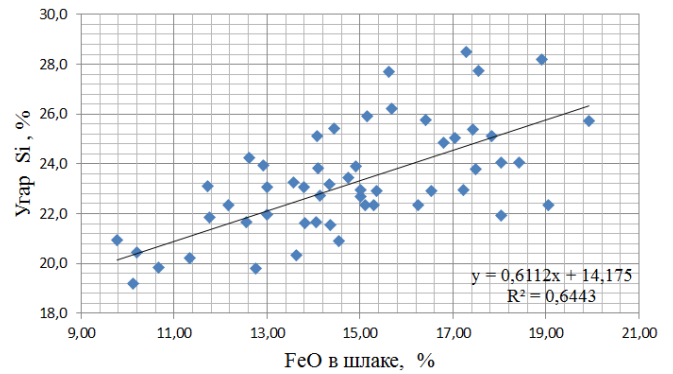


б)

Рисунок 1 – Зависимость угара марганца (а) и кремния (б) от количества технологического шлага

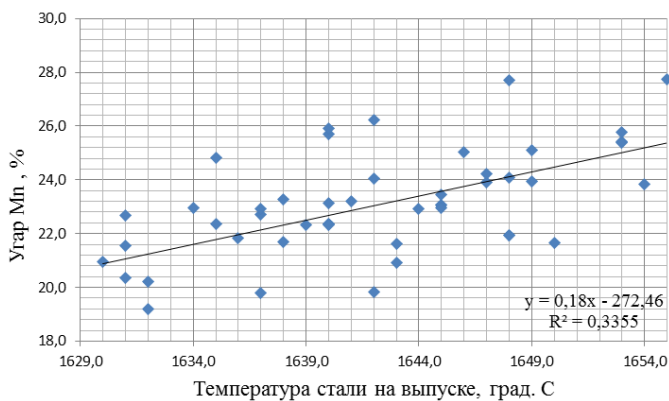


а)

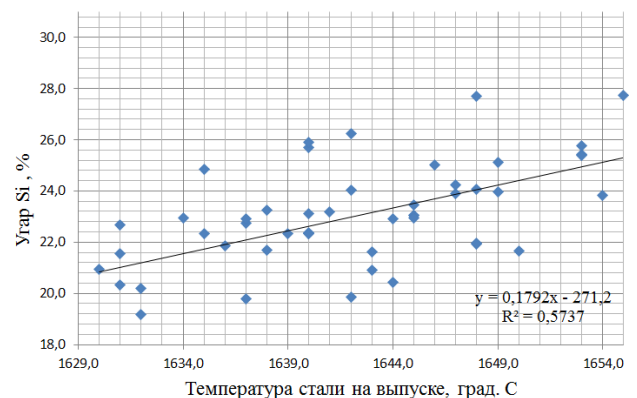


б)

Рисунок 2 – Зависимость угара марганца (а) и кремния (б) от (FeO) в шлаке



а)



б)

Рисунок 3 – Зависимость угара марганца (а) и кремния (б) от температуры стали на выпуске

Как видно из рисунков, полученные области экспериментальных данных удовлетворительно аппроксимируются линейными функциями. Исходя из данных зависимостей видно, что угар марганца менее зависит от вышеуказанных факторов, чем угар кремния. Это связано с реакционной способностью данных элементов.

Таким образом, на основании проведенного анализа показано, что наличие технологического шлака, его окисленность и температура стали на повалке конвертера существенно влияют на угар кремния и марганца. Для снижения угара планируются мероприятия по усовершенствованию системы отсечки шлака, а также по недопущению превышения температуры стали в конвертере свыше 1630 °С.

Литература:

1. Экспериментальные исследования угара легирующих элементов при выплавке хромистых чугунов в индукционных печах / Г. А. Румянцева [и др.] // *Металлургия : республиканский межведомственный сборник научных трудов*. – Минск : БНТУ, 2016. – Вып. 37 - С. 70 - 75.

2. Бигеев, А.М. *Металлургия стали. Учебник для ВУЗов – 2-е изд., перераб. и доп. [Текст]* / А.М. Бигеев. – Челябинское отделение. – М. :– *Металлургия*, 1988. – 480 с.

ВЛИЯНИЕ ПУЛЬСИРУЮЩЕЙ ПРОДУВКИ СТАЛИ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ВТОРИЧНОГО ОКИСЛЕНИЯ

Крестин Р.В., Сервитовский Я.Ю., Куберский С.В.
Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

Процесс продувки металла инертными газами является одним из важных этапов современных технологий производства стали. Он используется для гомогенизации химического состава и температуры расплава, а также рафинирования его от газов и неметаллических включений. Эффективность такого способа обработки в значительной степени зависит от интенсивности подачи инертного газа, его расхода и количества продувочных узлов. Увеличение расхода газа и использование большего числа пробок ускоряет процессы выравнивания химического состава и температуры стали в объеме ковша. Однако более интенсивная продувка способствует повышению расхода инертного газа и огнеупоров, а также оголению зеркала и увеличению площади контакта расплава с окружающей средой, что способствует развитию процессов вторичного окисления [1]. Кроме того, высокая стоимость продувочных узлов оказывает негативное влияние на величину расходов по переделу.

Поэтому необходимо искать новые технические и технологические решения, способствующие повышению эффективности процесса продувки стали инертными газами. Одним из таких решений, может быть, переход от традиционной стационарной продувки расплава инертным газом к использованию пульсирующей его подачи. Это позволит уменьшить расход газа, сократить время для достижения однородности расплава и уменьшить интенсивность вторичного окисления расплава. Кроме того, такой подход будет положительно сказываться на стойкости огнеупорной футеровки.

Одним из относительно новых и не изученных методов продувки является продувка пульсирующей струёй (пульсационное перемешивание) [2]. Данный метод требует проведения комплекса фундаментальных и прикладных исследований для создания новой, более эффективной технологии внепечной обработки расплавов посредством инжектирования в них инертного газа.

Наиболее распространенным и в тоже время эффективным способом исследования процессов протекающих в объёмах металлургического расплава при его обработке инертными газами, является физическое моделирование [3]. Данный метод позволяет визуализировать процессы и потоки, протекающие при гомогенизации расплава и поведение шлакового слоя.

Газодинамика перемешивания металла со шлаком в течении его продувки аргоном представляется очень значительным технологическим этапом, определяющим выбор критериев оптимизации параметров продувки для различных стадий внепечной обработки. Характер поведения модельного шлака изменяется при повышении интенсивности продувки. Достаточно очевидно, что интенсивность перемешивания зависит от расхода вдуваемого аргона, а также от количества продувочных узлов. Вместе с тем, увеличение

расхода вдуваемого газа приводит к оголению зеркала металла и, как следствие, к его интенсивному вторичному окислению. Кроме того, интенсивное движение циркуляционных потоков вдоль стенок ковша может приводить к повышенному износу рабочего слоя футеровки.

В процессе исследований, на физической модели сталеразливочного ковша вместимостью 300 т, были проведены эксперименты для изучения влияния стационарной и пульсирующей продувки на степень раскрытия зеркала моделируемого расплава.

Продувка осуществлялась через две продувочные пробки, установленные в соответствии с расположением их в сталеразливочном ковше ООО «ЮГМК». Исследуемый расход подаваемого продувочного газа варьировался от 2 до 10 л/мин., что соответствует расходу от 100 л/мин до 500 л/мин на промышленном объекте.

В качестве модельных жидкостей использовалась вода (сталь) и машинное масло (шлак), а продувочного газа – воздух.

В результате экспериментов, проведенных с использованием стационарной продувки, было установлено, что при расходе воздуха менее 2 л/мин оголение зеркала практически не происходит. Пузырьки газа, достигая раздела границы фаз «вода-масло» проходят через масляный покров, не нарушая его целостность. Слой масла в месте всплытия пузырьков немного приподнимался и вспенивался.

В начальный момент времени (сразу после старта продувки) образуется узкая газожидкостная струя, состоящая из мелких и более крупных пузырьков преимущественно сферической формы, которые, достигая границы раздела вода–масло, увлекают за собой жидкость и образуют в слое масла небольшой пикообразный конус, а часть пузырьков большего размера, достигая поверхности шлакового покрова, лопаются, тем самым образуя продувочное пятно.

С увеличением расхода воздуха до 4 л/мин струя газожидкостного потока расширяется, число небольших пузырьков в ней растет, при этом увеличивается и размер конуса жидкости в слое масла. В результате чего на поверхности масла происходит выход большего числа пузырьков и образуется продувочное пятно.

При увеличении расхода воздуха до 10 л/мин число пузырьков, достигающих поверхности и их размеры, увеличиваются. Так же увеличиваются и размеры продувочного пятна.

На рисунке 1 показана динамика формирования продувочных пятен при моделировании стационарной продувки жидкой ванны через два продувочных узла.

Путём обработки изображений в фоторедакторе Photoshop были получены данные, которые позволили оценить степень раскрытия зеркала воды.

В таблице 1 показаны результаты исследований раскрытия зеркала воды при стационарной продувке через два продувочных узла.



2 л/мин 4 л/мин 6 л/мин 8 л/мин 10 л/мин

Рисунок 1 – Динамика формирования пятен оголения воды

Таблица 1 – Результаты раскрытия зеркала воды при стационарной продувке через два продувочных узла.

Расход на объекте, л/мин	Расход на модели, л/мин	Процент раскрытия, %
100	2	0,00
200	4	9,48
300	6	14,74
400	8	22,86
500	10	31,17

В ходе исследований, выполненных на холодной физической модели, установлено, что вдувание инертного газа в металл оказывает существенное влияние на поведение шлакового слоя, что находится в прямой взаимосвязи с динамикой вторичного окисления стали и вовлечения шлаковой фазы в металлическую ванну. В результате исследования было установлено, что при различных расходах вдуваемого воздуха пузырьки газа проникают в масло в составе газожидкостной смеси, образуя пятно округлой формы на поверхности масла, причем размеры пятна зависят от расхода вдуваемого воздуха и частоты пульсаций.

В ходе проведения исследований, основной задачей является разработка оптимальной схемы исследования, обеспечивающей получение необходимой информации при минимальных временных и материальных затратах. Для исследования поведения модельных жидкостей при пульсирующей подаче модельного газа (воздуха) была использована методика планированного эксперимента с двумя звездными точками. Матрица планированного эксперимента представлена в таблице 2. Первым фактором являлся расход воздуха на холодной физической модели, вторым частота срабатывания электромагнитного клапана.

Таблица 2 – Режимы пульсирующей продувки воздухом на модели

№ опыта	Расход воздуха, л/мин	Частота пульсаций, ед/мин
1	4	70
2	4	300
3	10	70
4	10	300
5	2,76	185
6	11,24	185
7	7	22
8	7	348
9	7	185

Разработанная физическая модель позволяла обеспечить частоту подачи воздуха в диапазоне 1 – 360 пульсаций в минуту. В соответствии с матрицей планирования максимальные и минимальные значения частоты пульсации составили 22 и 348, соответственно. Расчётный расход продувочного газа на модели варьировался от 2 до 10 л/мин, что соответствует расходу аргона в пределах от 100 до 500 л/мин на объекте. Максимальное значение расхода воздуха при пульсирующей продувке составляло 11,24 л/мин, а минимальное 2,76 л/мин.

На рисунке 2 показан вид продувочного пятна (буруна) при расходе воздуха 4 л/мин и частоте пульсации 70 ед./мин., в момент открытого (а), и закрытого (б) состояния клапана, а также при расходе воздуха 7 л/мин и частоте пульсаций 22 ед/мин (в) и (г).

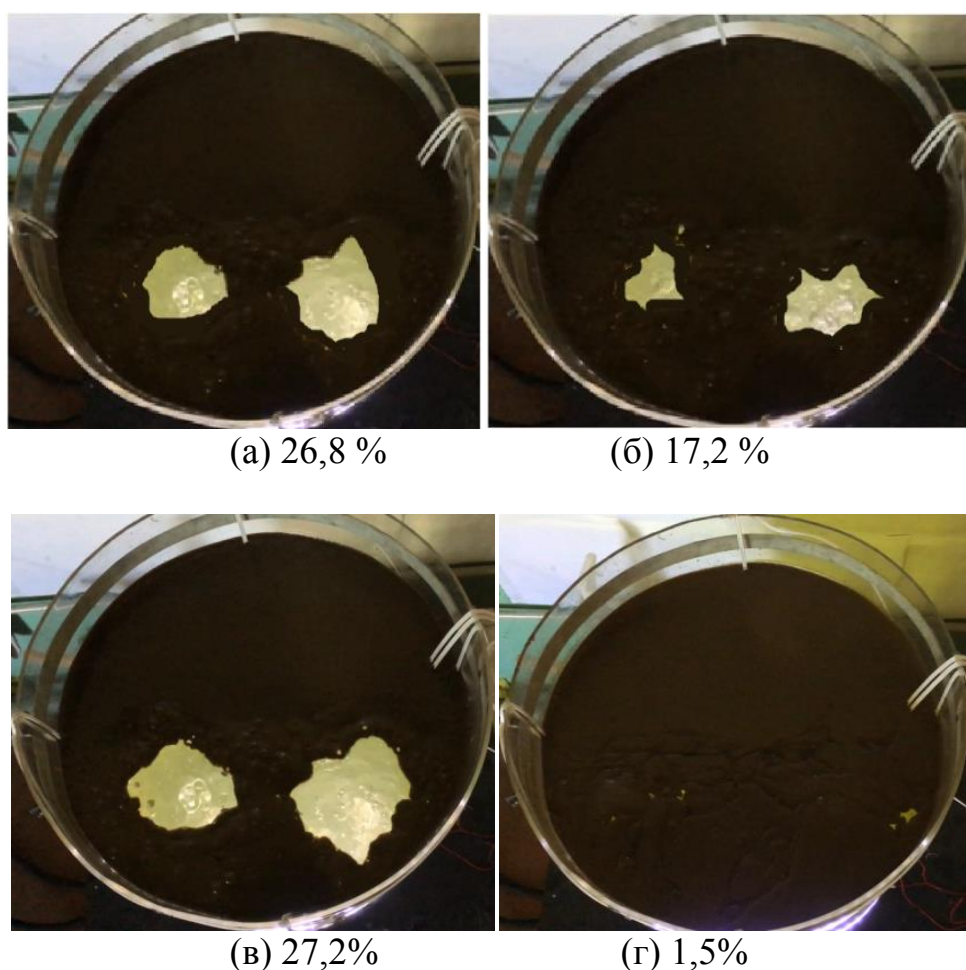


Рисунок 2 – Вид продувочного пятна при различных значениях расхода воздуха и частоты пульсаций
(а, б – 4 л/мин, 70 ед/мин; в, г – 7 л/мин и 22 ед/мин)

Путём обработки полученных в ходе исследования изображений в фоторедакторе Photoshop были получены данные, которые позволили определить степень раскрытия зеркала воды в процентном соотношении при пульсирующем режиме продувки (табл. 3).

Таблица 3 – Результаты исследований раскрытия зеркала воды при пульсирующей подаче воздуха

Расход воздуха, л/мин	Частота пульсаций, ед/мин	Степень раскрытия в момент подачи воздуха, %	Степень раскрытия в момент паузы подачи воздуха, %	Средняя степень раскрытия зеркала воды, %
4	70	26,8	17,2	22
4	300	21,3	20,4	20,85
10	70	34,3	21,2	27,75
10	300	32,4	31,9	32,15
2,76	185	16,3	14,7	15,5
11,24	185	38,2	36,7	37,45
7	22	27,2	1,5	14,35
7	348	41,4	40,3	40,85
7	185	38,7	36,4	37,55

В ходе проведенных исследований было установлено, что:

– пульсирующая подача газа оказывает позитивное влияние на уменьшение площади продувочного пятна и время контакта расплава с атмосферой. Это обусловлено тем фактом, что чередующиеся импульсы приводят к периодическому раскрытию и закрытию зеркала металла над каждой из продувочных пробок, тогда как при стационарном режиме продувки прямой контакт расплава и атмосферы отмечается в течение всей обработки;

– установлено что при пульсирующем режиме продувки с расходом воздуха 7 л/мин и частотой пульсации 22 ед/мин за время паузы в подаче воздуха зеркало воды успевает вновь покрыться маслом, что в производственных условиях будет способствовать уменьшению вторичного окисления за счет сокращения времени контакта жидкой стали с воздухом атмосферы.

Также отмечено, что при частоте пульсаций выше 180 ед/мин, разница в размерах продувочного пятна, образующегося во время подачи газа и во время паузы, практически исчезает, так как конфигурация и характер поведения образующейся струи продувочного газа близки к струе возникающей при стационарной продувке.

Литература:

1. Ефименко, С. П. Пульсационное перемешивание металлургических расплавов / С.П. Ефименко, В.Л. Пилюшенко, А.Н. Смирнов // – М.: Металлургия, 1989. – 168 с.

2. Смирнов, А. Н. Внепечное рафинирование чугуна и стали: Учебное пособие. / А. Н. Смирнов, А. М. Зборщик. — Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. — 186 с.

3. Усовершенствование физической модели пульсирующей продувки расплава в сталеразливочном ковше / С. В. Куберский, Р. В. Крестин, Р. Н. Саратовский, Я. Ю. Сервитовский. - Текст : непосредственный // Научные технологии и оборудование в промышленности и строительстве. - 2023. - № 2 (76). - С. 21-29.

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Падалка А.В., Косенко С.В., Кочура В.В., Кузин А.В.
Донецкий национальный технический университет

Одной из самых трудоемких стадий при производстве чёрных металлов является доменное производство. Существенно повысить эффективность доменного производства возможно, если кардинально снизить расход топлива, в первую очередь, кокса.

Для существенного снижения расхода кокса в мире достаточно широко используется технология вдувания дополнительных видов топлива, в частности, пылеугольного топлива (ПУТ) [1]. В 80-х годах прошлого века промышленное освоение ПУТ-технологии на ДП в ряде случаев шло годами, и даже десятилетиями, и не могло превысить значение расхода вдуваемого угля более 150 кг/т чугуна [2]. Это объясняется тем, что «...данная технология развивалась согласно принципу «проб и ошибок», поэтому и Нидерланды, и Франция, и Китай шли к современным расходам ПУТ – 170-250 кг/т чугуна – по 10-20 лет!» [3]. Одной из причин столь длительного освоения данной технологии являлось отсутствие научных основ.

В настоящее время с использованием более чем 50-летнего промышленного опыта применения технологии вдувания ПУТ сформулированы основные научные принципы теории полной и комплексной компенсации негативного влияния ПУТ на технологию доменной плавки [4]. Это позволяет с использованием данной теории рассчитать варианты с вдуванием различного количества ПУТ и выбрать реально достижимый режим в конкретных шихтовых и технологических условиях.

Цель работы – аналитически оценить возможность освоения технологии доменной плавки при увеличении расхода ПУТ до 200 кг/т чугуна и более.

Для оценки эффективности технологии доменной плавки при увеличении доли замены кокса до 50% дополнительными топливами в сочетании с компенсирующими мероприятиями была выполнена серия расчётов с использованием теории полной и комплексной компенсации [4].

Методика предусматривает расчёт материально-теплового баланса доменной плавки [5] и зон теплообмена [6] для базового и перспективных периодов. Расчёты режимов доменной плавки с вдуванием ПУТ осуществляли в программе, которая базируется на методике проф. Рамма А.Н. [7].

Выполнялась серия расчётов и определялось влияние на расход кокса и производительность различных факторов режима плавки: чаще всего параметров комбинированного дутья при определенном или изменяющемся составе шихты. С целью повышения достоверности расчёта и выбора перспективного технологического режима использованы так называемые определяющие параметры, превышение уровня которых невозможно в реально сложившихся условиях: такие значения определяющих параметров рассматривались как граничные, предельные, разделяющие области реально

достижимых и маловероятных режимов доменной плавки с применением ПУТ, были предложены в работе [8]. Для перспективных вариантов технологии, которые могут быть достижимы в условиях доменного цеха, с использованием новых видов железорудного сырья, рассчитывали материальные, тепловые и зональные балансы. При расчёте серии технологических режимов использовали определенный компенсирующий мероприятий.

Из табл. 1 (режим 2) видно, что замена окатышей СевГОК на высококачественные окатыши, повышение температуры дутья с 981 до 1200°C, снижение выхода шлака с 373 до 205,7 кг/т чугуна обеспечили резерв по газодинамике и повышение расхода ПУТ до 235 кг/т чугуна. Это обеспечило снижение расхода суммы скипового кокса и коксового орешка с 430 до 281,1 кг/т чугуна (на 148,9 кг/т чугуна; 35,6%), рост производительности ДП на 17,77%, снижение расхода условного топлива на 91 кг/т чугуна (14,8%). При этом качество чугуна по содержанию серы, несмотря на снижение выхода шлака, сохранилось на уровне, близком к техническим условиям предприятия, благодаря снижению прихода серы с шихтой на 2,15 кг/т чугуна (32,1%).

Таблица 1 – Расчёт эффективности применения компенсирующих мероприятий и вдувания ПУТ

Показатели	Режим 1	Перспективные варианты		Режим 4
		Режим 2	Режим 3	
Производительность, %	100,0	117,77	136,20	-
Удельная производительность, т/(м ³ сутки)	2,05	2,41	2,79	2,37
Расход скипового кокса, кг/т чугуна	411	221,1	202,4	237,5
Сумма кокса и коксового орешка, кг/т чугуна	430,0	281,1	262,4	267,5
Расход условного топлива, кг/т	615,4	524,4	475,0	524,1
Агломерат ЮГОК, кг/т чугуна	314,0	314,0	250,0	702,0*
Окатыши СевГОК, кг/т чугуна	1235,0	0,0	0,0	800,0*
Металлизированные окатыши, кг/т чугуна	0,0	0,0	300,0	0,0
Высококачественные окатыши, кг/т чугуна	0,0	1125,0	773,6	0,0
Шлак сварочный, кг/т чугуна	30,0	30,0	30,0	27,0 **
Окалина, кг/т чугуна	10,0	10,0	10,0	5,0 **
Скрап чугунный +присад доменный, кг/т чугуна	85,0	85,0	85,0	0,0
Известняк обычный, кг/т чугуна	134,0	55,7	61,2	0,0
Расход сухого дутья, м ³ /т	1236,0	897,0	818,0	761,0
Содержание кислорода в дутье, %	26,24	28,00	28,00	32,00
Температура дутья, °С	981,0	1200,0	1200,0	1259,0
Расход ПУТ, кг/т чугуна	174,0	235,0	205,0	239,4
Выход шлака, кг/т чугуна	373,0	205,7	184,2	213,0
Основность шлака CaO/SiO ₂	1,218	1,230	1,231	1,118
Основность шлака (CaO+MgO)/SiO ₂	1,386	1,398	1,394	1,420
Содержание в чугуне серы, %	0,037	0,044	0,044	0,031
Степень использования СО, доли	0,460	0,48	0,438	0,485
Степень прямого восстановления, доли	0,350	0,323	0,347	0,395

Продолжение таблицы 1

Показатели	Режим 1	Перспективные варианты		Режим 4
		Режим 2	Режим 3	
Степень прямого восстановления, доли	0,350	0,323	0,347	0,395
Выход восстановительных газов, м ³ /т чугуна	770,8	651,8	589,2	659,0
Теоретическая температура горения, °С	2164	2164	2184	2290
Углерод кокса, сгоревший на фурмах, %	61,40	41,30	46,00	35,90
Объемная доля кокса в шихте, %	49,17	42,71	44,72	40,84
Тепловое значение углерода, кДж/кг	19,6	22,7	20,2	22,0
Показатели теплообмена:				
высота верхней зоны теплообмена, м	2,80	3,52	2,93	3,48
высота нижней зоны теплообмена, м	2,06	1,98	1,88	2,42
Определяющие показатели:				
выход шлака, кг/т кокса	867	732	702	798
скорость газа в распаре, м/с	10,27	15,41	19,67	14,11

Примечания: режим 1 – базовый период работы ДП 2 ДМЗ (декабрь 2006 г.), наилучший период с высоким расходом ПУТ; режим 2 – расчёт перспективного режима с использованием указанного набора компенсирующих мероприятий и замена обычных окатышей на высококачественные; режим 3 – усиление перспективного режима 2 за счёт введения 300 кг металлизированных окатышей; режим 4 – период работы ДП 7 фирмы «Corus» (апрель 2007 г.), один из наилучших периодов с высоким расходом ПУТ.

* 700 – агломерат Corus; 802 – окатыши основные (CaO+MgO)/SiO₂>0,5; ** 27 – железная руда, 5 – оборотный материал.

Необходимо отметить, что ряд определяющих показателей плавки (выход шлака, кг/т кокса; скорость газа в распаре, м/с) свидетельствуют о наличии в режиме 2 (табл. 1) резерва по газодинамике, что предопределяет возможность дальнейшего повышения технико-экономических показателей (ТЭП) доменной плавки. Существенным недостатком режима 2 является низкая основность окатышей и высокий расход известняка в шихте ДП (55,7 кг/т чугуна). В перспективе данный недостаток может быть устранен за счёт повышения основности CaO/SiO₂ высококачественных окатышей до уровня 1,20-1,25 или агломерата до 1,4-1,7.

В режиме 3 (табл. 1) оценен вариант технологии с заменой части высококачественных окатышей металлизированными окатышами в количестве 300 кг/т чугуна. Данное изменение позволило за счёт дальнейшего снижения выхода шлака и прихода оксидов железа повысить производительность ДП по сравнению с режимом 1 на 36,2%, снизить расход суммы скипового кокса и коксового орешка до рекордного уровня – 262,4 кг/т чугуна (на 167,6 кг/т чугуна; 38,9%), расход условного топлива до 475 кг/т чугуна (22,8%), еще более – до 4,0 кг/т чугуна – снизить приход серы с шихтой, что обеспечило выплавку кондиционного чугуна. Однако в режиме 3, по сравнению с режимом 2, отмечено снижение расхода ПУТ до 205 кг/т чугуна. По определяющему показателю скорости газов в распаре (19,67 м/с) данный режим близок к критическому уровню. В итоге замена части высококачественных окатышей металлизированными окатышами дала значительно меньший эффект по сравнению с заменой окисленных окатышей СевГОК на высококачественные.

ТЭП доменной плавки режима 3 (табл. 1) с заменой части окисленных высококачественных окатышей металлизированными очень высоки и вполне соответствуют перспективным задачам по повышению доли замены кокса до 60-70%. Однако следует отметить, что доменная технология не рассчитана на проплавку значительного количества металлизированного сырья. Поэтому определяющие технологические показатели плавки несколько ухудшились. Кроме того, в режиме 3, по сравнению с режимом 1, степень использования восстановительной способности газа СО ухудшилась на 4,9% (отн.). Частичная замена окисленных высококачественных окатышей металлизированными (300 кг/т чугуна) позволила дополнительно снизить расход кокса на 18,7 кг/т чугуна (табл. 1, режим 2 и 3), что представляется малой величиной и объясняется очень напряженным газодинамическим режимом. Существенным недостатком режима 3 остается высокая стоимость металлизированных окатышей по сравнению с окисленными.

Для оценки фактического снижения расхода кокса учтем имеющийся расход ПУТ в количестве 174 кг/т чугуна, что уже позволило снизить $174 \cdot 0,8 = 139$ кг/т чугуна кокса (табл. 1, режим 1). Следовательно, фактическая экономия кокса в расчётных режимах 2 и 3 при вдувании ПУТ в количестве 235-205 кг/т чугуна, по сравнению с режимом 1 в сочетании с компенсирующими мероприятиями составила 288,1-306,8 кг/т чугуна или 50,6-53,9%.

Из табл. 1 следует, что благодаря снижению расхода флюса, выхода шлака, повышению температуры дутья и др., переход на высококачественные окатыши и ввод металлизированных окатышей (режимы 2 и 3 по сравнению с режимом 1) позволил значительно снизить выход восстановительных газов на 1 т чугуна, что способствовало повышению степени использования газа СО при сохранении показателя степени прямого восстановления оксида железа практически на базовом уровне. При этом уровень теоретической температуры горения сохранился на высоком базовом уровне или повысился до 2184°C , что необходимо для сохранения интенсивности процесса и условий газификации ПУТ. Показатель, характеризующий долю кокса в шихте, в опытных периодах снизился на 4,45-6,46% (абс.), что не препятствовало сохранению высокого уровня ТЭП плавки и, особенно, производительности ДП. Показатель коэффициент использования тепловой энергии углерода в режимах 2 и 3, по сравнению с 1, улучшились, что свидетельствует о благоприятных и положительных изменениях в технологии.

Полученные в табл. 1 (режимы 2 и 3) перспективные технологические показатели доменной плавки достаточно высокие и вполне сопоставимы с показателями работы ДП № 7 фирмы «Corus» (режим 4). Как показывает мировой опыт, высокий уровень ТЭП плавки может быть обеспечен только при комплексном улучшении всех основных компонентов технологии: качества сырья и топлива, дутьевого и шлакового режимов, конструкции ДП и др.

В конкретном случае, очевидно, что решая столь сложную и капиталоемкую задачу, как производство высококачественных окисленных и

металлизированных окатышей, совершенно необходимо попутно решать и задачи по повышению давления и температуры дутья, обогащению его кислородом, отсеvu мелочи из агломерата и окатышей, повышению качества кокса и др. Данные мероприятия актуальны, поскольку затраты на улучшение доменной технологии могут быть существенно меньше, чем на освоение производства высококачественного железорудного сырья.

Таким образом, из серии расчётов были выбраны перспективные режимы доменной с вдуванием ПУТ в количестве 205-235 кг/т чугуна. Обоснована возможность замены кокса до 50% пылеугольным топливом. Показано, что снижение расхода кокса и повышение производительности ДП обеспечивается за счёт повышения расхода ПУТ до 200 кг/т чугуна и более, применения высококачественного кокса и рациональной технологии его подготовки по фракционному составу, а также других компенсирующих мероприятий, обеспечивающих полную и комплексную компенсацию негативного влияния ПУТ на технологию.

Литература:

1. Курунов, И.Ф. Доменное производство Китая, Японии, Северной Америки, Западной Европы и России // *Металлург.* – 2010. – № 2. – С. 69-77.
2. Параманатан, Б. Использование вдувания пылеугольного топлива для оптимизации работы доменной печи / Б. Параманатан, Д. Плоой, М. Геердес, К. Мейер // *Сталь.* – 2005. – № 10. – С. 38-44.
3. Ярошевский, С.Л. Перспективы и эффективность использования пылеугольного топлива в доменных цехах Украины // *Сборник научных трудов Донецкого национального технического университета. Серия: Metallургия. Выпуск 9.* – Донецк: ДонНТУ, 2007. – С. 19-30.
4. Ярошевский, С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. – Москва: Metallургия, 1988. – 176 с.
5. Доменное производство: Справочник / Ф. М. Базанов, Г. И. Бельченко, К. П. Бунин и др.; под ред. И.П. Бардина. – Москва: Metallургиздат, 1963. – Том 1. – 648 с.
6. Китаев, Б.И. Теплообмен в доменной печи / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Б.Л. Лазарев; под науч. ред. Б. И. Китаева. – Москва: Metallургия, 1966. – 355 с.
7. Рамм, А.Н. Современный доменный процесс. – Москва: Metallургия, 1980. – 304 с.
8. Ярошевский, С.Л. Основные принципы расчёта и организации технологии доменной плавки при замене дополнительными топливами 30-60% кокса (отечественный и зарубежный опыт) / С.Л. Ярошевский, З.К. Афанасьева, А.В. Кузин // *Творческое наследие Б.И. Китаева : труды Междунар. науч.-практич. конф. 11-14 февраля 2009 г.* – Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2009. – С. 138-148.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ МЕТОДОМ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ

Шаронов Д.Ю., Герцык С.И.

Московский политехнический университет, г. Москва

Ярцевский металлургический мини завод специализируется на производстве изделий из конструкционных углеродистых сталей для машиностроительной и строительной промышленности.

Ограниченные возможности влияния на процессы выплавки стали привели к созданию новых комплексных технологий, обеспечивающих производство высококачественных сталей, особо чистых по содержанию нежелательных примесей. В случае, когда технологические операции, обеспечивающие необходимое качество металла могут быть достигнуты за счет ухудшения показателей работы самого плавильного агрегата (например, ДСП) их целесообразно выполнять во вспомогательной емкости – ковше – т.е. перевести их в категорию внепечной или вторичной металлургии [1]. Основную цель вторичной металлургии можно сформулировать как осуществление ряда технологических операций в специальных агрегатах быстрее и эффективнее по сравнению с выполнением аналогичных задач в традиционных сталеплавильных печах.

Этот принцип реализован при производстве конструкционных углеродистых сталей на Ярцевском мини заводе «ТМК-ЯМЗ», выплавляющих Сталь Ст 3сп в количестве 300 тыс.т/год.

Электросталеплавильный цех завода имеет в своем составе комплекс: Электродуговую печь ДСП – 30Н2 и Агрегат ковш-печь (АКП) номинальной емкостью 30 т.

В ЭСПЦ выплавляется сталь, которая после разлива на Машине непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) в заготовки, передается в прокатный цех для получения сортового проката.

Марочный сортамент выплавляемой стали представлен углеродистыми сталями обыкновенного качества и качественными конструкционными сталями, при производстве которых используются технологии высокого уровня (ТВУ). Метод получения стали - двухстадийной - получение полупродукта в электропечи и рафинирование полупродукта в ковше АКП, с получением готовой стали на агрегате внепечной обработки, основан на:

– быстром расплавлении металлошихты, окислении углерода и фосфора, окислительном периоде и скачивании окислительного шлака (из ДСП), рафинировании и доводке состава стали методами внепечной обработки (на АКП);

– использовании мощного трансформатора;

– интенсификации процессов нагрева и расплавления металлошихты с использованием многофункциональных газо-кислородных горелок, установленных в кожухе печи, и оконной мультифурмы с функцией вдувания

порошкового углеродного материала в жидкий металл; расплавление металлошихты и нагрев расплава осуществляется с использованием электроэнергии и тепловой энергии топлива (кислород, природный газ и углерод).

– использовании охлаждаемых элементов в конструкции печи (свод, водоохлаждаемый кожух).

Эта технология, получившая широкое распространение в мировой практике, получила наименование ковш – печь ((в зарубежной литературе LF-процесс (Ladle — ковш.Furnace — печь)). Технология производства включает в себя перемешивание расплава продувкой аргона в ковше, электродуговой нагрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе его перемешивания инертным газом что обеспечивает не только получение заданного химического состава стали и температуры металла, но и снижение количества неметаллических включений в результате удаления из расплава серы и кислорода, но и приводит к значительному улучшению механических свойств готовой продукции. Агрегат такого рода может устанавливаться практически в любом сталеплавильном цехе [1, 2].

При наличии внепечной обработки возрастает эффективность использования электротехнического оборудования (прежде всего трансформаторов), реализуются условия для достижения высокой производительности. Кроме того, появляются возможности компактно организовать планировку цехов, облегчаются условия улавливания вредных пыле- и газовых выделений. Немаловажным фактором является возможность более широкой разработки новых марок стали, особенно со сверхнизким содержанием углерода.

Преимущество агрегатов ковш-печь - расширение возможностей управления химическим составом, физическими параметрами металлопродукции и осуществление ресурсо- и энергосберегающих мероприятий, – послужило основой для принятия и развития этого направления выплавки стали в России.

Интенсивное вдувание газообразного кислорода обеспечивает ввод дополнительной энергии за счет реакции окисления углерода и примесей в металле, и за счет дожигания монооксида углерода. По ходу плавки в металл вводятся корректирующие добавки и шлакообразующие. По достижении требуемого содержания углерода, фосфора и температуры выплавленный полупродукт сливается в сталеразливочный ковш с шибберным затвором, при сливе в струю расплава присаживаются ферросплавы из расчета на нижний предел химического анализа и шлакообразующие для наведения нового восстановительного шлака.

Таблица 1 – Состав полупродукта в конце окислительного периода (% , масс)

C	Si	Mn	P	S	Cr	W	V	Mo	Fe
0,5	0,05	0,10	0,015	0,035	0,35	0,003	0,003	0,006	87,732

Обработка на агрегате ковш-печь начинается с подачи ковша на сталевозе под крышку (свод) с электродами и подключение ковша к системе донной продувки инертным газом, в качестве которого используется аргон. Далее расплав проходит внепечную обработку.



Рисунок 1 – Агрегат ковш-печь

В процессе внепечной обработки стали по результатам химического анализа расплава производится присадка ферросплавов для корректировки состава готовой стали и шлакообразующих (извести и плавикового шпата) для корректировки состава шлака.

После окончания рафинирования ковш с обработанным металлом направляется на МНЛЗ для разливки.

Средний состав шлака при выпуске полупродукта из печи (% масс): CaO – 30,0-45,0; MgO – 3,0-10,0; MnO – 3,0-9,0; SiO₂ – 10,0-20,0; Al₂O₃ – 5,0-10,0; FeO+ Fe₂O₃ – 5,0-18,0; P₂O₅ – 1,0-5,0; S – 0,05-0,5.

Стальковш футерован основными огнеупорами (шамот, магнезит) из формованных кирпичей, частично используется набивочная масса. В нижней части ковша толщина футеровки стен больше по сравнению с верхней, поскольку она находится под воздействием всего столба расплава длительное время. Толщина футеровки низа составляет 350 мм. Рабочий слой служит около 120 плавов; шлаковый пояс (верхние 6 рядов кирпича) изнашивается относительно быстро и его заменяют через 50 - 60 плавов.

Средний расход ковшевых формованных огнеупоров составляет от 5 до 12 кг/т стали.[3].

Агрегат ковш-печь снабжён устройством для введения сыпучих материалов. Нагрев металла на АКП осуществляется так, как и в дуговых печах (ДСП), но мощность трансформаторов АКП значительно меньше, чем на ДСП и составляет 100—160 кВА/т, что объясняется отсутствием самой энергозатратной стадии процесса выплавки металла – расплавление шихты, тепло затрачивается только на расплавление вводимых материалов и поддержание необходимой температуры расплава. Кроме этого, мощность подвода теплоты лимитируется повышенным износом кладки ковша выше уровня металла. Удельный расход электроэнергии на АКП составляет около 10 % от суммы всех энергетических затрат на выплавку стали (45 – 50 кВт·ч/т).

При попадании в ковш большого количества окисленного шлака (из ДСП), его удаляют путём скачивания. После выпуска полупродукта в стальковш и его поступления на АКП для окончательного рафинирования наводят высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурирующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой.

Таблица 2 – Основные технические параметры АКП-30 (ТМК-ЯМЗ)

№	Наименование	Единица измерения	Величина	Примечание
1.	Вместимость ковша	т	30	Паспортные данные
2.	Мощность трансформатора	МВА	8	Номинальная
3.	Диаметр электрода	мм	300	Графитированный
4.	Диаметр распада электродов	мм	600	
5.	Скорость нагрева металла	К/мин	4	
6.	Расход аргона на продувку при давлении в магистрали до 1,5 МПа	м ³ /ч	7 ... 15	Давление в донной фурме до 0,6 МПа

Основные требования к АКП: контроль атмосферы над расплавом, и его температуры, интенсивное перемешивание ванны, не допускающее загрязнения расплава окружающей средой (вторичного окисления, азотирования), наведение высокоосновного восстановительного шлака.

Внепечная обработка стали может включать в себя следующие технологические мероприятия: обработка металла вакуумом, продувка расплава инертными газами, одновременная обработка вакуумом и продувка инертными газами или инертными газами и кислородом, обработка твердыми или жидкими шлаковыми смесями, одновременно инертными газами и шлаками, введение вглубь расплава порошкообразных реагентов или реагентов в виде композитных блоков, проволоки и пр. [3,4].



Рисунок 2 – Днище ковша (справа донная продувочная пробка, слева шиберный затвор)

Преимущества технологии внепечной обработки металлов с использованием агрегатов ковш-печь – возможность получения новых марок сталей высокой чистоты, расширение возможностей управления химическим составом стали, физическими свойствами металлопродукции и осуществление ресурсо- и энергосберегающих технологий – послужило основой для принятия и развития этого направления производства стали в России.

Выводы. Технология выплавки стали Ст3 на Ярцевском мини заводе с внепечной обработкой расплава в АКП значительно улучшает технико-экономические показатели работы плавильного агрегат (ДСП) и МНЛЗ, повышая их производительность, снижая удельные затраты энергии, легирующих элементов, кислорода при существенном улучшении качества металлопродукции и улучшении экологической ситуации в цехе.

Литература:

1. Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали/В.А. Кудрин. - Москва: Мир. Аст 2003 – 557 с.
2. Дюдкин, Д.А. Процессы выплавки стали, внепечной обработки и непрерывной разливки. Т.1/Д.А. Дюдкин, В.В. Кисиленко. - Москва: Теплотехник (ТТ), 2008 – 528 с.
3. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия/В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. - Москва: ИКЦ «Академкнига», 2002 – 768 с.
4. Бигеев А.М. Металлургия стали/А.М.Бигеев, В.А. Бигеев. - Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ТРАМБОВАНИЯ УГОЛЬНОЙ ШИХТЫ НА КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОКСА

Парыгина Т.И., Кончиков С. А.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

Металлургический кокс в производстве чугуна играет немаловажную роль и должен соответствовать технологическим требованиям по различным физико-химическим свойствам. В доменной печи кокс определяет газодинамическое сопротивление слоя шихты движущемуся потоку газа, должен иметь определенный фракционный состав, а также обеспечивать сохранность размеров кусков по мере его продвижения в шахте печи [1,2].

Качественные показатели кокса, полученной из трамбованной угольной шихты, используемой на современных коксохимических предприятиях, зависят от множества технологических факторов, одними из которых является плотность угольного пирога, которую можно повысить при уплотнении шихты предварительным трамбованием [3–7]. Вследствие сокращения расстояний между угольными зернами в уплотненном угольном пироге при коксовании требуется меньшее количество жидкой фазы и достигается большая прочность структуры кокса, влияющее не только на качество готовой продукции [5–7], но и производительность коксовых печей [4].

Плотность угольного пирога зависит от различных технологических параметров, также показателей режима его трамбования: марочного и гранулометрического состава шихты, времени процесса трамбования, периодичности ударов молотков, импульса удара молотков, различных физико-механических условий ударного взаимодействия молотков и угольной шихты, механического поведения короба и т.д. [7,8].

В условиях коксового цеха № 3 коксохимического производства Алчевского металлургического комбината ООО «ЮГМК» (КЦ № 3 КХП АМК ООО «ЮГМК») уплотнение угольной шихты перед коксованием осуществляется в трамбовочно-загрузочно-выталкивающей машине (ТЗВМ) [3,6], при работе которой режимы трамбования обеспечиваются по заданным технологическим параметрам.

Для определения зависимости гранулометрического состава, прочности и выхода летучих кокса от времени трамбования и плотности угольного пирога по его высоте и ее дальнейшего сравнительного анализа проводился эксперимент, заключающийся в следующем: при трамбовании угольного пирога задавалось определенное время (в диапазоне от 315 до 430 с), после окончания которого определялась плотность пирога в нескольких точках отбора проб (рис. 1), а затем и его средняя плотность. Затем на основании полученных результатов выбирался наиболее рациональный режим трамбования, который и использовался в качестве объекта дальнейших исследований.

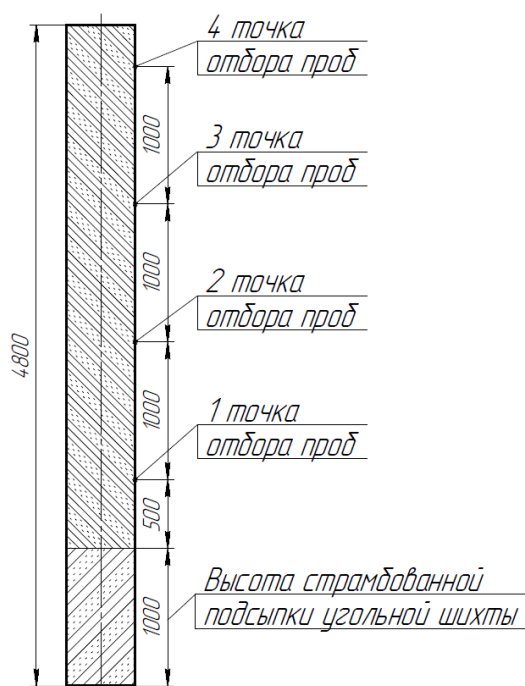


Рисунок 1 - Схема отбора проб угольного пирога

На основании предшествующих наблюдений в производственных условиях КЦ № 3 КХП АМК ООО «ЮГМК» установлено, что после выгрузки из камеры коксования коксовый пирог распределяется на коксовой рампе следующим образом: верхняя его часть (высота пирога приблизительно 3,5 м) ложится внизу – в районе рамповых затворов, средняя часть (высота пирога приблизительно 2,0 м) – в центре, а нижняя часть – в верхней части рампы – в районе низа печи, где и отбирались вручную пробы.

Для чистоты эксперимента исследование проводилось в условиях использования шихты с одинаковым марочным составом (табл. 1), содержанием фракции $-3,15$ мм 92,0...92,2 % и влажностью 12,7...12,8 %.

Таблица 1 - Марочный состав угольной шихты в условиях проведения эксперимента

Марки углей	ГЖО	ГЖ	Ж	КЖ	ОС	КО
Содержание в шихте %	20	7	23	10	10	30

Затем определялся фракционный состав, прочность (M10 и M25), выход летучих (V_{dof}), которые сравнивались с аналогичными параметрами кокса, полученного при режиме трамбования для данной шихты (315 с), прописанном в технологической инструкции КЦ № 3 КХП АМК ООО «ЮГМК» [9].

Число параллельных опытов в ходе экспериментальных исследований принималось равным двадцати. Подтверждение достоверности полученных результатов экспериментальных исследований обеспечивалось с помощью параметрического метода статистической проверки гипотез (статистических критериев), основанного на распределении t -критерия Стьюдента [10]. На основании статистической обработки данных экспериментальных исследований

все полученные в ходе эксперимента значения попадают в доверительный интервал (при значении уровня достоверности $\alpha = 0,95$).

В таблице 2 представлены усредненные результаты определения плотности угольного пирога по его высоте при различном времени трамбования.

Таблица 2 - Распределение плотности угольного пирога по его высоте при различном времени трамбования

Время трамбования, с	ρ_1 , г/см ³	ρ_2 , г/см ³	ρ_3 , г/см ³	ρ_4 , г/см ³	$\rho_{ср}$, г/см ³	Прирост плотности, %
315	0,89	0,9	0,86	0,84	0,87	–
330	0,91	0,94	0,9	0,87	0,91	3,7
340	0,95	0,98	0,95	0,89	0,94	4,1
350	1,03	1,02	0,98	0,9	0,98	12,6
360	1,06	1,06	1,01	0,92	1,01	16,0
370	1,08	1,07	1,04	0,96	1,04	18,9
380	1,11	1,11	1,07	1,03	1,08	23,8
390	1,12	1,11	1,08	1,04	1,09	24,6
430	1,12	1,12	1,08	1,06	1,1	25,5

Как видно из результатов, представленных в таблице 2, при увеличении времени трамбования плотность угольного пирога растет, и разница в этом показателе может достигать 25,5 %, что сказывается на удельной производительности печи. Однако после 380 с уплотнение пирога фактически прекращается, при этом увеличение длительности подготовки шихты может негативно сказаться на производительности всей коксовой батареи. В связи с этим было принято решение в дальнейших экспериментальных исследованиях использовать режим с временем трамбования 380 секунд.

При этом установлено, что плотность пирога в верхних слоях существенно (до 13,0 %) меньше, нежели в верхних.

Затем производился отбор проб на рампе и определялись показатели гранулометрического состава, прочности и выхода летучих кокса при режимах с временем трамбования 315 и 380 секунд, представленные в таблице 3.

Таблица 3 - Показатели качества кокса при различных режимах трамбования

Время трамбования угольного пирога, с	Содержание фракций (мм), %					Прочность кокса, %		Выход летучих, %
	–25	25...40	40...60	60...80	+80	М 25	М 10	
315	5,0	28,1	38,7	23,8	4,4	87,0	7,3	0,72
380	4,9	19,0	42,7	26,3	7,0	87,9	6,9	0,61

На основании результатов (табл. 3) установлено, что при режиме трамбования угольного пирога с длительностью 380 секунд наблюдается тенденция к укрупнению готового кокса: содержание фракций +80 мм увеличилось на 59,0 %, 60...80 мм и 40...60 мм (наиболее приемлемой для условий доменного производства в условиях АМК ООО «ЮГМК») – на 10,0 %; а количество фракции 25...40 мм уменьшилось на 32,2 %. При этом прочность кокса фактически не изменилась, а выход летучих уменьшился на 15,2 %.

В таблице 4 отображено распределение гранулометрического состава, прочности кокса и выхода летучих в зависимости от места отбора проб по высоте угольного пирога.

Таблица 4 - Распределителе показателей качества кокса по высоте пирога

Место отбора проб по высоте пирога	Содержание фракций (мм), %					Прочность кокса, %		Выход летучих, %
	-25	25...40	40...60	60...80	+80	М 25	М 10	Vdof
Верхняя часть	4,9	17,0	34,7	32,5	10,9	86,5	7,1	0,81
Средняя часть	4,9	20,3	41,4	24,6	8,8	88,1	6,3	0,51
Нижняя часть	5,0	19,8	52,1	21,8	1,3	89,1	7,2	0,51

Из результатов, представленных в таблице 4 видно, что в верхней части коксового пирога, имеющей меньшую плотность исходной угольной шихты, показатели качества кокса существенно ниже, нежели в нижней. Содержание фракции 40...60 мм меньше на 33,3 %, прочность кокса М25 – на 2,9 %, а выход летучих больше в 1,6 раза, что говорит о целесообразности разработки усовершенствованного режима трамбования для увеличения плотности угольного пирога в верхних его слоях. Однако на показатели качества кокса по высоте его пирога может сказываться и распределение температуры в коксовой камере, исследование влияния которой является также предметом дальнейших исследований.

Подводя итоги проведенного исследования необходимо отметить следующее:

1. Установлено, что при увеличении времени трамбования с 315 до 380 секунд плотность угольного пирога увеличивается на 23,8 %, что позволяет повысить удельную производительность печи. Предоставлено распределение значений плотности угольного пирога по высоте при различных режимах трамбования в трамбовочно-загрузочно-выталкивающей машине. При различных режимах трамбования плотность угольного пирога постепенно уменьшается к верхней его части, разница которой может достигать 13,0 %.

2. Сравнительный анализ показателей качества металлургического кокса показал, что режим и время трамбования существенно сказывается на качественных показателях готовой продукции: содержание требуемой для доменного процесса в условиях АМК ООО «ЮГМК» фракции 40...60 мм при повышении плотности угольного пирога с 0,87 до 1,08 г/см³ увеличивается на

10,0 %, выход летучих снижается в 1,6 раза, а прочность фактически остается прежней. При этом установлено, что в верхней части коксового пирога, имеющей меньшую плотность исходной угольной шихты, показатели качества существенно ниже, нежели в нижней: содержание фракции 40...60 мм меньше на 33,3 %, прочность кокса М 25 – на 2,9 %, а выход летучих увеличивается в 1,6 раза.

Литература:

1. Коротич, В.И. Агломерация рудных материалов. Научное издание / В.И. Коротич, Ю.А. Фролов, Т.Н. Бездежский. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГТУ-УПИ», 2003. – 400 с.

2. Metallurgiya chuguna. Uchebnik dlya vuzov / E.F. Vegman [i dr.]. – M.: «Академкнига», 2004. – 774 с.

3. Кауфман, А.А. Технология коксохимического производства: учеб. пособие для ВУЗов / А.А. Кауфман, Г.Д. Харлампович. – Екатеринбург: ВУХИН – НКА, 2004. – 287 с.

4. Кончиков, С.А. Анализ причин обвалопроявления трамбованного угольного пирога при загрузке камер коксования / С.А. Кончиков, Д.А. Власенко // Metallurgiya XXI stoletiya glazami molodykh: materialy IX Mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoj konferencii molodykh uchenykh i studentov: sbornik dokladov. – Doneck: FGBOU VO «DonNTU», 2023. – С. 20–22.

5. Лейбович, Р.Е. Технология коксохимического производства / Р.Е. Лейбович, Е.И. Яковлева, А.Б. Филатов. – М.: Metallurgiya, 1982. – 360 с.

6. Власенко, Д.А. Машины и агрегаты коксохимических заводов. Часть I. Оборудование коксовых и химических цехов: учебное пособие по курсу «Проектирование и оборудование коксохимических заводов» / Д.А. Власенко, А.О. Диментьев, Н.А. Ащеулов [и др.]. – Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. – 188 с.

7. Кузниченко, В.М. Влияние технологических факторов на прочность кокса и выход продуктов коксования из трамбованной шихты / В.М. Кузниченко [и др.] // УглеХимический журнал. – Харьков: УХИН, 2008. – № 3–4. – С. 49–55.

8. Кончиков, С.А. Опыт трамбования угольной шихты для коксовой печи на филиале № 12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» / С.А. Кончиков, С.А. Гливинский // Актуальные проблемы современной науки: взгляд молодых ученых: сборник тезисов докладов II международной научно-практической конференции, г. Алчевск, 18 марта 2021 г. / под общ. ред. Д.А. Вишневого. – Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2021. – С. 80–83.

9. ТИ 51229 КХП-0124-09-2023. Производство кокса доменного повышенной плотности, орешка коксового и коксовой мелочи в коксовом цехе № 3. Технологическая инструкция. Введ. 21.01.2023. – Алчевск, ООО «ЮГМК», 2023. – 52 с.

10. Браунли, К.А. Статистическая теория и методология в науке и технике / К.А. Браунли. Под ред. Л.Н. Большева. – М.: Наука, 1977. – 407 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДОЛИВКИ РАСПЛАВА В ПРИБЫЛЬНУЮ ЧАСТЬ СЛИТКА НА ПРОЦЕСС ЗАТВЕРДЕВАНИЯ

Сысоев А.В., Кириличев М.В., Гаманюк С.Б.

Волгоградский государственный технический университет, г. Волгоград

В настоящее время одним из самых простых и эффективных способов воздействия на процесс затвердевания, и развитие дефектов в литом металле крупного слитка, является изменение геометрии слитка – отношение высоты к среднему диаметру, конусности, способа утепления головной части слитка, способ и скорость разливки металла [1-3].

Повышение качества литого металла крупных слитков невозможно без знаний о механизме и условиях, при которых происходит образование внутренних дефектов литого металла.

Одним из легко реализуемых и воспроизводимых способов исследования процессов, протекающих при затвердевании кузнечных слитков является физическое (холодное) моделирование [4-7], которое позволяет определить интенсивность продвижения твердой и твердожидкой фаз, конвективного перемешивания и как следствие влияние этих процессов на степень развития внутренних дефектов.

Ранее в работах [7, 8], показано, что одним из способов воздействия на процесс затвердевания является доливка прибыльной части, при этом добавление порций расплава в прибыль целесообразно проводить, при соотношении $\Delta T_{кр}/\delta T \geq 1$. В работе [8], показано, что, увеличивая значение параметра δT при доливке прибыльной части слитка происходит изменение механизма затвердевания от объемного к последовательному, с образованием более плотной дендритной структуры.

Целью данной работы являлось установление особенностей затвердевания и развития дефектов слитка при доливке расплавом прибыльной части спустя 7 минут после заливки тела слитка при различной температуре доливаемого расплава ($T_{зал. т.сл.} = 75$ град, $T_{зал. пр.} = 70$ град, $T_{зал. пр.} = 75$ град).

В данной работе использовался метод физического (холодного) моделирования слитков, условия проведения которого (выбор моделирующего вещества, геометрические параметры промышленного и модельного слитков, лабораторная установка, метод получения экспериментальных данных, используемое оборудование) подробно рассмотрены в работе [7].

В качестве моделирующего раствора использовали натрий серноватистоокислый (кристаллический гипосульфит) – $Na_2S_2O_3 \cdot 5H_2O$.

Отлиты три модельных слитка:

- слиток №1 по классической технологии;
- слиток №2 с доливкой прибыльной части расплавом спустя 7 минут после заливки тела слитка при различной температуре доливаемого расплава ($T_{зал. т.сл.} = 75$ град, $T_{зал. пр.} = 70$ град);

- слиток №3 с доливкой прибыльной части расплавом спустя 7 минут после заливки тела слитка при одинаковой температуре доливаемого расплава ($T_{\text{зал. т.сл.}} = 75$ град, $T_{\text{зал. пр.}} = 75$ град).

Время наполнения тела слитков 37-42 сек.;

Время наполнения прибыльной части слитков 40-45 сек.;

Отношение массы расплава в прибыльной части к массе в теле слитков 0,27.

Моделирование показало, что доливка расплавом прибыльной части слитка приводит к увеличению общего времени кристаллизации модельных слитков с 205 минут в слитке №1 до 237 минут в слитке №3.

В результате обработки полученных данных были построены графики, отражающие скорость нарастания твердой фазы в вертикальном и горизонтальном направлениях затвердевания, для различных технологий разлива модельных слитков (рис. 1).

Моделирование показало, что слиток №1 (см. рис. 1, а) в период времени с 10 по 73 минуты (от 5 до 38 % от общего времени затвердевания), затвердевает по объемно-последовательному механизму, за счет оседания с «зеркала» расплава прибыльной части, а также уноса конвективными потоками с двухфазной зоны продвигающегося фронта затвердевания обломков кристаллов, которые опускаются в нижнюю часть слитка, формируя конусообразную зону из мелких кристаллитов [7].

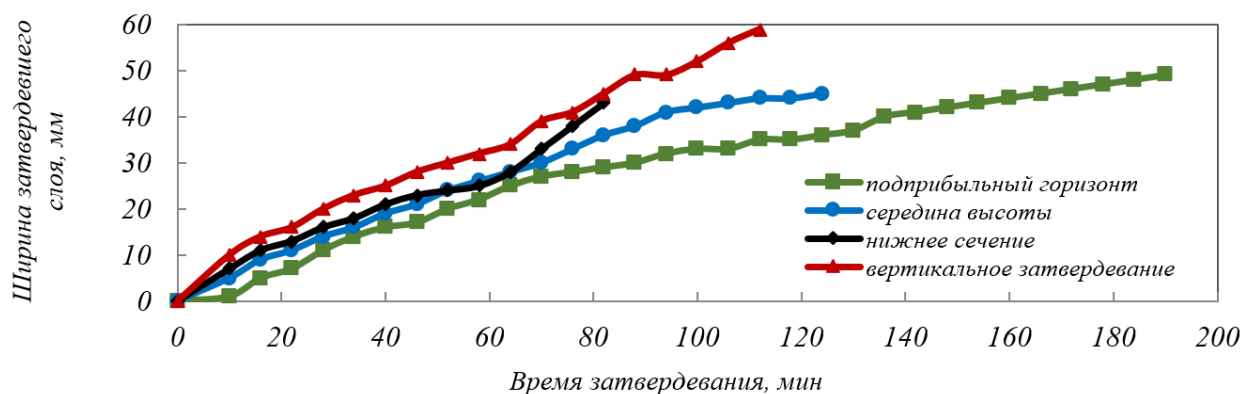
В слитке №2 (см. рис. 1, б) «дождь кристаллов» начался сразу после доливки прибыли расплавом и продолжался более 50 минут, тогда как в слитке №1 оседание кристаллов началось только с 40 минуты и длилось 30 минут [7]. К тому же, в слитке №2 за первые 40 мин затвердевания (21 % от общего времени затвердевания) ширина твердой фазы в вертикальном направлении в 2 раза больше, чем в слитке №1.

Таким образом, можно предположить, что доливка прибыли «холодным» расплавом (70 град) в еще не успевший остыть (прошло 7 минут) в теле слитка «горячий» расплав (75 град) привела к увеличению температурного градиента, возникновению центров кристаллизации, что способствовало образованию обильного «дождя» кристаллов, увеличению скорости продвижения фронта затвердевания в вертикальном направлении. Также добавление порции расплава вызвало вынужденную конвекцию, в результате которой с фронта кристаллизации смываются кристаллы, которые опускаются в зону конуса осаждения.

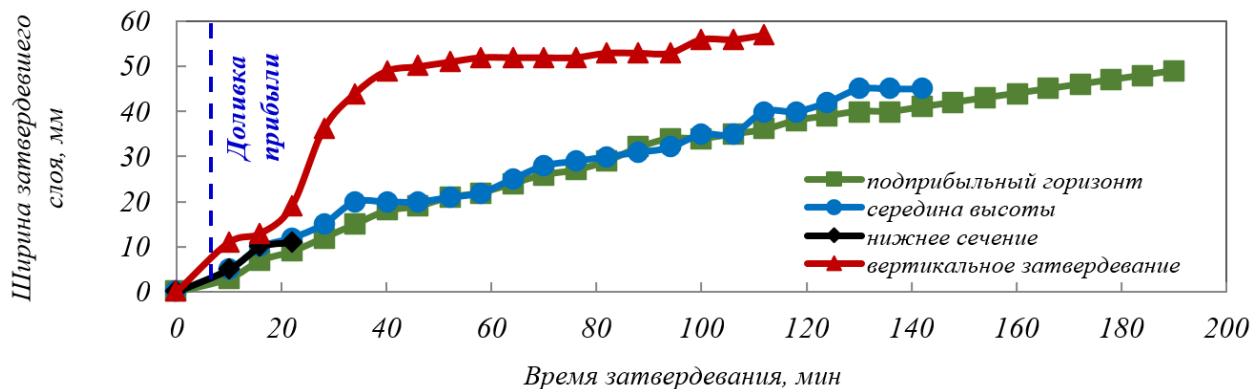
В слитке №3 (рис. 1, в) затвердевание, в отличие от слитка №1 (рис. 1, а) и слитка №2 (рис. 1, б), проходит по последовательному механизму от поверхности стенок модели изложницы к оси слитка, без образования кристаллитов на зеркале прибыльной части и их оседания в донную часть слитка, а также без уноса кристаллитов из двухфазной зоны фронта затвердевания.

Вмешательство в процесс кристаллизации слитка №3 (рис. 1, в) посредством доливки расплава одинаковой температуры (75 град) в прибыльную часть до 40 минуты затвердевания (в слитке №1 оседание

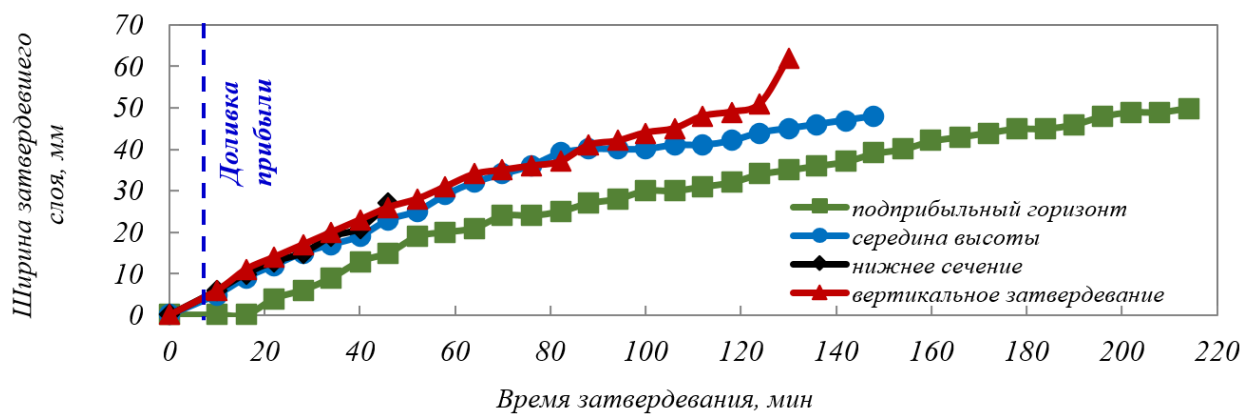
кристаллов началось только с 40 минуты) способствовало подавлению объемного механизма и образования кристаллитов и продолжению роста столбчатых кристаллов от края к центру слитка.



а



б



в

а – слиток №1 [7]; б – слиток №2 [7]; в – слиток №3

Рисунок 1 - Кривые нарастания твердой фазы по высоте и сечению модельных слитков, полученные методом физического моделирования

Анализ макроструктуры модельных слитков (рис. 2) позволил определить влияние времени выдержки перед доливкой расплава в прибыльную часть слитка и температуры на развитие структурных зон.

Анализ развития структурных зон модельных слитков, что для слитка №1 и №2 (рис. 2, а, б) характерно развитие зоны конуса осаждения и проникновение из прибыли в тело слитка усадочной раковины, что, безусловно, является дефектом слитков.

Слиток №3 (рис. 2, в) имеет менее развитую структурную неоднородность, что проявляется в уменьшении степени развития зоны различно ориентированных кристаллов.

Таким образом, технология отливки слитка №3 повлияла на механизм кристаллизации слитка (затвердевал по последовательному механизму от стенок к оси слитка, без явления «дождь кристаллов») и способствовала продолжению роста столбчатых кристаллов до оси слитка, что привело к наименьшему развитию усадочной раковины.



1 – граница затвердевшего слоя твердой фазы в теле слитка перед доливкой в прибыльную часть расплава; а – слиток №1 [7]; б – слиток №2 [7]; в – слиток №3

Рисунок 2 - Макроструктура модельных слитков

Таким образом установлено, что проведение операции доливки расплава в прибыльную часть приводит к увеличению общего времени затвердевания модельных слитков. Установлено, что затвердевание слитка №3 происходит по последовательному механизму от стенок к оси слитка, с преобладающим развитием зоны столбчатых кристаллов и подавлением объемного механизма затвердевания без оседания кристаллитов с «зеркала» расплава прибыли и продвигающегося фронта затвердевания, и как следствие приводит к снижению структурной неоднородности и получению плотной структуры осевой зоны модельного слитка. Усадочная раковина полностью концентрируется в объеме прибыльной части слитка.

Полученные результаты обуславливают возможность разработки технологии, дифференцированной разливки слитков при наполнении их прибыли расплавом различной температуры и через определенный интервал времени после заливки тела слитка, что позволит воздействовать на процесс формирования структуры металла и сокращения дефектных зон.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 23-29-00973, <https://rscf.ru/project/23-29-00973/>.

Литература:

1. Скобло С. Я., Казачков Е. А. Слитки для крупных поковок. – М. : Металлургия, 1973. – 247 с.

2. Ромашкин А. Н., Мальгинов А. Н., Толстых Д. С., Иванов И. А., Дуб В. С. Влияние геометрии слитка на объем осевой рыхлости в нем // Компьютерные исследования и моделирование. 2015. Т. 7. № 1. С. 107–112. DOI: 10.20537/2076-7633-2015-7-1-107-112.

3. Руцкий Д. В., Зюбан Н. А., Гаманюк С. Б., Чубуков М. Ю. Исследование строения слитка с захожденной головной частью и анализ качества металла получаемых из него полых поковок // Чёрные металлы. 2017. № 10 (1030). С. 41-47.

4. Ludwig A., Stefan-Kharicha M., Kharicha A., Wu M. Massive formation of equiaxed crystals by avalanches of mushy zone segments // Metallurgical and materials transaction A. 2017. Vol. 48A. P. 2927–2930.

5. Stefan-Kharicha M., Kharicha A., Mogeritsch J., Wu M., Ludwig A. Review of ammonium chloride-water solution properties // Journal of chemical and engineering. 2018. Vol. 63. P. 3170–3183.

6. Гаманюк С. Б., Руцкий Д. В., Зюбан Н. А., Кириличев М. В. Моделирование процесса затвердевания кузнечного слитка при доливке прибыльной части расплавом // Черные металлы. 2023. № 10. С. 57-62. DOI: 10.17580/chm.2023.10.09.

7. Гаманюк С.Б., Руцкий Д.В., Зюбан Н.А., Кириличев М.В., Никитин М.С. Физическое моделирование влияния доливки расплава в прибыльную часть слитка на процесс затвердевания и структурообразование // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2023. № 66(6). С.750-759. DOI: [10.17073/0368-0797-2023-6-750-759](https://doi.org/10.17073/0368-0797-2023-6-750-759).

8. Горунов А. И., Науменко В. В., Руцкий Д. В. Влияние доливки прибыльной части на процесс затвердевания и структурообразования слитка стали 38ХНЗМФА // Известия Волгоградского гос. техн. ун-та. Серия «Проблемы материаловедения, сварки и прочности в машиностроении». Вып. 2: межвуз. сб. науч. ст. 2008. № 10. С. 157–159.

ПЛАВКА МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ МЕТОДОМ ЭШП

Беляев В.В., Заика В.И.

Донецкий национальный технический университет

На современном этапе развития электросталеплавильного производства активно применяются технологии электроплавки железорудных металлизированных окатышей (ЖМО) в дуговых печах. При этом серьезное внимание уделяется вопросам достижения высоких технико-экономических показателей, повышения качества металлопродукции и снижения энергоемкости производства. Металлизированные окатыши находят применение в качестве частичного заменителя стального лома при выплавке стали в дуговых печах, а также весьма ограниченно при производстве стали в кислородных конвертерах и в низкочастотных индукционных печах. Применение металлизированных окатышей в качестве альтернативы части лома в шихте электропечей имеет ряд преимуществ. Во-первых, окатыши обладают более стабильным химическим составом по сравнению с ломом, что позволяет лучше контролировать качество выплавляемой стали. Во-вторых, снижение доли лома в шихте уменьшает потребность в этом виде сырья, что особенно актуально в условиях ограниченности его ресурсов. Кроме того, использование окатышей улучшает технологические показатели плавки - снижается угар металла, процесс становится более стабильным.

Но основная масса сталей, выплавляемых с использованием металлизированных окатышей, приходится на долю дуговой плавки. При этом содержание окатышей в шихте составляет 50% и более, в то время как в кислородно-конвертерной плавке этот показатель не превышает 20-30%. Качество сталей массового производства, получаемых с использованием металлизированных окатышей в дуговой печи, конвертере и в индукционной печи, удовлетворяет предъявленным требованиям. Повышенный интерес к металлизированным окатышам объясняется чистотой их по содержанию примесей цветных металлов, а также низким содержанием серы и фосфора, что позволяет сократить длительность рафинирующего периода плавки и повысить механические свойства стали. Например, содержание фосфора в металлизированных окатышах находится, как правило, на уровне 0,010-0,030%, а серы - в пределах 0,03-0,07%. Содержание цветных и легкоплавких примесей (хрома, никеля, меди, свинца, олова, сурьмы, цинка) в металлизированных окатышах невелико. Так, содержание цинка, сурьмы и свинца измеряется тысячными, а олова - десятитысячными долями процента. В процессе плавки металлизированных окатышей на сталь часть примесей легкоплавких металлов удаляется. Содержание азота в металлизированных окатышах невелико и составляет около 0,003%. По прогнозам специалистов потребление металлизированного сырья в сталеплавильном производстве будет со временем увеличиваться [1].

Однако передел металлизированных материалов известными способами производства стали не позволяет полностью использовать преимущества, которые могли бы дать применение чистой первородной шихты. При плавке металлизированных окатышей возникает опасность разрушения футеровки агрессивными шлаками, содержащими большое количество оксидов из пустой породы. Для офлюсования пустой породы необходимо в печь вводить известь, что приводит к увеличению энергозатрат на плавление шихты. Процессы довосстановления оксидов железа избыточным углеродом, протекающие при проплавлении металлизированных окатышей, приводят к вскипанию шлака, возникает возможность его выбросов [2].

Увеличение количества окатышей в шихте более чем до 20-30% от массы металлошихты затрудняет ведение плавки и заметно ухудшает показатели процесса. Кроме того, наличие окислов железа в шлаке, контакт металла с футеровкой печи в процессе выплавки и с атмосферой воздуха при выпуске и разливке, введение раскислителей приводит к загрязнению стали неметаллическими включениями и газами. Повышение чистоты металла путем применения синтетических шлаков и вакуумирования, а также рафинирующих переплавов существенно повышает себестоимость стали.

Все эти особенности плавки металлизированных окатышей обуславливают поиски путей создания более экономичного, чем электрическая плавка, процесса переработки металлизированного сырья.

Одним из перспективных направлений в поисках технологии выплавки металлизированной шихты, является использование электрошлакового процесса.

В ДонНТУ проведены исследования по получению стали методом переплава металлизированных материалов под слоем электропроводного рафинирующего флюса. Указанная работа имела целью исследовать качество металла и выявить влияние температурного и шлакового режима на ход процесса в водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Опытные плавки проводили на установке А-550. Токоподводами служили полый графитовый электрод наружным диаметром 80 мм и внутренним диаметром 40 мм и медный водоохлаждаемый поддон.

Переплав осуществляли в кристаллизатор диаметром 100 мм и высотой 450 мм. В качестве исходных материалов использовали металлизированные окатыши следующего химического состава %:

Таблица 1 – Химический состав металлизированных окатышей

Fe общ.	Fe мет.	S	P	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃ + MgO
88,5	79,5	0,016	0,015	1,9	3,45	1,06	2,5

Степень металлизации окатышей составляет 90%.

Окатыши подавали в кристаллизатор через внутреннюю полость графитового электрода с помощью дозатора. Переплавы осуществляли на синтетических шлаках систем:

- $\text{CaF}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$;
- $\text{CaF}_2\text{-CaO}$;
- $\text{CaF}_2\text{-MgO}$;
- $\text{CaF}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO-CaO}$.

Расход шлака составлял 2,0-2,5 кг на плавку. Рабочий ток перепада равнялся 2,0-2,5 Ка при напряжении 36-40 в. Масса полученных слитков изменялась в пределах 10-15 кг.

В результате проведения опытных плавки установлено, что при плавлении металлизированных окатышей содержащаяся в них пустая порода переходит в шлак. При этом восстанавливаются окислы железа на границе шлак – металл за счет углерода, содержащегося в жидком металле. Часть железа восстанавливается на границе графитовый электрод – шлак.

Пробы шлака, отобранные в процессе плавки, содержали 0,5-1,0% FeO , что соответствует содержанию закиси железа в исходном шлаке. Полученные результаты приводят к выводу, что все окислы железа, содержащиеся в окатышах, полностью восстанавливаются. Благодаря этому обеспечивается достаточное раскисление металла, а полученные слитки имели гладкую поверхность без признаков наличия газовых пузырей.

Выплавленные слитки исследовали в литом состоянии на плотность микроструктуры и ликвидацию элементов. Послековки отбирали пробы для изготовления микрошлифов и определяли содержание неметаллических включений. Протравленные на макроструктуру пробы свидетельствовали о достаточно высокой плотности металла. Газовые пузыри и включения шлака в объеме слитков не обнаружили. Серные отпечатки показали незначительное содержание и равномерное распределение серы, как и в обычной стали ЭШП. Состав неметаллических включений в стали определялся химическим составом шлака. Содержание включений составляло 0,010-0,015 %. Общий балл загрязненности металла из первородной шихты составлял 0,8-1,2.

Таким образом, комбинация высокой степени металлизации исходного сырья, восстановительной среды плавки и эффективной кристаллизации действительно обеспечивает практически 100% выход годного металла при производстве стали из металлизированных окатышей по технологии электрошлакового перепада.

Литература:

1. Ступак, Л.М. Современное состояние и перспективы производства и применения металлизированного сырья/Л.М.Ступак, В.М.Литвинчук, Г.А.Высоцкий//Сб. «Проблемы электрошлаковой технологии» - Киев: Наукова думка, 1978. – с.142-149.

2. Медовар, Б.И. Электрошлаковая плавка с использованием металлизированного сырья/Б.И.Медовар, А.К.Цыкуленко, В.П.Скрыпник и др.//Проблемы специальной электрометаллургии, 1981. – вып.14. – с.35-42.

ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА



ВЛИЯНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ НА ТЕМПЕРАТУРУ ВОЗГОРАНИЯ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Баранов И.И., Колтыгин А.В., Сысоева И.С.

Национальный исследовательский технологический университет
«МИСИС», г. Москва

Магниевые сплавы являются востребованными конструкционными материалами за счёт низкой плотности и, следовательно, малого веса изделий, изготавливаемых из них. Поэтому эти материалы обычно рассматриваются в тех случаях, когда облегчение конструкции имеет важнейшее значение, например, в авиации и космонавтике. Однако область применения магневых сплавов ограничена из-за их пожароопасности. В то же время, исследование новых систем легирования магния открывает возможности к созданию новых, высокотехнологичных сплавов, обладающих улучшенными свойствами, такими как повышенная стойкость к возгоранию [1].

Многие исследователи связывают возгорание магния с неплотной оксидной пленой, образующейся на их поверхности. Для повышения плотности пленки используются разные легирующие элементы, в т.ч. редкоземельные металлы (РЗМ). Показателем плотности оксидной пленки может служить коэффициент Пиллинга-Бедворса (КПБ) (отношение молярного объема оксида к молярному объему образовавшего его металла). У магния КПБ равен 0,8, что свидетельствует о том, что чистый магний не может образовать плотную оксидную пленку на своей поверхности [2, 3].

Целью работы является исследование влияния добавок различных РЗМ (Pr, La, Y, Nd, Yb, Sm, Gd, Er) к магнию на температуру возгорания. Объектом исследования являлись двойные сплавы Mg-10 %* РЗМ. Для приготовления сплавов Mg – 10% РЗМ использовались чистый магний марки Mg90 и лигатуры собственного производства. Плавка сплавов Mg – 10% РЗМ велась в индукционной печи в стальном тигле под защитной газовой атмосферой, содержащей диоксид серы. Масса выплавляемого сплава составляла ~150 граммов. Разливка сплава велась в графитовые формы. Химический состав был определён с помощью сканирующего электронного микроскопа (СЭМ) Tescan Vega SBH3 с приставкой энергодисперсионного микроанализа Oxford.

Для определения температуры возгорания из полученных слитков вырезали прямоугольные образцы объемом 0,5 см³, которые затем размещались в стальном тигле. Нагрев тигля с образцом проводился с постоянной скоростью (10 °С/с) в индукционной печи. Температура в ходе эксперимента контролировалась с помощью хромель-алюмелевой термопары, помещенной в образец. Температура возгорания образца определялась по характерной ярко-белой вспышке, а также с помощью температурной кривой по моментальному увеличению температуры в тигле. Для каждого сплава было

* Здесь и далее используются весовые проценты, если не указано иное

произведено не менее 10 измерений.

На рисунке 1 приведены результаты измерения температуры возгорания двойных сплавов. Наибольшую температуру возгорания продемонстрировал сплав с гадолинием, она составила 1048 ± 17 °С. Эта температура близка к температуре возгорания сплава, содержащего эрбий (1014 ± 14 °С). На третьем месте сплав с добавкой иттрия с температурой возгорания 992 ± 13 °С. Следует отметить, что иттрий - единственный используемый в литейных промышленных магниевых сплавах среди тройки лидеров.

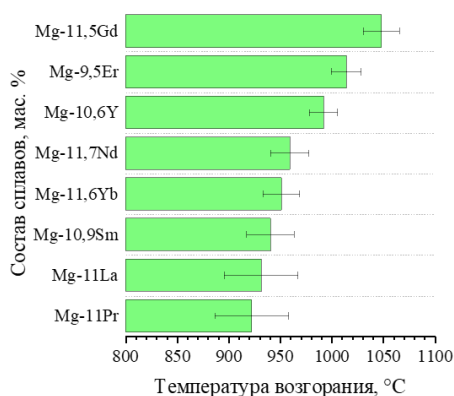


Рисунок 1 – Влияние добавок РЗМ на температуру возгорания магния

сравнению со сплавом Mg – Nd. Такая разница связана с тем, что растворимость использованных РЗМ в твёрдом растворе магния различна. Так растворимость празеодима ~0,6 % по сравнению с 12,4 % у иттрия, а у лантана 0,23 % по сравнению с 3,6 % у неодима. Единственный, из приведённых легирующих элементов с КПБ < 1 – это иттербий. Тем не менее он также повышает температуру возгорания, доказывая, что при разработке сплавов, обладающих высокой температурой возгорания, ориентироваться только на величину КПБ легирующих элементов неправильно.

Исходя из полученных результатов с точки зрения пожаробезопасности, наиболее перспективными магниевыми сплавами являются сплавы, легированные Gd, Er и Y. В дальнейшем предстоит исследовать зависимость температуры возгорания от содержания легирующих элементов, а также при совместном легировании несколькими РЗМ.

Литература:

1. Kim, Y. M. Key factor influencing the ignition resistance of magnesium alloys at elevated temperatures / Kim, Y. M., Chang, D. Y., Ha, S. K., Bong S. Y. // Scripta Materialia. – 2011. – Vol. 65. – №. 11. – P. 958-961.
2. Bian, D. Design of single-phased magnesium alloys with typically high solubility rare earth elements for biomedical applications: Concept and proof/ Dong B., Xiao C., Jin X. [et al.] // Bioactive Materials. – 2023. – Vol. 22. – P. 180-200.
3. Ni, J. Development of high-strength magnesium alloys with excellent ignition-proof performance based on the oxidation and ignition mechanisms: A review / Jing N., Li J., Jian Z. [et al.] // Journal of Magnesium and Alloys. – 2023. – Vol. 11. – №. 1. – P. 1-14.

АНАЛИЗ ЗАЛЕЖЕЙ ЦЕННЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ НА ТЕРРИТОРИИ ДОНБАССА, А ТАКЖЕ ОТХОДОВ РАБОТЫ НЕКОТОРЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ, С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ СЕГОДНЯШНИХ РЕАЛИЙ

Бондарь А.Ю., Брусов А.Л.

Донецкий национальный технический университет

Донбасс – Донецкий угольный бассейн. В основном, известен своими угольными шахтами. В период существования Российской империи и Советского Союза эти месторождения твердого топлива хоть и были первыми освоенными, на территории проводились и другие геологоразведочные работы, но им не уделялось должного внимания, либо они были засекречены. Сегодня враги России на Западе (Европа и США) «разоблачают» её недалёковидность.

На рис. 1 представлена горнопромышленная карта УССР с указанием различных бассейнов (месторождений) на её территории, она же юго-западная Россия. На рис.е 2 представлена выдержка из горнопромышленной карты УССР (Донецкая область).

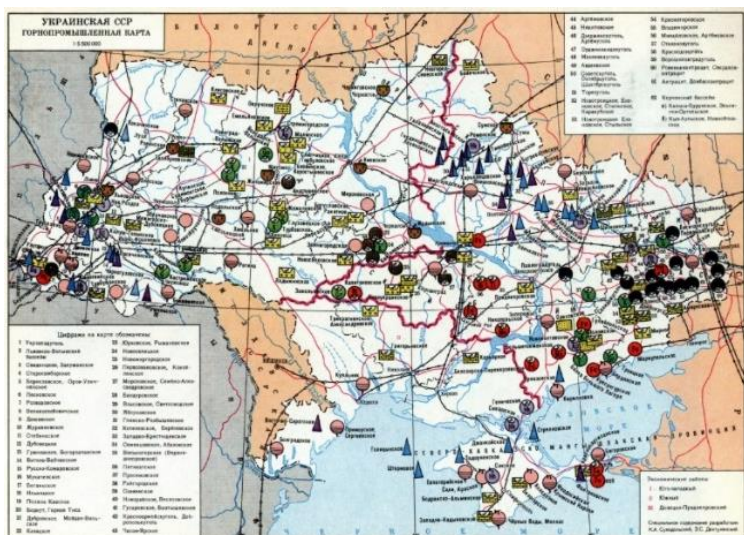


Рисунок 1 – Горнопромышленная карта УССР с указанием различных бассейнов (месторождений) на её территории

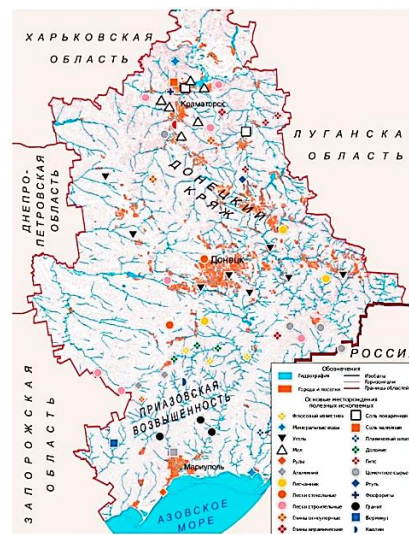


Рисунок 2 – Выдержка из горнопромышленной карты УССР (Донецкая область)

Залежи золота, [1, 2, 3]. Бобриковское золоторудное месторождение (ЛНР), п. Бобриково. Предполагаемые запасы составляют около 100 тонн с содержанием золота около 2 г/т в среднем $\approx 1,8$ г/т.

Новые материалы свидетельствуют о существовании крупных промышленных месторождений золота в Нагольном кряже и создают возможность частичного перехода горнодобывающей промышленности региона на новые полезные ископаемые.

В Восточном Донбассе также обнаружены следующие месторождения золота:

Месторождение Керчик расположено в Восточном Донбассе, в 32 километрах к юго-востоку от города Шахты. Предполагаемые запасы составляют 50 тонн на глубине до 200 метров со средним содержанием золота 1,8 г/т; Также были выявлены такие элементы как серебро (7,6 г / т);

Барило-Крепинское - исследования продолжаются;

Галутинское - исследования продолжаются;

Остробугорское - исследования продолжаются;

Чернореченское – исследования продолжаются, и др.;

Залежи бокситов (Al). Помимо бокситов, эффективной основой для производства глинозема могут стать запасы нефелиновых сиенитов на Октябрьском и Еланчикском массивов Приазовья. В регионе могут быть обнаружены значительные месторождения.

Мазуровское месторождение Волновахского района ДНР – нефелин (NaAlSiO_4).

Залежи меди (Cu). Бедные медные руды - медьсодержащие песчаники и сланцы - ограничены пермскими отложениями северо-западной части Донецкого бассейна. Сегодня они не имеют промышленного значения.

Известны залежи хрома, никеля, молибдена, титана, но их промышленная добыча на данный момент не ведётся.

Залежи лития, [4]. Литиевые месторождения в Донецкой области известны благодаря Шевченковскому месторождению (около Курахово) - одно из крупнейших в Европе. Месторождение содержит 5,67 млн тонн литиевой руды категории С1 и более 8 млн тонн литиевой руды категории С2 на глубине 500 метров.

Рудопроявления тантала, ниобия, циркона. Мазуровское месторождение Волновахского района ДНР. Общие запасы руд – более $200 \cdot 10^6$ тонн. Попутная залежь – нефелиновые руды.

Рудопроявления платины. На побережье Азовского моря, на косе Обиточной, еще в 50-е г.20 в. находили самородную платину, что указывает на возможное наличие её месторождений под дном.

В начале пятидесятых годов двадцатого века на Обиточной косе, на побережье Азовского моря, были найдены платиновые самородки, что свидетельствовало о возможном существовании платиновых месторождений под морским дном.

Циркониевые руды. Традиционные центры добычи циркония сейчас находятся далеко от позиций российских военных, но один перспективный центр уже находится под полным контролем России - Азовское редкоземельное месторождение. Азовское месторождение в Донецкой области - это циркониевое месторождение, разведанное еще в советское время. Основные геологоразведочные работы на Азовском месторождении проводились Приазовской экспедицией КП "Южкурдиология" в 1988 - 92 годах, промышленная оценка была проведена в начале 00-х годов.

Азовское месторождение относится к категории очень крупных, богатых рудой редкоземельных месторождений (содержание диоксида циркония в руде составляет 1-2%, а вероятные запасы - более 500 000 тонн).

По содержанию *иттрия и лантана* оно в три раза превосходит Ловозерское месторождение на Кольском полуострове (1,2 млн тонн полезных минералов).

Чёрные пески ($^{90}_{232}\text{Th}$), [5]. Прибрежное россыпное месторождение монацитовых песков (монацит — самый распространенный минерал тория, содержащий до 10% металла) — титано-циркониевые россыпи на юге Донецкой области. Точные запасы не опубликованы.

Ртутные руды. Никитовское сурьмяно-ртутное месторождение. Объем запасов руд порядка 100 тыс. тонн.

Германий - все каменные угли Донецкого бассейна содержат германий. Производство германиевого концентрата было достигнуто как побочный продукт при коксовании угля. В настоящее время производство германия из концентратов не превышает 6 %. При условии нормальной работы оборудования на всех коксохимических предприятиях количество извлекаемого германия может достигать 5 тонн, а при использовании современных технологий получения германия из золы энергетических углей - 20 тонн.

Урановые месторождения, [6]. Месторождения урана были обнаружены в конце 1930-х годов. Однако первая масштабная разведка была проведена в 1944-1946 годах. В конце 1940-х годов уран из Донбасса использовался при разработке советского атомного оружия. Содержание урана в руде Донбасса выше, чем в других урановых месторождениях на территории бывшего СССР, а поиски запасов урана, начавшиеся в 1944 году, привели к открытию 21 месторождения. Большинство из них расположено в бассейне Днепра, некоторые - в бассейнах рек Южный Буг и Северский Донец.

Они расположены в Адамовка, Маяках, Макарыхе и вдоль сухого русла реки Калки (Славянская область ДНР), самые крупные из них - Николаевское (60 км к северу от Мариупольского порта), Краснооскольское (Донецкая область), Марковское (Луганская область) и Белегское (граница Донецкой и Харьковской областей). Аналогичными ресурсами обладают соседние Запорожская и Харьковская области.

Точных данных о содержании урана в г/т в руде в настоящее время в открытом доступе не имеется.

Техногенные отвалы:

– ДХМК - гидроотвалы обогатительной фабрики, сложенные «хвостами» из отходов переработки с Мазуровского месторождения руд, более $2 \cdot 10^6$ тонн руд и отходов. По минералогическому и химическому составу, отходы обогащения идентичны составу коренных руд Мазуровского месторождения;

– Никитовский ртутный комбинат (НРК) - прогнозные ресурсы (в тоннах) сурьмы – 5540, мышьяка – 4280, лития – 1450, ртути – 720, серебра – 3,2, золота – 1,2;

– ТЭС и ТЭЦ на твёрдом топливе, [7] – угольная зола. Геохимические исследования угольной золы около 200 шахтопластов, проведенные А. Ф. Горовым, показало постоянное присутствие в золе до 3 г / т серебра, свыше 1000 г / т лития и других элементов. Ежегодно появляющиеся в Донбассе отходы угольного производства содержат около 10 т серебра, сотни тонн германия, иттрия и иттербия, тысячи тонн скандия, бериллия, лития, циркония и других металлов. Таким образом, техногенные месторождения Донбасса являются надежной минерально-сырьевой базой страны.

Заключение. Наибольшее скопление месторождений различных полезных ископаемых расположены на Донбассе, затем на Закарпатье, после чего идёт центральная часть УССР. Остальные залежи равномерно «разбросаны» по всей её территории. Донецкая область имеет высокий углеводородный потенциал. Большая часть этого топливного сырья добывается на Днепро-Донецкой нефтегазоносной провинции. Разведка нефти на этой территории началась еще в 30-х годах XX века. Промышленная разработка ведется здесь уже с 1952 года. Запасы находятся достаточно глубоко: нефть – 4500 метров, газ – 5000 – 5500 метров. Доказанные запасы - 137 миллионов тонн. *Алмазы* - геологоразведка последних лет (2006г.) подтверждает, что Приазовский блок Украинского щита в Донецкой области имеет большие перспективы. Речь идет о южной части области. Здесь были выявлены семь кимберлитовых проявлений, отмечены перспективные участки коренных месторождений алмазов и минералов-спутников. В юго-западной части обнаружено три лампроитовые трубки и два кимберлитовых тела, которые относятся к алмазоносным породам.

В Донецкой и Луганской областях имеются залежи нефти и газа [9], алмазов [10, 11]. Согласно архивным документам Госплана СССР и ряда других советских ведомств, в Луганской области в конце 1940-х - начале 1950-х были разведаны на большой глубине - не менее 1600 м - крупные запасы нефти. С 1952 г. их начали осваивать, но уже в 1957-м. сведения о них засекретили. А руководство украинской компартии добилось от Москвы заверений в том, что, во-первых, Украина будет обеспечиваться, в основном, российской нефтью. Во-вторых, трасса работающего на экспорт нефтепровода «Дружба» (построен во второй половине 1960-х): Татарстан - Восточная Европа, - не будет проходить через Восточную Украину.

Литература:

1. Интернет-портал [Электронный ресурс]: Российская газета / Правительство РФ. Москва: Евгений Ракуль, 31 октября 2023 г. URL: <https://rg.ru/2023/10/31/reg-ufo/geologi-nashli-v-donbasse-zapasy-cennogo-metalla.html> (дата обращения 20.02.2024).
2. LiveJournal [Электронный ресурс]: живой журнал / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: Микул А., 13 февраля 2021 г. URL: <https://mikul-a.livejournal.com/531048.html> (дата обращения 20.02.2024).
3. Парада, С. Г. Перспективные геолого-промышленные типы рудопроявлений золота в Ростовской области / С. Г. Парада // Вестник южного научного центра / Южный научный центр. – Ростов, 2014. – с. 10.

4. Дзен-платформа [Электронный ресурс]: контентная платформа с актуальными новостями, видео и текстами от популярных блогеров / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: Союз Горных Инженеров, 1 ноября 2022 г. URL: https://dzen.ru/a/Y1jT1TOnKG2Ms_d8 (дата обращения 20.02.2024).
5. LiveJournal [Электронный ресурс]: живой журнал / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: Лобанов Л., 25 августа 2014 г. URL: <https://al-lobanov.livejournal.com/621509.html> (дата обращения 20.02.2024).
6. Сёмка, В. А. Дибровское редкоземельно-уран-ториевое месторождение в приазовском мегаблоке украинского щита / В. А. Сёмка, А. Н. Пономаренко, С. Н. Бондаренко, Н. А. Донской, Л. В. Шумлянский, Е. Е. Мельникова, Л. В. Сёмка // Геохимия и Рудопроявление / Институт геохимии, минералогии и рудопроявления им. М. П. Семененка РАН Украины. – Киев, 2010. – с. 29.
7. Панов, Б. С. Техногенные месторождения минерального и нетрадиционного сырья Украины и Донбасса / Б. С. Панов // II Международная научная конференция аспирантов и студентов "Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов" / ДОННТУ. – Донецк, 2003. – с. 4-6.
8. «Донбасс: взгляд в будущее» [Электронный ресурс]: журнал / данные о составителях сайта отсутствуют. Донецк: Кристина Р., 03 мая 2009 г. URL: https://masters.donntu.ru/2009/fgtu/rudik/library/article_08.htm (дата обращения 20.02.2024).
9. 2CAD [Электронный ресурс]: Информационная поддержка горной отрасли / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: автор не указан, 13 февраля 2023 г. URL: <https://2cad.ru/blog/minerals/donetskaya-oblast/> (дата обращения 20.02.2024).
10. SakhaNews [Электронный ресурс]: Первый республиканский информационно-аналитический портал («Новости Якутии») / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: автор не указан, 16 декабря 2006 г. URL: <https://1sn.ru/index.php/v-donbasse-obnaruzeny-almazы> (дата обращения 20.02.2024).
11. LENTA.RU [Электронный ресурс]: информационно-аналитический портал / данные о составителях сайта отсутствуют. Москва: автор не указан, 13 декабря 2006 г. URL: <https://lenta.ru/news/2006/12/13/diamonds/> (дата обращения 20.02.2024).

ОБЗОР СИТУАЦИИ В МИРЕ С НАЛИЧИЕМ, ДОБЫЧЕЙ (ПОЛУЧЕНИЕМ) И ПОТРЕБЛЕНИЕМ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ В РФ И В МИРЕ В ЦЕЛОМ

Бондарь А.Ю., Брусов А.Л.
Донецкий национальный технический университет

Редкоземельные металлы (РЗМ) являются группой химических элементов, состоящих из 17 элементов, таких как лантан, церий, прометий и др. Они играют важную роль в современных технологиях, включая электронику, автомобильную промышленность, солнечные батареи и другие отрасли. В последние годы, вследствие растущего спроса на эти металлы, в мире наблюдается усиление конкуренции за их добычу и потребление.

Текущая ситуация на рынке редких и редкоземельных металлов. Спрос на редкие и редкоземельные металлы в последние десятилетия значительно возрос. Это обусловлено ростом производства высокотехнологичной продукции, такой как смартфоны, планшеты, электромобили и другие. Также важным фактором является развитие возобновляемых источников энергии, таких как солнечные панели и ветряные турбины. Редкие и редкоземельные металлы используются в производстве магнитов для электромоторов и генераторов возобновляемых источников энергии.

Однако, редкие и редкоземельные металлы встречаются в природе в небольших количествах и часто сопровождаются другими полезными ископаемыми, что затрудняет их разведку и добычу. Крупные запасы редких и редкоземельных металлов сосредоточены в нескольких странах, таких как Китай, Австралия и США. Они контролируют основную часть мировых запасов и производства данных металлов.

Разведка редких и редкоземельных металлов в России. Россия является одним из крупнейших производителей редких и редкоземельных металлов в мире. Она обладает значительными запасами данных металлов в своих недрах. При этом большая часть этих запасов располагается в Сибирском регионе и на Дальнем Востоке страны.

Одним из наиболее известных российских месторождений редких и редкоземельных металлов является месторождение "Томтор", расположенное в Якутии. Здесь обнаружены значительные запасы таких металлов, как неодим, прасеодим, европий и др. Также значительные запасы редких и редкоземельных металлов обнаружены в Норильске и на Кольском полуострове.

Однако, разработка и добыча редких и редкоземельных металлов в России сталкивается с рядом проблем:

- во-первых, это высокие технологические и экологические требования, которые затрудняют их разведку и добычу в отдаленных и сложных геологических условиях;
- во-вторых, отсутствие достаточной инфраструктуры и транспортных сетей ограничивает возможности для эксплуатации данных месторождений;

– в-третьих, отсутствие инвестиций и содействия со стороны государства затрудняет развитие отрасли.

Разведка месторождений редких и редкоземельных металлов в мире. Китай является крупнейшим производителем редких и редкоземельных металлов в мире. Он контролирует около 90% мирового производства данных металлов. Китай также обладает значительными запасами редких и редкоземельных металлов. Однако, страна сталкивается с проблемами, связанными с экологическими последствиями разработки и добычи данных металлов. Некоторые другие страны также владеют значительными запасами редких и редкоземельных металлов. Например, Австралия является одним из крупнейших производителей данных металлов и обладает значительными запасами. Другие страны, такие как США, Южная Африка и Россия также имеют значительные запасы данных металлов.

Сравнительный анализ разведанных запасов в России и ведущих странах-производителях. Сравнительный анализ разведанных запасов редких и редкоземельных металлов в России и ведущих странах-производителях позволяет оценить текущую ситуацию на рынке данных металлов. Как уже упоминалось, Китай контролирует примерно 90% мирового производства редких и редкоземельных металлов. Однако, в последние годы Китай ограничил экспорт данных металлов и установил квоты на их добычу, что вызвало рост цен на рынке и вызвало обеспокоенность других стран. Австралия также обладает значительными запасами редких и редкоземельных металлов. Крупные месторождения находятся в Западной Австралии и на севере страны. Однако, разработка данных месторождений также сталкивается с проблемами экологического характера. США имеют некоторые запасы редких и редкоземельных металлов, но они в значительной степени зависят от импорта данных металлов, в основном из Китая.

Добыча РЗМ. Добыча РЗМ является сложным и дорогостоящим процессом. Китай является лидером в мировой добыче РЗМ, его доля превышает 80% от общего объема. Россия также обладает значительными запасами РЗМ и активно развивает добычу. В последние годы были запущены новые проекты по разработке редкоземельных металлов на Урале и в Сибири. Однако, РФ пока не достигла таких объемов добычи, как Китай, [1].

Редкоземельные металлы (РЗМ) - это ключевые компоненты самых современных материалов и технологий. Неуклонный интерес к РЗМ обусловлен широким спектром их потребления в высокотехнологичных отраслях промышленности, возрастающим спросом и довольно непростой ситуацией на мировом рынке.

Обзор рынка редкоземельных металлов. Рынок редкоземельных металлов в 2022 году оценивался в 5,31 миллиарда долларов США. Потребность в этих материалах для производства магнитов и катализаторов для автомобильной промышленности является движущей силой рынка. Церий обычно используется в качестве катализатора в автомобильных каталитических нейтрализаторах, тогда как неодим и празеодим используются при создании

аккумуляторов для электромобилей. Ожидается, что использование постоянных магнитов при производстве аккумуляторов будет расти в ответ на растущий спрос на электромобили для сокращения выбросов CO₂. Редкоземельные постоянные магниты на основе неодима и празеодима обычно используются в производстве аккумуляторов, [2], [3].

Потребление РЗМ. Потребление РЗМ растет во всем мире в связи с развитием высоких технологий и увеличением производства электроники, автомобилей, альтернативных источников энергии и других промышленных товаров. Китай является крупнейшим потребителем РЗМ, его внутренний рынок насыщен спросом на эти металлы. Россия также является потребителем РЗМ, но большая часть потребляемых металлов в стране импортируется, [3].

Уникальные свойства РЗМ служат основой для реализации передовых технологий в металлургии, приборостроении, машиностроении, радиоэлектронике, химической и оборонной промышленности, оптике и т.д. Почти половина добываемых РЗМ используется в производстве мощных постоянных магнитов, катализаторов для крекинга нефти, синтеза каучука, а также для выпуска каталитических фильтров-нейтрализаторов выхлопных газов автотранспорта. Весьма перспективным направлением применения редких земель является выпуск люминофоров для мониторов и энергосберегающих ламп. В ближайшей перспективе РЗМ будут широко востребованы при производстве аккумуляторных батарей и при изготовлении порошков для полировки линз и микрочипов. Как видно, в так называемых «высокотехнологичных» отраслях используется свыше 60% РЗМ.

На рисунке 1 представлена схема уровня потребления (%) РМ и РЗМ в высокотехнологических сферах.

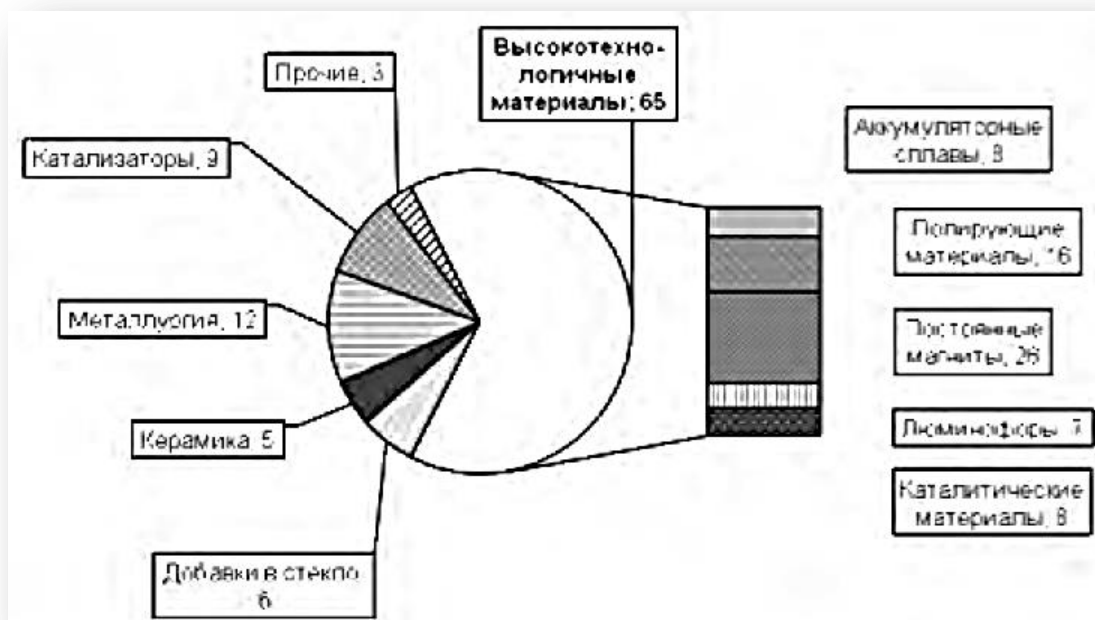


Рисунок 1 - Схема уровня потребления (%) РМ и РЗМ в высокотехнологических сферах

Около 75% РЗМ используется в виде смешанных соединений в стекольной и керамической промышленности, металлургии, остальная часть - в производстве разделенных чистых металлов и соединений. Из индивидуальных РЗМ наиболее широко используются цериевые лантаноиды (церий, неодим) и часть иттриевых (самарий, европий, гадолиний, тербий). Объемы годового предложения индивидуальных РЗМ составляет от нескольких тонн для европия, тербия и лутеция до 1-5 тыс. т для церия, иттрия, лантана и неодима. Ежегодный рост потребления индивидуальных РЗМ значительно опережает (от 25 до 40% в год) рост использования неразделенных РЗМ, который составляет 3-5%.

В таблице 1 представлены примеры конечного использования РЗМ.

Таблица 1 - Примеры конечного использования РЗМ

Легкие редкоземельные элементы (более распространенные)	Основное конечное использование	Тяжелые редкоземельные элементы (менее распространенные)	Основное конечное использование
Лантан (La)	Гибридные двигатели, сплавы металлов	Тербий (Tb)	Люминофор, постоянные магниты
Церий (Ce)	Автокатализаторы, переработка нефти, сплавы металлов	Диспрозий (Dy)	Постоянные магниты, гибридные двигатели
Празеодимий (Pr)	Магниты	Эрбий (Er)	Люминофор
Неодим (Nd)	Автокатализаторы, переработка нефти, жесткие диски для ноутбуков, наушники, гибридные двигатели	Иттрий (Y)	Красный цвет, флуоресцентные лампы, керамика, сплавы металлов
Самарий (Sm)	Магниты	Гольмий (Ho)	Цветные стекла, лазеры
Европий (Eu)	Красный цвет для экранов телевизоров и компьютеров	Тулий (Tm)	Части рентгеновских аппаратов
		Лютеций (Lu)	Катализаторы в переработке нефти
		Иттербий (Yb)	Лазеры, сплавы металлов
		Гадолиний (Gd)	Магниты

Перспективы использования РЗМ в Российской Федерации и в мире. В настоящее время существует ряд вызовов и проблем, связанных с добычей и потреблением РЗМ. Одной из основных проблем является экологическое влияние добычи и переработки РЗМ. Также существует зависимость от Китая в сфере добычи и поставок РЗМ, что может повлиять на стабильность мирового рынка.

В России ведется работа по развитию собственной добычи и переработке РЗМ, что позволит снизить зависимость от импорта и обеспечить рост

производства высокотехнологичных товаров. В рамках государственных программ поддержки промышленности и инноваций, акцент делается на развитии отечественного производства РЗМ.

В таблице 2 представлены запасы и добыча (тонн) РМ и РЗМ в различных странах мира.

Таблица 2 - Запасы и добыча (тонн) РМ и РЗМ в различных странах мира

Страна	Запасы (тонн)	Произведено в 2021 году (тонн)	Произведено в 2022 году (тонн)
Китай	44 млн.	168,000	210,000
Вьетнам	22 млн.	400	4,300
Бразилия	21 млн.	500	80
Россия	21 млн.	2,600	2,600
Индия	6,9 млн.	2,900	2,900
Австралия	4,2 млн.	24,000	18,000
США	2,3 млн.	42,000	43,000
Гренландия	1,5 млн	данные отсутствуют	данные отсутствуют
Канада	830 тыс.	данные отсутствуют	данные отсутствуют
Таиланд	Не известно	8,200	7,100
Мадагаскар	Не известно	6,800	960
Бурунди	Не известно	200	данные отсутствуют

Заключение. Исследования показывают, что редкие металлы играют всё более ключевую роль в современной промышленности, их добыча и потребление имеют большое значение для экономического развития страны. России необходимо более активно добывать редкие и редкоземельные металлы, чтобы сократить зависимость от импорта и стимулировать развитие высокотехнологичных отраслей экономики и промышленности.

Литература:

1. Т-Ж [Электронный ресурс]: Тинькофф Журнал / банк Тинькофф. Москва: «частный инвестор», 24 октября 2013 г. URL: <https://journal.tinkoff.ru/short/rare-earth-producers/> (дата обращения 15.02.2024);
2. Maximize Market Research [Электронный ресурс]: MMR / Rare-Earth Metals Market: Global Industry Analysis and Forecast (2023-2029). Индия: Metals Market, 2022 г. URL: <https://journal.tinkoff.ru/short/rare-earth-producers/> (дата обращения 15.02.2024);
3. Юшина, Т. И. Черный Обзор рынка РЗМ и технологий переработки редкоземельного сырья / Т. И. Юшина, И. М. Петров, С. И. Гришаев, С. А. Черный // Горный информационно-аналитический бюллетень / Горный институт НИТУ «МИСиС». – Донецк, 2015. – с. 32.

РЕЦИКЛИНГ КАК ОСНОВА ПРОГРЕССА В МЕТАЛЛУРГИИ

Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Металлургия является одной из основных отраслей промышленности, которая играет важную роль в современном мире. Однако производство металлов связано с потреблением значительного количества природных ресурсов и выбросами вредных веществ в окружающую среду. Рециклинг металлов если не исключить, то, по крайней мере, значительно сократить не только добычу рудоминерального сырья, но и вредное воздействие на природную среду за счёт его переработки.

Рециклинг в металлургии - это группа процессов, в рамках которых металлсодержащие отходы и материалы подвергают промышленной переработке с целью возвращения металлов в производственные процессы путём изготовления новых металлических продуктов с минимальным использованием рудоминерального сырья. Ученые отмечают, что рециклинг в металлургии играет ключевую роль в эффективном использовании металлических ресурсов и сокращении энергозатрат. Путем переплавки отходов и лома металлургические предприятия могут значительно сократить потребление первичных сырьевых ресурсов, что в свою очередь способствует экономии энергии и снижению выбросов вредных веществ в окружающую среду. Существенно сокращая добычу металлических руд, рециклинг позволяет решить насущную проблему истощения рудосодержащих залежей. Путем использования вторичных металлических материалов, полученных через рециклинг, можно существенно снизить негативное воздействие горнодобывающей промышленности на экосистемы и климат, сохранить природные ресурсы, а также существенно сократить затраты на производство и добычу металлов. Таким образом, рециклинг приносит неоценимый вклад в развитие металлургии.

Прогресс в промышленности - это непрерывный процесс совершенствования технологий, методов производства и организации труда, направленный на повышение эффективности и производительности. Он включает внедрение новых технологий, автоматизацию процессов, оптимизацию производственных линий и улучшение навыков работников. Прогресс в промышленности позволяет снизить затраты, повысить качество продукции, увеличить объемы производства и улучшить условия труда.

В металлургии прогресс проявляется в разработке новых методов выплавки и обработки металлов, совершенствовании оборудования и внедрении инновационных технологий. Например, переход от доменных печей к электродуговым печам позволил значительно повысить эффективность выплавки стали, а использование непрерывного литья вместо традиционной разливки в изложницы позволило снизить затраты и улучшить качество проката. Прогресс в металлургии также включает разработку новых сплавов и

композитных материалов с улучшенными свойствами, а также внедрение экологически чистых технологий производства.

Рециклинг как идеология организации производства имеет древние корни, начиная с момента, когда люди оценили пользу повторного использования обломков орудий труда в новом качестве, а их материалы для изготовления новых изделий. Однако систематический подход к рециклингу начался только в более поздние времена, когда промышленные процессы стали создавать значительные объемы отходов. С расширением массового производства стали появляться первые специализированные предприятия по переработке лома и отходов путем их переплавки для производства новых изделий.

Технологии переработки металлов прошла путь от простых методов утилизации отходов до современных высокотехнологичных процессов. С развитием науки и техники начали появляться новые технологии, которые позволили разделять металлические составляющие отходов для более эффективного их использования и электродуговую плавку, что позволило снизить энергозатраты и улучшить качество вторичного металла.

В настоящее время технологии переработки металлов стали еще более продвинутыми и эффективными. Это включает в себя использование высокотехнологичных методов, таких как лазерная резка, плазменная обработка и индукционная плавка. Также в современных технологиях активно применяются методы автоматизации и роботизированные системы для оптимизации процесса переработки и повышения его эффективности.

В целом, путь прогресса технологии переработки металлов отражает общий тренд развития промышленности и науки, от примитивных методов древности к высокотехнологичным процессам современности.

В ходе развития человека, в результате его деятельности было воссоздано противоречие между образованной человеком техносферой и биосферой, которые не могут гармонично сосуществовать. Конфликт техносферы и биосферы актуализирует не только вопросы снижения качества жизни большинства людей, населяющих планету, но и заостряет проблемы безопасности жизни и здоровья человека, включает в себе препятствия для воспроизводства будущих поколений

В чем видится перспектива природоподобных технологий? Во-первых, они основаны на использовании возобновляемых ресурсов, включенных в кругооборот веществ в природе. Во-вторых, такие технологии экономичны и эффективны, поскольку природой в результате эволюции созданы совершенные технологии, которые мы еще далеко не постигли. Если мы хотим понять принцип функционирования и устройства природных систем, то анализ соответствующих технологий может осуществляться междисциплинарным путем на стыке различных наук и при их взаимодействии [1,2]. По мере познания механизмов глобальной эволюции, а также определяющей роли воды в протекании геологических и биологических процессов растет актуальность наследования таких процессов в природоподобных технологиях, прообразы которых сегодня создаются в литейном производстве.

Использование антропоморфных месторождений в виде полигонов для сбора, накопления, хранения, переработки, распределения и поставки металлического лома и отходов, а также металлосодержащих минеральных отходов открывает новые возможности для снижения негативного воздействия на биосферу путём уменьшения вредных выбросов и истощения невозобновляемых ресурсов. Эти технологии базируются на принципах природных процессов и биологических систем, что позволяет минимизировать экологическую нагрузку и повысить устойчивость полигонов.

При создании полигонов для хранения металлосодержащих отходов могут быть использованы различные подходы, такие как экосистемные дизайны и пермакультура[†]. Эти подходы позволяют интегрировать элементы природы в инфраструктуру полигонов, обеспечивая естественную вентиляцию, фильтрацию воды и сохранение биоразнообразия.

Для повышения эффективности полигонов хранения конкретных металлов и руд используются различные инновационные методы сортировки, включая магнитную сепарацию, флотацию, гравитационные и электростатические методы. Магнитная сепарация особенно эффективна для сбора ферромагнитных материалов, таких как железо и никель. Флотация позволяет отделить сульфидные минералы от нежелательных примесей, таким образом повышая качество конечного продукта. Гравитационные и электростатические методы находят применение в сортировке материалов по их плотности и электрическим свойствам. Для снижения вредного воздействия на окружающую среду при очистке сточных вод и почвы от загрязнений металлами вместо химических реагентов, используют бактерии и[‡]. Эти методы позволяют не только эффективно очищать среду, но и восстанавливать ее естественные экосистемы.

Воссоздание природоподобных искусственных месторождений металлов представляет собой перспективное направление, способствующее устойчивому развитию металлургической промышленности, и делает важный шаг к дальнейшему прогрессу отрасли в целом.

Литература

1. Использование вторичного сырья и отходов в производстве. - М.: Экономика, 1983. - 168 с
2. 2015 - 2023 Интернет-газета «Реальное время». – [Электронный ресурс]: – URL: <https://m.realnoevremya.ru/articles/206086-kak-prevratit-metallicheskie-othody-predpriyatiya-v-milliony-rublej-pribyli>

[†] Пермакультура — подход к проектированию с учётом окружающего пространства и системы ведения обслуживания, основанные на взаимосвязях с естественными экосистемами.

[‡] Фиторемедиация — использование зеленых растений и связанных с ними микроорганизмов для связывания, удаления или обезвреживания токсичных загрязняющих веществ в окружающей среде

ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ РЕЦИКЛИНГА В ФОРМИРОВАНИИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ОТРАСЛИ

Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Рециклинг, или переработка отходов, играет решающую роль в любой отрасли народного хозяйства. Он позволяет экономить производственные и природные ресурсы, сохранять окружающую среду.

Повторное использование материальных ресурсов сокращает потребность в добыче и переработке новых сырьевых материалов, что приводит к снижению финансовых и производственных затрат. Например, переработка алюминиевого лома требует на 95% меньше энергии, чем производство алюминия из руды. Полученный таким образом (вторичный) металл значительно дешевле первичного, поскольку он не требует дополнительной разведки и исследования месторождений, добычи, переработки и транспортировки руды. Кроме того, рециклинг способствует созданию рабочих мест в сфере сбора и переработки производственных отходов и лома, стимулируя экономический рост производства.

Рециклинг позволяет предприятиям сократить затраты на утилизацию отходов за счет продажи их перерабатывающим компаниям, что приводит к значительной экономии средств. Кроме того, он стимулирует инновации в технологии переработки отходов и производства изделий из вторичного материала. Поскольку предприятия стремятся найти новые и более эффективные способы переработки отходов, они разрабатывают новые технологии, которые помогают снизить затраты и повысить качество производимых товаров.

Предприятия, внедряющие практики рециклинга, могут повысить свою конкурентоспособность на рынке сырья и готовых изделий. Потребители все больше отдают предпочтение компаниям, которые проявляют заботу об окружающей среде и устойчивости её экологических показателей. Внедрение рециклинга в производственную практику помогает предприятиям демонстрировать свою приверженность заботе об окружающей среде и привлечь экологически сознательных компаньонов. У таких предприятий отмечен устойчивый экономический рост за счет сокращения потребления сырьевых ресурсов, снижения выброса загрязнений в окружающую среду и создания новых рабочих мест; им легче переходить на более устойчивые практики и поддерживать долгосрочное экономическое благополучие.

В настоящее время термином «рециклинг» обозначают систему производственных процессов, включающих сбор, накопление и подготовку к технологической переработке производственных отходов и изделий, потерявших потребительскую ценность. Реализация всего комплекса процессов, составляющих рециклинг, приносит существенную пользу не только предприятиям, но и окружающей среде. Например, переработка одной тонны

макулатуры спасает от вырубки 17 деревьев, сохраняет 7000 галлонов воды и 3 кубических ярда места на свалке, переработка одной тонны стального лома экономит 2500 фунтов железной руды, 1400 фунтов угля и 120 фунтов известняка [1]. Одновременно с экологическими преимуществами, рециклинг способствует формированию устойчивой сырьевой базы для всех хозяйственных отраслей, помогает сократить загрязнение окружающей среды за счет уменьшения количества отходов. Переработка отходов многих материалов, таких как стекло, пластик и металл, снижает потребность в добыче новых минеральных ресурсов. Столь же высока и социальная значимость рециклинга как метода организации промышленного производства. Считают, что рециклинг повышает осведомленность работников об окружающей среде и тем самым формирует экологически ответственное поведение. Участие в программах рециклинга помогает осознать важность сохранения ценных природных ресурсов и защиты окружающей среды, поскольку исключение из схемы производственного процесса добычи природного ископаемого значительно снижает, с одной стороны нагрузку на окружающую среду и помогает сохранить вместе с существующими экосистемами привычные ареалы обитания животных и растений, сохранить биосферу в целом, а с другой - снижает зависимость человечества и промышленности от добываемых ресурсов и обеспечивает надежный и стабильный источник сырья. Иными словами, - играет важную роль в формировании сырьевой базы для всех отраслей промышленности.

Рециклинг играет решающую роль в формировании отраслевых сырьевых баз промышленной сферы. Это связано не только с тем, что основные его практики оказывают облагораживающее воздействие на окружающую среду и биосферу в целом, экономят время и ресурсы на разведку месторождений полезных ископаемых, их обследование и разработку. Самым важным отличительным признаком и преимуществом рециклинга является то, что человек специально создаёт искусственные «месторождения», в которых сконцентрированы не природные минералы, содержащие разнообразные соединения различных металлов, а, хотя и некондиционные, но металлические изделия, содержащие набор конкретных металлов. Более того, эти «месторождения» строго локализованы географически и не нуждаются в поиске и геологических исследованиях, а их разработка состоит лишь в погрузке содержимого и отправке потребителю. Неоспоримые преимущества таких искусственных «месторождений» состоят в том, что, во-первых, помещённые в них металлы уже извлечены из природных химических соединений и прошли химико-металлургическую обработку, а во-вторых, при их создании может быть предусмотрено разделение по виду основного металла или сплава, то есть они могут быть прогнозируемыми и управляемыми по всем параметрам

Литература

1. ЭКОБЛОГ [Электрон.ресурс]: – URL: <https://vyvoz.org/blog/poligon-tbo/>.
- 2 .Ивашов, П.В. Техногенез и окружающая среда // Геология и геофизика. - 1988. - № 10. - С. 128–129 .

ПОСТРОЕНИЕ АЛГОРИТМА ФОРМИРОВАНИЯ ИСКУССТВЕННОЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МЕТАЛЛУРГИИ

Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Вторичная металлургия играет важную роль в обеспечении устойчивого развития металлургической промышленности и сохранении природных ресурсов и снижении воздействия на окружающую среду. Формирование сырьевой базы для вторичной металлургии является критически важным аспектом, влияющим на экономическую и экологическую эффективность отрасли. Переработка металлолома позволяет сократить добычу первичного сырья, снизить энергопотребление и выбросы вредных соединений. Для эффективного функционирования вторичной металлургии необходимо наличие стабильной и качественной сырьевой базы, что в свою очередь гарантирует обеспечение бесперебойной и эффективной работы металлургических и металлообрабатывающих предприятий [1].

Постановка задачи – создание управляемой сырьевой базы с нормированными характеристиками, обеспечивающей стабильную поставку высококачественного сырья, не требующего глубокой химико-металлургической переработки.

Основными целями формирования сырьевой базы вторичной металлургии являются:

1. Обеспечение металлургических предприятий достаточным количеством металлосодержащего сырья требуемого качества и ассортимента. Используемого при производстве металлических изделий и заготовок. Формирование искусственной сырьевой базы обеспечивает металлургические и машиностроительные предприятия достаточным количеством сырья с нормированными показателями качества. Это гарантирует, что предприятия смогут производить высококачественную металлопродукцию, отвечающую требованиям потребителей.

2. Стабилизация поставок сырья надлежащего качества и снижение зависимости от импорта металлолома, что имеет решающее значение для обеспечения бесперебойной работы всего промышленного комплекса региона и страны в целом. Формируя искусственную сырьевую базу страна создаёт стабильный источник поставок сырья, снижая зависимость от импорта, повышает устойчивость отрасли и снижает риски, связанные с колебаниями цен на мировом рынке сырья, в частности металлолома.

3. Создание благоприятных условий для развития предприятий по сбору, переработке и реализации изношенных металлосодержащих изделий, узлов, агрегатов, машин и прочего оборудования. При этом расширяется финансовая поддержка, упрощаются административные процедуры и поощряются инвестиции в перерабатывающие мощности. В целом стабилизация работы

этих предприятий способствует расширению искусственной сырьевой базы и повышению качества сырья.

4. Повышение эффективности сферы вторичных ресурсов и снижение затрат на производство качественной металлопродукции, поскольку повторное использования ресурсов позволяет значительно снизить затраты на производство качественной продукции, повторно использовать ценные материалы, снизить потребность в первичном сырье, сократить его добычу, транспортировку и переработку.[2]

В целом, формирование искусственной сырьевой базы является важным элементом обеспечения устойчивого и эффективного функционирования промышленного комплекса страны благодаря стабилизации поставок сырья, снижению зависимости от импорта, созданию благоприятных условий для развития смежных отраслей и повышению эффективности использования ресурсов.

Базовый принцип построения алгоритма – рациональное использование общечеловеческого многовекового опыта рачительного расходования дорогостоящего сырья.

Формирование искусственной сырьевой базы осуществляют с использованием различных методов, которые можно разделить на следующие группы:

– Экономические методы: включают в себя установление экономических стимулов для организации сбора и переработки промышленных и бытовых отходов, таких как налоговые льготы, субсидии и премии.

– Административные методы: включают государственное регулирование деятельности предприятий по сбору и переработке металлолома, включая лицензирование, квотирование, контроль и гарантию качества.

– Информационные методы: основаны на повышении осведомленности населения и предприятий о важности повторного использования ценных и дефицитных материалов, особенно металлов, а также на создании информационных систем для мониторинга и учета движения материальных ресурсов страны.

– Технические методы: включают в себя разработку и внедрение новых технологий сбора, переработки и использования металлолома, а также повышение эффективности существующих технологий.

Алгоритм формирования искусственной сырьевой базы металлургии должен охватывать следующие этапы и виды деятельности:

1. Государственное администрирование и регулирование всех видов деятельности федеральных и региональных предприятий различных форм собственности по сбору и переработке металлолома, включая лицензирование, квотирование, контроль и гарантию качества, разработка мер по стимулированию.

2. Разработка стратегии формирования сырьевой базы: определение основных источников металлолома, определение путей и способов обеспечения стабильных поставок.

3. Моделирование спроса и предложения. На основе собранных данных разрабатываются модели спроса и предложения для лома различных категорий. Эти модели учитывают факторы, влияющие на спрос и предложение, такие как экономический рост, технологические изменения и колебания цен.

4. Прогнозирование спроса и предложения: прогнозирование потребности металлургических предприятий в металлоломе с учетом перспектив развития отрасли и состояния экономики.

5. Сбор и анализ данных: сбор данных о наличии и распределении металлолома, анализ его качества и ассортимента, а также изучение тенденций рынка металлолома, доступного в различных регионах. Эти данные собираются из статистических источников, отраслевых отчетов и полевых исследований.

6. Локализация и оформление промышленных площадей для накопления, сортировки, обезвреживания, сортировки, переработки, комплектования в партии поставки, хранения и отправки заказчикам.

7. Оптимизация формирования сырьевой базы с использованием моделей спроса и предложения, данных о географии потенциальных и реальных потребителей, планов и схем поставки.

8. Создание систем информационного обеспечения, контроля и обеспечения качества, а также учета и мониторинга динамики потенциальных источников сырья, логистических каналов движения «чистого» металлолома, мониторинга выполнения стратегии формирования и функционирования искусственной сырьевой базы.

9. Создание жизнеспособных механизмов реализации и корректировки алгоритма, внедрение разработанного алгоритма в производственную практику, мониторинг их эффективности и внесение необходимых корректив с учетом изменяющихся условий на рынках сырья и металлопродукции[2].

Разрабатываемый алгоритм представляет собой систему графических моделей и текстовых элементов, символизирующих объекты и процедуры, задействованные и реализуемые при создании управляемой сырьевой базы с нормированными характеристиками, обеспечивающей стабильную поставку высококачественного металлургического сырья, не требующего глубокой технологической переработки. Его структура должна способствовать оптимизации формируемой искусственной сырьевой базы для металлургической и металлообрабатывающей отраслей. Он должен учитывать географическое распределение сырья, транспортные расходы и ограничения по качеству.

Для разработки алгоритма могут быть использованы следующие методы моделирования и анализа данных:

- Регрессионный анализ для построения моделей спроса и предложения.
- Линейное программирование для оптимизации формирования сырьевой базы.
- Геоинформационные системы (ГИС) для анализа географического распределения лома.

– Методы классификации и кластеризации данных о накапливаемом сырье с целью формирования партий поставляемого продукта с гарантированными показателями качества [3].

Разработанный алгоритм призван оптимизировать формируемую сырьевую базу для металлургической отрасли, как в отдельном регионе, так и в стране в целом, обеспечивая при этом:

- Доступ к сырью гарантированного качества.
- Сокращение транспортных расходов.
- Повышение экономической эффективности производства.
- Снижение экологического следа.

Реализация разрабатываемого алгоритма представляет собой мощный инструмент для оптимизации искусственной сырьевой базы любой отрасли, позволяющий учитывать сложные факторы, влияющие на спрос и предложение лома и обеспечивающие эффективные решения для устойчивого обеспечения данной отрасли сырьем. В дальнейшем исследования могут быть направлены на интеграцию передовых методов и привлечение искусственного интеллекта.

Выводы. Построение эффективного алгоритма формирования искусственной сырьевой базы металлургии является важным условием для устойчивого развития отрасли. Использование различных методов и учет всех этапов формирования сырьевой базы позволяет обеспечить металлургические и металлообрабатывающие предприятия достаточным количеством вторичного сырья требуемого ассортимента и качества, снизить их зависимость от импорта и повысить эффективность использования вторичных ресурсов.

Литература:

1. Ивашов П.В., Пан Л.Н. Значение утилизации отходов промышленного производства в оптимизации экологического состояния окружающей среды // География и природные ресурсы. 1992. № 4. С. 43–49.

2. ГОСТ Р 54564 «Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Общие технические условия»

3. Старосельский, В.И. История развития и современное состояние сырьевой базы газовой промышленности России: науч.-тех.обзор / В.И. Старосельский, Г.Ф. Пантелеев, В.П. Ступаков и др.; под ред. А.Д. Седых. – М.: ИРЦ Газпром, 2000. – 117 с.

4. ГОСТ Р 54565 «Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Термины и определения»

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ И АССОРТИМЕНТ ИЗДЕЛИЙ ИЗ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

Дятлов Д. В., Бородацкий И. А., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

К числу редких металлов кроме золота, серебра, платины, палладия и родия относят целый ряд других, которые отличаются уникальными свойствами, определяющими их применение в оригинальных технологических процессах или в особых условиях эксплуатации. Это связано с их высокой коррозионной стойкостью и пассивностью в отношении агрессивных веществ органического и минерального происхождения. Ряд представителей этой группы металлов отличаются высокими температурами плавления и кипения, прочностью и пластичностью. Некоторые из них обладают высокой электропроводностью и даже способны переходить в сверхпроводящее состояние. Высокий уровень антиаллергенности этих металлов делает их идеальными для использования в медицине, биоинженерии, пищевой и фармацевтической промышленности.

Цель исследования - выявление наиболее распространённых сфер применения и устоявшейся номенклатуры изделий из металлов этой группы и их сплавов. Актуальность постановки такой цели связана с широким внедрением в производственную практику рециклинга сырьевых ресурсов, в частности – организации «искусственных месторождений» металлсодержащих объектов, способных частично или полностью заменить рудоминеральное сырьё и снизить энергозатраты на производство металлической продукции. В упрощённом варианте этот элемент рециклинга известен как примитивная заготовка бытового металлолома и промышленных отходов.

Применение изделий из благородных и редких металлов локализовано во многих отраслях народного хозяйства [1]. Однако, можно выделить и предпочтительные, к которым относят монетное и ювелирное производство, электронная и электротехническая промышленность, производство изделий медицинского назначения, ответственных измерительных и метрологических приборов, бытовых изделий специфического назначения.

Монетное производство включает выпуск банковских слитков, монет, наградных знаков (орденов, медалей и пр.), юбилейных и памятных медалей, медальонов и значков. Слитки используют в качестве резервной валюты центральными банками многих стран. Их отливают предпочтительно из золота, серебра и платины. Не исключено применение палладия, иридия и других металлов. Для изготовления монет в настоящее время предпочитают использовать более дешёвые металлические сплавы на основе меди, никеля и алюминия. Памятные монеты, значки изготавливают, в лучших случаях, из сплавов, имитирующих золото или серебро.

Ювелирное производство – один из древнейших и распространённых видов декоративно-прикладного, в том числе народного, творчества, состоит в

создании различных украшений, предметов быта, культа, оружия, художественных произведений, предметов роскоши. При этом предпочитают использовать сплавы с умеренным или пониженным содержанием серебра и золота, а платину, палладий и родий используют для создания защитных и гипоаллергенных покрытий. Часто в изделиях металлы сочетаются с драгоценными и поделочными камнями, стразами, перламутром, костью и т. д.

В ювелирном искусстве широкое применение нашли различные процессы и приёмы, например литьё, ковка, штамповка, огранка прокатка, вальцовка, художественная чеканка, тиснение (басма), резьба или гравирование, скань (филигрань), зернь, чернь, эмали (финифть), инкрустация, травление, а также механическая обработка – опилование, шлифование, полировка.

Значительную долю редких металлов используют при производстве базовых и конструктивных элементов электроники и электротехники. Наибольшее содержание редких металлов отмечено в активных элементах, таких как электровакуумные лампы, электронно-лучевые трубки, газоразрядные (ионные) и фотоэлектронные приборы, матрицы современных телевизоров и мониторов, аккумуляторы электрической и магнитной энергии, диоды, транзисторы, тиристоры, конденсаторы, интегральные схемы. Например, эрбий и неодим, используются в лазерных системах для создания мощных и эффективных источников монохромного излучения, Кроме того, магниты из неодима, самые мощные и компактные, используют в различных устройствах и приборах, включая электродвигатели, генераторы, акустические динамики и магнитные защелки.

Платина и палладий проявили себя как высокоэффективные катализаторы и используются в различных химикотехнологических процессах, например, при производстве нефтепродуктов, ряда фармакологических препаратов, при очистке выхлопных газов двигателей внутреннего сгорания

Высокая биосовместимость и коррозионная стойкость позволили использовать некоторые редкие и благородные металлы при изготовлении деталей медицинского назначения, таких как импланты и эндопротезы.

Способность этих металлов сохранять значения своих физических свойств делает их идеальными для изготовления метрологических эталонов и ответственных деталей в сложных измерительных приборах.

Львиную долю редких металлов используют в металлургии при создании сплавов с особым комплексом служебных свойств и лигатур, а также для легирования промышленных сплавов.

Вывод. Ожидается, что спрос на редкие и благородные металлы будет расти в связи с расширением их применения в промышленных технологиях, медицине и в научных исследованиях. Особое значение имеет соблюдение приёмов рециклинга в организации сырьевой базы вторичной металлургии.

Литература:

1. Дробот, Д.В. Редкие и платиновые металлы в XX-XXI вв. / Д.В. Дробот, Т.М. Буслаева // Российский химический журнал. – 2001. – Т. 45, № 2. – С. 46–55.

СОРТИРОВКА И ПЕРЕРАБОТКА ЭЛЕКТРОННОГО И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО ЛОМА

Дятлов Д.В., Бородацкий И.А., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Электронная и электротехническая промышленности являются самым перспективными источниками лома и отходов из-за постоянно сокращающихся жизненных циклов электронных устройств и экспоненциального роста потребления устройств. Ненадлежащая утилизация этого лома может привести к серьезным экологическим и санитарным последствиям из-за наличия в нем токсичных материалов, таких как свинец, ртуть и кадмий. В ходе исследования решено найти наиболее рентабельные из известных технологий утилизации лома и отходов, обозначить важнейшие этапы, способствующие уменьшению их воздействия на окружающую среду, а также извлечению ценных компонентов.

В существующие схемы утилизации металлсодержащих лома и отходов электронного и электротехнического лома включены следующие наиболее значимые этапы: сбор и накопление, составление портфеля заказов, предварительная переработка, сортировка, формирование и паспортизация партий для поставки, реализация готовых партий в соответствии с портфелем заказов [1]. Наиболее важными с точки зрения обеспечения качества конечного металлического продукта, считают сортировку и переработку лома с формированием партий поставки.

Сбор и накопление лома и отходов осуществляют специальные лицензированные организации с соблюдением требований основных нормативных документов. Каждая из подобных организаций проводит мониторинг рынка вторичного металла с позиций не только его наполнения сырьём, но и потребностей народного хозяйства в изделиях определённого качества. В итоге предприятие-исполнитель разрабатывает систему мероприятий и алгоритмы их реализации по выбору поставщиков сырья, комплекса технологий его переработки вплоть до затаривания и отправки потребителю.

Создавать промышленные технологии сортировки электронного лома начали ещё в 1970-е годы для решения проблемы утилизации телевизоров и других электронных устройств. В 1990-е годы во многих странах были приняты законы, требующие обязательную переработку этого вида сырья, что не только стимулировало рост отрасли, но и привело к совершенствованию технологий сортировки и переработки сырья, в том числе с использованием искусственного интеллекта и робототехники. Активное участие в исследованиях и разработках принимали исследовательские университеты, национальные лаборатории, производители оборудования, организации по переработке и производственные компаниями. Было создано множество

вариантов схем и алгоритмов утилизации электронного и электротехнического лома, каждый из которых обязательно включал этап сортировки сырья[1].

Модель фрагмента одного из возможных вариантов алгоритма сортировки электронного лома представлена на рис. 1. Она включает предварительное дробление и многоступенчатую классификацию. Количество выделяемых фракций зависит от сложности перерабатываемого сырья и типа преобладающего конструктивного элемента. На этом этапе возможно использование оптических датчиков для сортировки лома по цвету, размеру и форме элементов. Магнитная сепарация позволяет отделить железосодержащие детали.

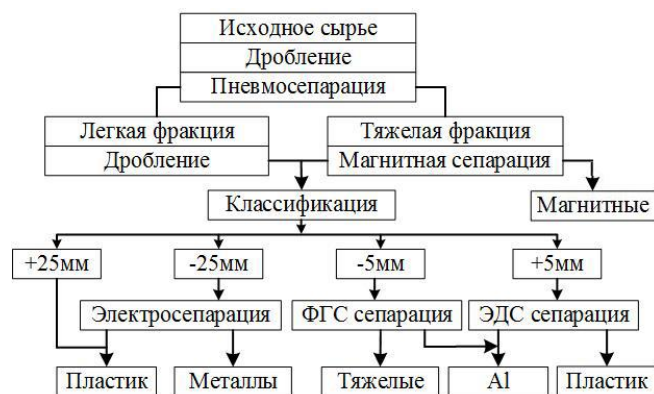


Рисунок 1 - Модель фрагмента одного из возможных вариантов алгоритма сортировки электронного лома

Известно, что электронный лом содержит не только базовые элементы схем, но и детали из материалов широкого спектра, что требует комплексного подхода к сортировке с учётом содержания в них меди, оловянносвинцового припоя и драгоценных металлов, в основном серебра, золота и палладия. Именно этим обстоятельством можно объяснить, что сортировку начинают ещё на стадии отделения базовых элементов и процессоров от печатных плат, разделяя их по виду преобладающих металлов.

Предварительно с лома печатных плат удаляют навесные элементы (рис. 2), затем платы дробят в ножевой дробилке ИПР-450 и конусной инерционной дробилке КИД-300. Разделение полученной механической смеси осуществляют на грохоте. В свою очередь при дополнительной сепарации на гравитационном сепараторе может быть выделена металлическая фракция и тем самым достигнута высокая степень концентрации получаемых материалов.

Приступая к сортировке, следует иметь в виду, что для защиты от коррозии корпусов интегральных микросхем и полупроводниковых приборов могут использовать золото, серебро, палладий. Серебряные покрытия применяют для повышения электропроводности токоведущих деталей СВЧ приборов, а драгоценные металлы широко используют в специальных припоях.

Некоторые виды резисторов изготавливают методом толсто пленочной печати с использованием металлов платиновой группы. Электрические

контакты скольжения чаще всего изготавливают из серебряных сплавов, а в наиболее ответственных случаях – из сплавов золота, иридия и платины.



Рисунок 2. Ручная сортировка элементов электронной схемы (печатной платы) по виду превалирующего металла в процессе их срубания.

В ломе электрических реле, элементов термостатов и холодильных устройств, приборах автоматики, радио- и электротехники содержатся драгоценные металлы. Их используют при изготовлении проволоки диаметром 0,02...0,12мм для потенциометров, что позволяет обеспечить стабильное удельное электросопротивление, малый температурный коэффициент сопротивления, хорошую адгезию при пайке.

Широкое применение находят платинородиевые термопары, термопары из иридиевых сплавов, термометры сопротивления из платины высокой чистоты. Эти устройства обеспечивают прецизионные измерения температур в широком диапазоне. В качестве чувствительных элементов тензодатчиков используют проволоку из сплавов палладия и платины.

Самые мощные электромагниты изготавливают из сплавов платины и кобальта, а постоянные магниты изготавливают из неодима.

Пружины, подвески, торсионы, растяжки изготавливают из сплавов платина-серебро, платина-никель, платина-иридий.

Сортировка и переработка ЭЭЛ играют решающую роль в устойчивом управлении отходами и сохранении окружающей среды. Поступая ответственно, мы можем извлекать ценные ресурсы, уменьшать наше воздействие на свалки и создавать более экологически чистое будущее. Несмотря на определенные пределы, в этой области продолжают исследования и разработки, что приводит к совершенствованию технологий рециклинга. Сотрудничество между заинтересованными сторонами и повышение осведомленности общественности могут дополнительно способствовать эффективной переработке ЭЭЛ и продвижению экономики замкнутого цикла используя уже известные технологии.

Литература:

1. Самадов А.У., Хужамов У.У., Усманов Ш.А. электронный лом как дополнительный источник получения цветных металлов // Международная научно-практическая онлайн конференция «Проблемы перспективы и инновационный подход эффективной переработки минерального сырья и техногенных отходов» - Алмалык, 2021. – 164 с.

БЛОЧНО-МОДУЛЬНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЛИЗА ЦИНКА ИЗ ВОДНЫХ СУЛЬФАТНЫХ РАСТВОРОВ

Гаврилеева А.В., Копылова Н.А., Зароченцев В.М.

Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(Государственный технологический университет), г. Владикавказ

Описание механизма процесса

В качестве основного направления исследований было выбрано получение обобщенной оценки показателей электролиза с помощью математической модели, описывающей зависимость выхода по току на катоде от различных факторов, и исследования катодных процессов с помощью математической модели. На рис. 1 показан механизм процесса электроосаждения цинка на катоде из сульфатных водных растворов. Находящиеся в растворе молекулы сульфата цинка $ZnSO_4$ диссоциируют на катионы Zn^{2+} и анионы SO_4^{2-} практически полностью [1, 2]. Молекулы серной кислоты диссоциируют практически полностью с константой диссоциации K_1 , а по первой ступени на катионы H^+ и анионы HSO_4^- с константой диссоциации K_2 . В свою очередь свободные анионы SO_4^{2-} взаимодействуют со свободными катионами водорода с образованием HSO_4^- и константой диссоциации K_2 [3].

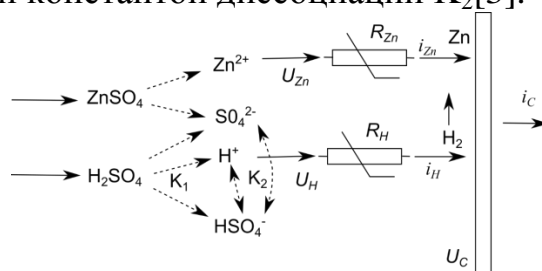


Рисунок 1 - Схема механизм катодных процессов при электролизе водных растворов серной кислоты и сульфата цинка

Разряд катионов цинка и водорода на катоде происходит под воздействием разности потенциалов между ионами в растворе (U_{Zn} и U_H) и катодом U_C . Токи разряда i_{Zn} и i_H ограничиваются нелинейными зависимостями R_{Zn} и R_H , в основном по причине диффузионных затруднений.

Токи разряда ионов цинка и водорода в сумме образуют ток катода:

$$I_C = i_{Zn} + i_H. \quad (1)$$

Величины тока разряда катионов определяются уравнениями баланса потенциалов:

$$U_C = \varphi_{Zn^{2+}}^0 + \frac{RT}{Z_{Zn^{2+}}F} \ln(a_{Zn^{2+}}) + \frac{RT}{Z_{Zn^{2+}}F} \ln\left(1 - \frac{j_{Zn^{2+}}}{j_{Zn^{2+}}^d}\right) + \Delta\varphi_{Zn^{2+}}, \quad (2)$$

$$U_C = \varphi_{H^+}^0 + \frac{RT}{Z_{H^+}F} \ln(a_{H^+}) + \frac{RT}{Z_{H^+}F} \ln\left(1 - \frac{j_{H^+}}{j_{H^+}^d}\right) + \Delta\varphi_{H^+}, \quad (3)$$

где $\varphi_{Zn^{2+}}^0$, $\varphi_{H^+}^0$ – стандартные электродные потенциалы осаждения на катоде ионов цинка и водорода, В;

$F=96485$ – постоянная фарадея, Кл/моль;

$j_{Zn^{2+}}^d, j_{H^+}^d$ – предельные плотности тока ионов цинка и водорода, А/м²;

$j_{Zn^{2+}}, j_{H^+}$ – катодная плотность тока ионов цинка и водорода, А/м²;

$\Delta\varphi_{Zn^{2+}}, \Delta\varphi_{H^+}$ – неучтенные перенапряжения кристаллизации цинка и водорода на катоде, В.

В уравнениях (2), (3) первое слагаемое определяется стандартным электродным потенциалом соответствующего иона. Вторые слагаемые определяются концентрационными перенапряжениями разряда ионов в растворе. Третьи слагаемые уравнений определяются диффузионными перенапряжениями, вызванными движением ионов к поверхности катода. Величина тока разряда ионов не может превышать предельный ток диффузии для соответствующего катиона. Четвертые слагаемые уравнений определяются кристаллизационной поляризацией и другими неучтенными факторами, которые вызывают смещение потенциала катода.

Математическая модель включает в себя уравнения (1)–(3) и нижеследующие:

$$I = \frac{1}{2} \cdot \sum_i C_i \cdot Z_i^2 = \frac{1}{2} \cdot (C_{H^+} + 4 \cdot C_{SO_4^{2-}} + 4 \cdot C_{Zn^{2+}}). \quad (4.a)$$

$$\ln \gamma_{H_2SO_4} = -3,705 \cdot \frac{\sqrt{I}}{1+\sqrt{I}} + 0,092 \cdot I, \quad (4.b)$$

$$\ln \gamma_{ZnSO_4} = -4,96 \cdot \frac{\sqrt{I}}{1+\sqrt{I}} + 0,05 \cdot I, \quad (4.c)$$

$$x^2 + x \cdot (K_2 - a_{H_2SO_4} + a_{ZnSO_4}) - 2 \cdot K_2 \cdot a_{H_2SO_4} = 0, \quad (4.d)$$

$$a_{Zn^{2+}} = a_{ZnSO_4} = \ln \gamma_{ZnSO_4} C_{ZnSO_4}, \quad (4.e)$$

$$a_{H_2SO_4} = \gamma_{H_2SO_4} C_{H_2SO_4}, \quad (4.f)$$

$$\Delta m_{Zn}^C = F q_{Zn}^C j_{Zn^{2+}} S^C \Delta \tau, \quad (4.g)$$

$$\eta_{Zn}^C = \frac{j_{Zn^{2+}}}{j_{H^+} + j_{Zn^{2+}}}, \quad (4.h)$$

$$\lg(K_2) = -\frac{475,14}{T} + 5,0435 - 0,018222T \quad (4.i)$$

где: Δm_{Zn}^C – масса цинка, осажденного на катоде за время $\Delta \tau$; q_{Zn}^C – электрохимический эквивалент ионов цинка; S^C – площадь катода; η_{Zn}^C – выход по току цинка на катоде.

Для получения удобной формы представления катодных процессов, была разработана математическая модель на основе анализа экспериментальных данных [4]. Значения независимых параметров изменялись в следующих пределах: плотность тока 100–1000 А/м²; концентрация цинка в растворе 40–150 г/л; концентрация серной кислоты в растворе 14–250 г/л; температура электролита 25–80 °С.

В качестве формы модели было выбрано регрессионное уравнение второго порядка с учетом взаимного влияния. После обработки данных по методу наименьших квадратов и исключения незначущих коэффициентов было получено уравнение регрессии:

$$\eta(J, M, A, T) = 0,812 + 4,386 \cdot 10^{-5} J + 6,675 \cdot 10^{-3} M - 1,264 \cdot 10^{-3} A - 2,604 \cdot 10^{-3} T - 8,73 \cdot 10^{-8} J^2 - 2,366 \cdot 10^{-5} M^2 -$$

$$-5,904 \cdot 10^{-6} A^2 - 1,965 \cdot 10^{-5} T^2 - 2.116 \cdot 10^{-6} J \cdot M + 1,865 \cdot 10^{-6} J \cdot A + 3,297 \cdot 10^{-6} J \cdot T, (5)$$

где J – плотность тока, A/m^2 ; M – концентрация цинка в растворе, г/л; A – концентрация серной кислоты, г/л; T – температура, $^{\circ}C$; $\eta(J, M, A, T)$ – выход по току, доли единицы.

Для проведения процесса электроосаждения цинка из сульфатных растворов с высоким выходом по току могут быть рекомендованы следующие условия: концентрация цинка в электролите более 40 г/л; концентрация кислоты не более 80 г/л; плотность тока более $400 A/m^2$; температура $35-45^{\circ}C$.

Создание комбинированной экспериментально-аналитической модели

Аналитическая математическая модель, представленная в предыдущем разделе, и регрессионная модель (5), разработанная на основании экспериментальных данных, позволяют создать комбинированную экспериментально-аналитическую модель, которая расширяет возможности анализа показателей процесса электролиза и выбора оптимальных параметров в различных условиях его проведения. Эта модель разработана в системе Matlab-Simulink [5] и представлена на рисунке 2.

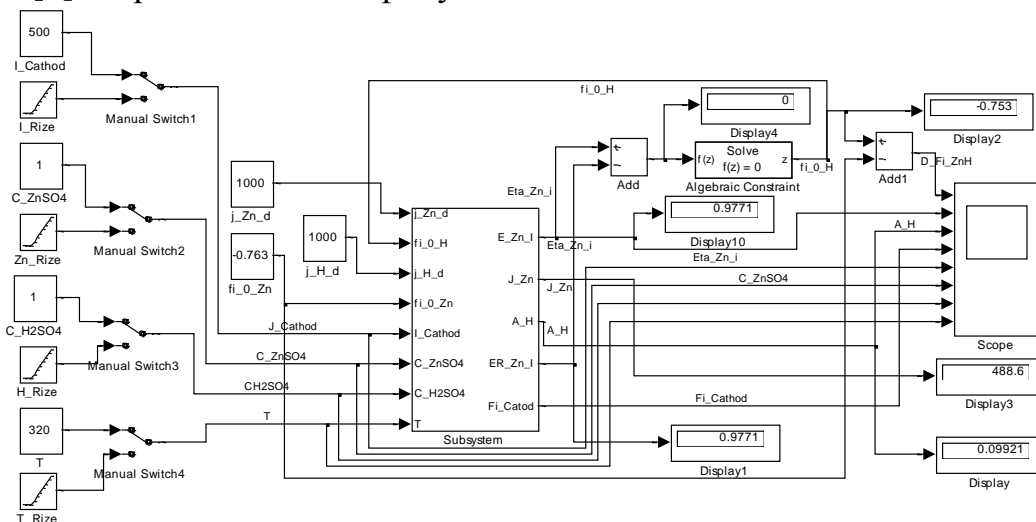


Рисунок 2 - Блочнo-модульная комбинированная модель электролитического осаждения цинка на катоде из сульфатных водных растворов

Модель позволяет провести анализ влияния плотности тока, температуры, концентрации серной кислоты и сульфата цинка на показатели процесса электролиза. Возможность изменения параметров задается в левой части схемы переключателями “Manual Switch”, которые щелчком мыши переключаются в режим линейного возрастания или стационарного состояния.

Для моделирования заданы следующие параметры: плотность тока – $300-800 A/m^2$; концентрация свободной серной кислоты в растворе – $0,2-2,2$ моль/л; концентрация сульфата цинка в растворе – $0,1-1,1$ моль/л; температура электролита – $300-350^{\circ}K$.

Основные уравнения модели записаны в блоках подсистемы “Subsystem”, которая приведена на рис. 3. В блоке “Algebraic Constraint” происходит поиск равного значения выхода по току аналитической и регрессионной модели в результате определения смещения потенциала выделения водорода. В правой части схемы расположены блоки вывода информации “Display” и “Scope”.

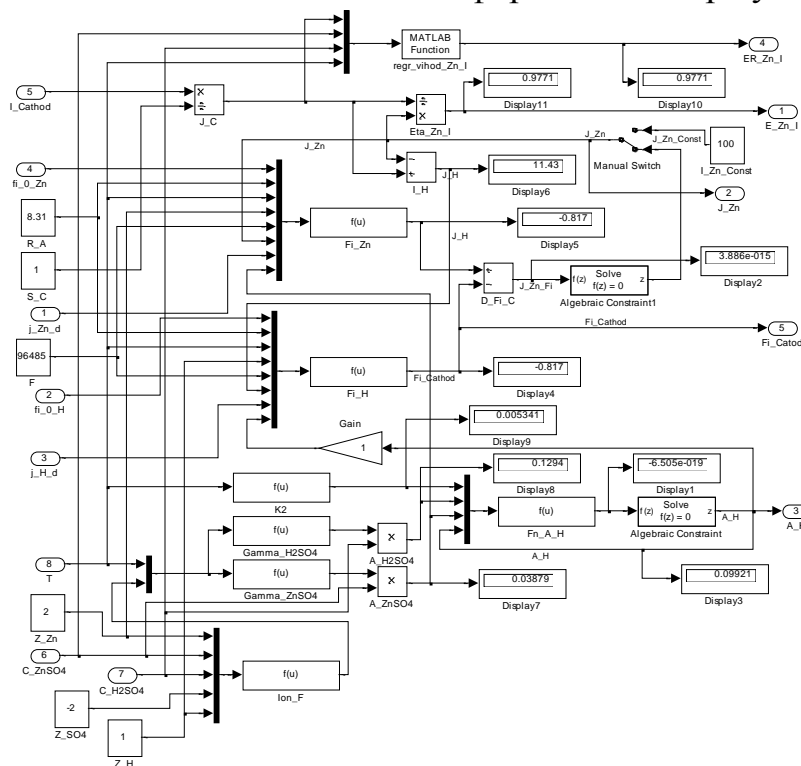


Рисунок 3 - Подсистема основных уравнений математической модели

На рис. 3 приведена блочно-модульная схема, включающая основные уравнения математической модели. В модуле “regr_vihod_Zn_I” вычисляются значения выхода по току по регрессионному уравнению (5). Модули “Fi_Zn” и “Fi_H” рассчитывают потенциал выделения цинка и водорода на катоде по уравнениям (2) и (3). В модуле “K2” рассчитывается константа диссоциации серной кислоты по второй ступени по уравнению (4.i). В модулях “Gamma_H2SO4” и “Gamma_ZnSO4” рассчитываются коэффициенты активности серной кислоты и сульфата цинка. Ионная сила раствора рассчитывается в модуле “Ion_F” по уравнению (4.a). Активность ионов водорода определяется с помощью блока “Algebraic Constraint”, как корень уравнения (4.d), которое рассчитывается в модуле “Fn_A_H”.

В блоке “Algebraic Constraint1” определяется ток восстановления ионов цинка на катоде, как корень разности уравнений (2) и (3). В результате вычисляется выход по току цинка для аналитической модели из уравнения (1):

$$\eta_{Zn} = \frac{i_{Zn}}{I_C} . \quad (6)$$

Результаты моделирования

На рисунке 4 показаны расчетные кривые изменения показателей электролиза при увеличении концентрации сульфата цинка в электролите, которое задается блоком “Zn_Rize” на схеме 2.

График “а” показывает значение потенциала катода в зависимости от величины соответствующего параметра. На графике видно, что катодный потенциал растет за счет снижения диффузионных и концентрационных перенапряжений.

График “b” показывает расчетный выход по току цинка на катоде. Кривая на графике показывает рост выхода по току при увеличении концентрации цинка в растворе.

График “с” показывает смещение катодного потенциала за счет неучтенных перенапряжений. На графике отражается рост соответствующих неучтенных катодных перенапряжений.

На графике “d” показаны кривые расчетной активности ионов водорода. Уменьшение активности ионов водорода на графике сту выхода по току цинка.

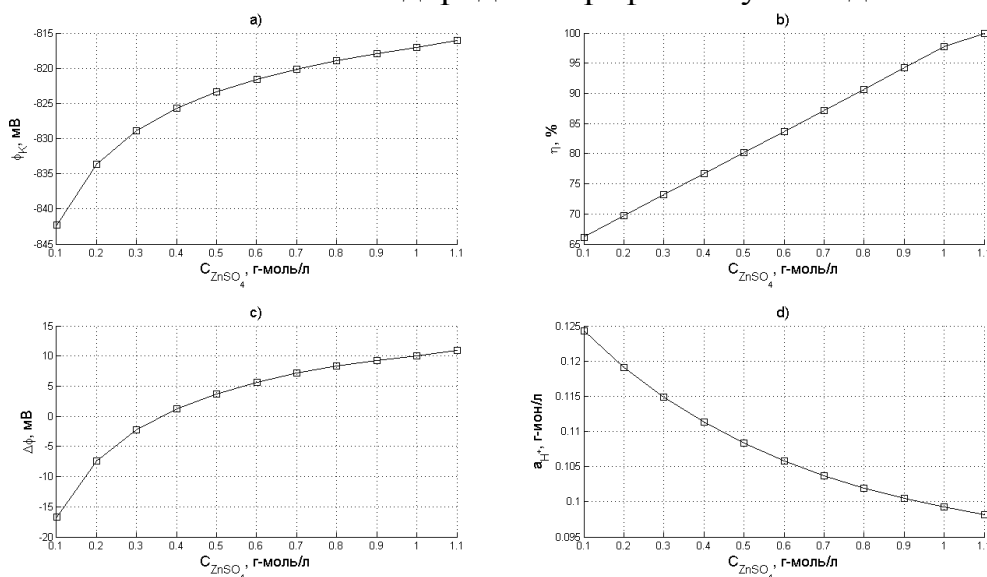


Рисунок 4 - Расчетные показатели электролиза в зависимости от изменения концентрации сульфата цинка в растворе

Литература

1. Баймаков, Ю. В. Электролиз в гидрометаллургии, 2 ред. / Ю. В. Баймаков, А. И. Журин // Москва: Metallurgiya, 1977. - 338 с.
2. Зайцев, В. Я. Metallurgiya svintsa i cinka / В. Я. Зайцев, Е. В. Маргулис // Москва: "Metallurgiya", 1985. – 263 с.
3. Робинсон, Р. Растворы электролитов. // Р. Робинсон, Р. Стокс // Москва: "Издательство иностранной литературы", 1963. - 647 с.
4. Зароченцев, В. М. Модель для определения выхода по току при электроосаждении цинка из сульфатных растворов / В. М. Зароченцев, А. Л. Рутковский, И. И. Болотаева // Известия вузов. Цветная metallurgiya, 2010. - №6. – С. 53-57.
5. Дьяконов, В. П. MATLAB 6.5 SP1/7/7 SP1/7 SP2 + Simulink 5/6. Инструменты искусственного интеллекта и биоинформатики. / В. П. Дьяконов, В. В. Круглов // Москва: "Солон-пресс", 2006. - 456 с.

АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВЫ РЕЦИКЛИНГА ЛИТИЯ ДЛЯ ДОНБАССА И РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Карагодин И.О., Брусов А.Л.

Донецкий национальный технический университет

За прошедший год ситуация с перспективой утилизации литий-ионных аккумуляторов существенно изменилась [1]. Прогнозы бурного роста спроса на электромобили и большого объёма их производства не оправдались, что снижает остроту проблемы дефицита лития в ближайшие годы. Объяснений этому нашлось немало. Главное в том, что цена аккумулятора оказалась очень высокой, а срок его жизни – недолгим [2]. Как, впрочем, и у других технологий «зеленого перехода». Оценку влияния биржевых цен и фьючерских сделок оставим специалистам. Как пример, ситуация в 2022 году с натуральным чешуйчатым (и искусственным) графитом, который является основным компонентом анодов литий-ионных аккумуляторов, причём, графита (в новой модификация – графена) в 10 раз больше, чем лития. Но из этого не следует, что возможен дефицит графита. Углерод (графит и графен его изомеры), в отличие от лития, один из самых распространённых элементов.

Второе изменение касается ускоренной разработки альтернативных типов аккумуляторов, и в первую очередь тех, которые называют твердотельными или AGM. Это знакомые свинцово-кислотные аккумуляторы, но с твёрдым (точнее не жидким) электролитом. Не исключено, что литий-ионные аккумуляторы для электромобилей повторят судьбу компактных люминесцентных (энергосберегающих) ламп при появлении светодиодных. Вышесказанное не отменяет потребность в небольших литий-ионных аккумуляторах, которые обеспечивают мобильность (независимость от розетки) бытовой техники, в том числе смартфонов. Тут и цена, и срок службы – это не главное. А вот небольшой атомный вес основных компонентов (лития и углерода) имеет значение, особенно в сравнении со свинцом. Уместно упомянуть и новую область их применения – БПЛА. Понятно, что в этом случае важна масса аккумулятора, которая приходится на каждый киловатт-час его ёмкости, а стоимость и срок службы уходят на второй план.

Сравним, как изменялись цены на литий и сам аккумулятор. Существует прямая зависимость: чем больше ёмкость, тем больше аккумулятор может хранить энергии, тем больше его цена и тем больше его масса и масса цветных металлов в нём. Поэтому обобщенные характеристики литий-ионных аккумуляторов разной ёмкости лучше описывать в пересчёте на единицу ёмкости – киловатт-час (кВт*ч).

На графиках (рис. 1) приведена динамика цен на литий-ионные аккумуляторы, литий и основной вид его поставки – карбонат лития (LCE). Используются зарубежные и отечественные интернет-источники. Данные о цене аккумулятора приведены с момента запуска его в производство, а средняя за год цена лития и карбоната лития рассчитана по данным биржевых сводок.

В связи с тем, что цены в источниках приведены в разных валютах (доллары США, юани, рубли и др.), дальнейшие расчёты и их результаты проводятся в рублях по среднему курсу I квартала 2024 года – 92 руб/\$, что не влияет на конечные выводы. Характеристики литий-ионных аккумуляторов разной ёмкости приведена в пересчёте на единицу их ёмкости – кВт*ч. Средняя стоимость аккумуляторов в 2023-2024 годах принята 7 400 руб/кВт*ч (80 \$/кВт*ч).

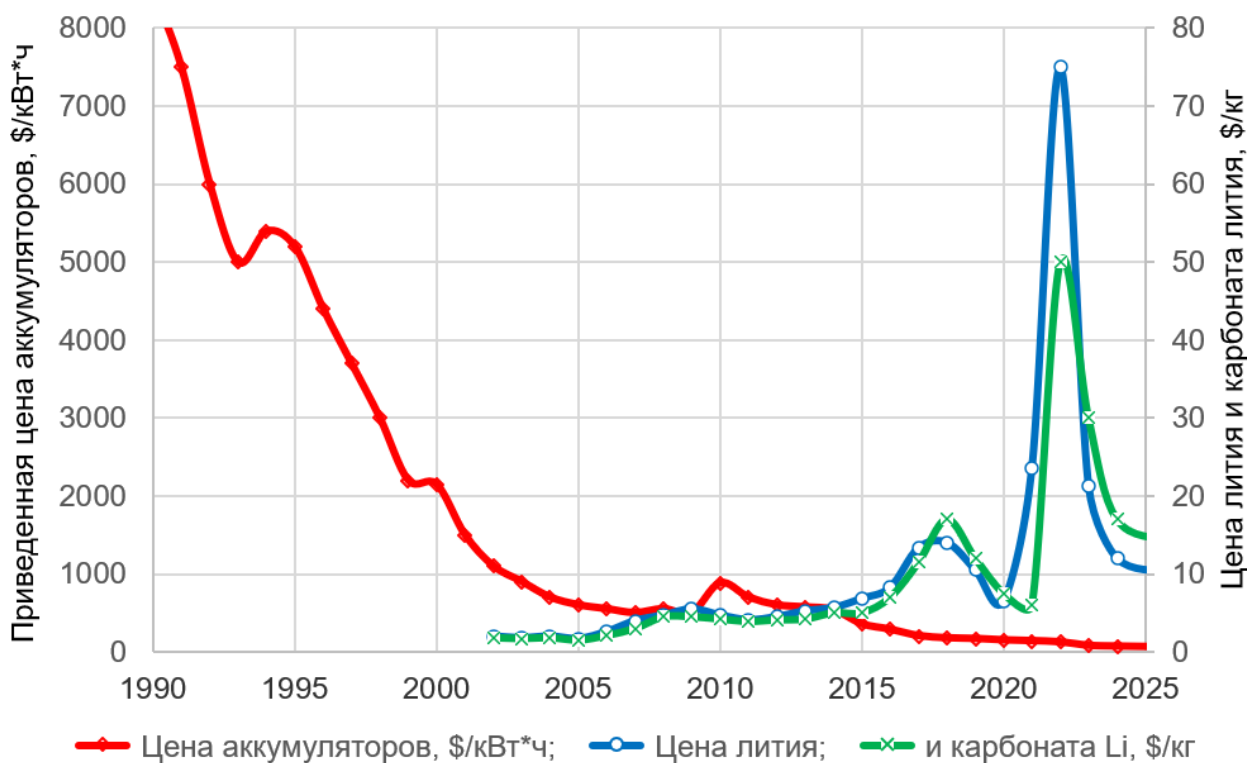


Рисунок 1 – Динамика цен на литий-ионные аккумуляторы (в пересчёте на единицу ёмкости, \$/кВт*ч), на литий и карбонат лития (в \$/кг)

Как видно из графика (см. рис. 1) значительный скачок цены лития (в 2022 году) ни как не сказался на цене аккумуляторов, а плавное, но существенное (в 10 раз с 1991 по 2009 год и с 2010 по 2023) снижение цены аккумуляторов никак не зависело от цены лития. Сам скачок цены лития в 2022 году был результатом биржевых спекуляций на фоне ожиданий «взрывного» роста производства электромобилей [3, 4]. В 2023-2024 годах цена лития упала до первоначальных значений (1 000-1 300 руб/кг), которые близки к себестоимости его получения из рудного сырья. Ряд аналитиков считают, что этот коридор цен сохранится и на следующий год.

Выполним расчёт возможных поступлений от реализации ценных веществ (в том числе металлов и лития) при утилизации электромобильной аккумуляторной батареи емкостью 65 кВт*ч и массой 300 кг. Цена лития принята 1 100 руб/кг (12 \$/кг), как наиболее реальный прогноз на ближайшие годы. В табл. 1 приведены результаты расчёта цены каждого из металлов, которые содержатся в этом аккумуляторе.

Таблица 1 – Возможные поступления от реализации лития и других ценных веществ при утилизации литий-ионного аккумулятора

Название вещества	Масса вещества в аккумуляторе, кг	Доля вещества, %	Цена вещества, руб/кг	Сумма, руб	Сумма, руб/кВт*ч
Графит	52	17 %	100	5 200	80
Алюминий	35	12 %	200	7 000	104
Никель	29	10 %	1 700	49 300	750
Медь	20	7 %	600	12 000	185
Марганец	10	3,3 %	300	3 000	46
Кобальт	8	2,7 %	2 500	17 500	304
Железо	5	1,7 %	370	1 900	29
Литий	6	2,0 %	1 100	6 600	102
Итого:	165			105 000	1 600

Таким образом 1 600 рублей это максимальная цена, которую можно получить сегодня при полном извлечении всех полезных веществ из аккумулятора в пересчёте на 1 киловатт-час его ёмкости, что составляет 20 % от цены самого аккумулятора – 7 400 руб/кВт*ч. И это без учета стоимости переработки. А цена лития в аккумуляторе (100 руб/кВт*ч) составляет совсем незначительную часть от его цены, примерно 1,5 %.

Содержание ценных веществ в электромобильных аккумуляторах и в аккумуляторах смартфонов практически такое же [1], а значит и вполне сопоставима выручка от их реализации. Однако подходы к утилизации этих двух типов аккумуляторов отличаются существенно. Дело в том, что батарея среднего смартфона имеет ёмкость 10-15 Вт*ч, тогда как электромобили Tesla оснащены аккумуляторами ёмкостью 50-82 кВт*ч. То есть ёмкость одного электромобиля равна ёмкости 5 000 смартфонов! Общая проблема в нерентабельности их утилизации, и в острой экологической необходимости их утилизировать [2, 5, 6]. К тому же, по прогнозам аналитиков, рынок литий-ионных батарей для транспорта в текущем десятилетии будет расти, а рынок мобильных устройств – нет, но их и так накопилось немало.

С электромобильными аккумуляторами будет разбираться автопром. И тут возможны разные варианты утилизации [7]. На западе «утилизация» происходит следующим образом. Аккумулятор, о неисправности которого сигнализирует машина, сдают в «ремонт» и «ремонтируют», заменяя вышедшие из строя ячейки. Если отремонтировать аккумулятор так, чтобы он соответствовал «требованиям» автомобиля не удастся, то его заменяют на другой «отремонтированный», а этот перепродают в домашнее хозяйство в качестве резервного накопителя. Потом из него используют годные ячейки для ремонта. И только безнадёжные ячейки отправляют в дробилку. Полученный черный порошок (смесь графита и ценных металлов, включая литий) отправляют на переработку в Китай. Вот такая «утилизация».

Утилизация бытовых аккумуляторов – это проблема территории и её жителей (например, Донецка), то есть коммунального хозяйства. Начать решение этой проблемы нужно с организации сбора и первичной переработки, т.к. «ремонттировать» аккумуляторы не целесообразно. К сожалению, выручка от реализации лития, извлеченного из 1000 шт. аккумуляторов не превышает 1 тыс. руб., что точно не окупает достаточно трудоемкий, вредный и требующий большой осторожности (соблюдения техники безопасности) процесс их сбора, хранения и утилизации. Реализация других цветных металлов даст сопоставимую выручку, но ситуацию не изменит. Даже извлечение дорогого никеля (от 1 до 3 тыс. руб./кг), если он есть в старых бытовых аккумуляторах, ситуации не изменит. Рециклинг всех остальных металлов следует рассматривать как дополнительный бонус. В зависимости от биржевых цен и потребности в этих металлах их можно реализовывать или складировать, т.к. возможность безопасного складирования и потребность в алюминии, меди, никеле или кобальте сомнений не вызывает. По цене графена и технологии извлечения этого материала достоверной информации нет. Однако утилизировать литий из аккумуляторов необходимо! Он токсичен и ему не место на свалке бытовых отходов!

Предварительный расчёт себестоимости утилизации для цеха, рассчитанного на переработку 300 тысяч штук аккумуляторов в год (на 1 миллион населения), учитывает: аренду помещений, цену агрегатов по переработке и зарплату для минимального штата [1]. Обеспечение безопасности персонала также увеличивает себестоимость утилизации. Все аккумуляторы должны быть предварительно полностью разряжены [7, 8].

Себестоимость утилизации на порядок превышает возможную выручку от реализации полупродукта, содержащего соединения лития и другие ценные материалы [1]. Даже если реализовать его по цене металлов, содержащихся в этом полупродукте. И это неслучайно. Стоимость рециклинга лития на действующих зарубежных заводах в пять раз превышает себестоимость его получения из рапы [4]. Сделать рентабельной утилизацию аккумуляторов и привлечь к этому предпринимателей и/или местную власть можно, если ввести утилизационный сбор или использовать другие экономические решения.

Возможно, что острая потребность РФ в собственном литии для БПЛА и необходимость в его рециклинге, позволит решить вопрос утилизации бытовых литий-ионных аккумуляторов. А может и нет. Но эту проблему нужно решать!

Выводы:

1. Анализ вариантов утилизации электромобильных аккумуляторов и рециклинга лития и других материалов показывает, что доля цены этих материалов в цене аккумулятора около 20 %, а лития – 1,5 %. Себестоимость получения ценных материалов при их утилизации (кроме никеля, кобальта и, возможно, графена) будет существенно выше, чем при использовании существующих технологий их получения из природного сырья.

2. Электромобильных аккумуляторов, требующих полной утилизации, в Российской Федерации в настоящее время немного, их утилизация – это

проблема ближайшего будущего и этим будут заниматься крупные производители электромобилей или аккумуляторов к ним.

3. Утилизация бытовых аккумуляторов – это проблема территории и её жителей, т.е. коммунального хозяйства. Как минимум нужно организовать сбор и первичную переработку, т.к. «ремонтировать» их не целесообразно.

4. Годовая потребность в утилизации бытовых аккумуляторов на 1 миллион населения составляет 300 тыс. шт. или 15 т/год (250 кг лития). Этот «бизнес» не может быть рентабельным. Его главная цель утилизация лития, как токсичного материала, который не должен попадать на свалки бытовых отходов или мусоросжигательные заводы. Проблему нужно решать!

5. Возможно, что острая потребность РФ в собственном литии для БПЛА и необходимость в его рециклинге ускорит решение вопроса об утилизации бытовых литий-ионных аккумуляторов. Но это серьезная проблема, решение которой необходимо начинать уже сейчас.

Литература:

1. Онуфриев, А.С. Об утилизации бытовых литий-ионных аккумуляторов и рециклинге лития / А.С. Онуфриев, С.В. Пильгук, А.Л. Брусов // В сборнике: *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: [материалы IX Межд. научно-практ. конф. молодых ученых и студентов]: сборник докладов / ДОННТУ – Донецк: ДОННТУ, 2023, С. 52-55.*

2. Лысоконь, А.Е. Сравнение бензиновых автомобилей и электромобилей с позиции сохранения окружающей среды / А.Е. Лысоконь, Д.Г. Алфимов, Е.Д. Дейкин // *Вестник современных исследований. – 2018. – № 10(25). – С. 321-322.*

3. Мошков, В.Б. Предпосылки и тенденции развития электромобилей // *Технология гражданской безопасности. – 2021. – Т. 18, № 2(68). – С. 14–19.*

4. Кумар, А. Литий-ионные аккумуляторы: вызов рециклингу / Асвин Кумар (Пер. Т.Г. Шимко) // *Твердые бытовые отходы. – 2014. – № 6. – С. 13-15.*

5. Ткачева, Т.М. Электромобиль и защита окружающей среды / Т.М. Ткачева, Н.С. Волков // *Наукофера. – 2021. – № 5(2). – С. 147-151.*

6. Малышев, В.П. Электромобили в РФ: за и против / В.П. Малышев, И.Г. Русскова // *Вестник МАНЭБ. – 2023. – Том 28, № 3. – С. 23-26.*

7. Катаев, Ю.В. Технологии и особенности утилизации литий-ионных аккумуляторных батарей / Ю.В. Катаев, В.С. Герасимов, Н.К. Баулин // *Технический сервис машин. – 2022. – Т. 60, № 1(146). – С. 32-38.*

8. Губенков, А.О. Электромобили: гарантия экологической безопасности или миф? Утилизация литий-ионных аккумуляторов электромобилей проблема экологии или современной промышленности? / А.О. Губенков // *Автономия личности. – 2022. – № 1(27). – С. 162-167.*

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ AL-ZN-CA-(SC)

Лыскович А.А., Баженов В.Е., Баранов И.И.

Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва

Алюминиевые сплавы получили широкое распространение в автомобилестроении и электронике за счет сочетания низкой плотности и высоких технологических свойств. Однако на сегодняшний день существует потребность в материалах с высокой теплопроводностью, способных обеспечить интенсивный отвод избыточного тепла от электронных компонентов или теплообменников. Одной из перспективных систем литейных алюминиевых сплавов является Al-Zn-Ca-(Sc). Выбор легирующих элементов объясняется тем, что Ca практически не растворим в твердом растворе алюминия, благодаря чему он минимально искажает кристаллическую решётку алюминиевой матрицы и не создает барьеров для движения электронов и фононов [1]. Цинк и скандий были выбраны в качестве элементов-упрочнителей. Объектом исследования в данной работе являются алюминиевые сплавы Al-3 мас.% Zn-3 мас.%Ca (AlZn3Ca3) и Al-3 мас. % Zn-3 мас.% Ca-0,3 мас. % Sc (AlZn3Ca3Sc0,3).

В качестве шихты были использованы чистые алюминий (А99), цинк (ЦВ0), лигатуры Al-8 мас. % Ca и Al-2 мас. % Sc. Выплавку сплава проводили в индукционной печи в графитошамотном тигле. Перед разливкой при температуре 740 °С проводили рафинирование расплава гексахлорэтаном от водорода и неметаллических включений. Для исследования теплопроводности из литых слитков были вырезаны цилиндрические образцы диаметром 35 мм и высотой 10 мм.

Теплопроводность сплавов (λ) была рассчитана с помощью значений электропроводности (σ) согласно уравнению Смита и Палмера (1) [2]:

$$\lambda = 0,816TL_0\sigma + 17,94 \quad \#(1)$$

где L_0 – число Лоренца, В²/К²;

T – абсолютная температура, К.

Коэффициенты для уравнения были найдены с помощью справочных значений электропроводности и теплопроводности промышленных алюминиевых сплавов [3,4]. Электропроводность образцов определяли с помощью вихретокового структуроскопа ВЭ-27НЦ/4-5.

Теплопроводность литого сплава AlZn3Ca3 составила 193 Вт/(м·К). Введение же 0,3 мас. % Sc привело к снижению теплопроводности сплава до 168 Вт/(м·К) из-за растворения Sc в алюминиевой матрице.

Для повышения теплопроводности и прочности сплавов была проведена их термообработка по режимам Т4 (Al3Zn3Ca0,3Sc) и Т2 (Al3Zn3Ca0,3Sc).

Термическая обработка по режиму T4 заключалась в изотермической выдержке при 500 °С, 5 часов и при 550 °С, 5 часов с последующей закалкой в воде. Режим T2 включал в себя старение при 300 °С в течение 3 часов.

Теплопроводность термически обработанных сплавов AlZn3Ca3 и Al3Zn3Ca0,3Sc составила 195 и 185 Вт/(м·К) при комнатной температуре. Видно, что термическая обработка способствовала значительному росту теплопроводности сплава с добавкой Sc (на 10 %), что напрямую связано с выделением из твердого раствора алюминия мелкодисперсных частиц Al₃Sc [5].

Исследование теплопроводности по уравнению Смита и Палмера (уравнение (1)) относится к экспресс-методам и имеет некоторую погрешность. В связи с этим теплопроводность сплавов была также определена с помощью уравнения (2):

$$\lambda = a\rho C_p \quad \#(2)$$

Плотность (ρ) сплавов определяли гидростатическим взвешиванием. Для установления температурной зависимости изменения плотности с помощью dilatометра NETZSCH DIL 402 C был определен коэффициент термического расширения. Температуропроводность (a) сплавов измеряли методом лазерной вспышки на приборе NETZSCH LFA 447. Температурная зависимость теплоемкости (C_p) алюминия рассчитывалась по уравнениям NIST JANAF [6].

Теплофизические характеристики сплавов AlZn3Ca3 и Al3Zn3Ca0,3Sc после термообработки приведены на рисунке 1.

Установлено, что с повышением температуры температуропроводность и плотность уменьшаются, а теплоемкость растет. Теплопроводность сплавов AlZn3Ca3 и Al3Zn3Ca0,3Sc составила 183 и 160 Вт/(м·К), соответственно, при комнатной температуре.

Таким образом, было показано, несмотря на то, что добавка Sc в литом состоянии в значительной степени снижает теплопроводность сплава AlZn3Ca3, старение по выбранному режиму способствует ее росту на 10 %. Полученные значения теплопроводности для обоих сплавов при различных методах измерения весьма близки и составляют не менее 78 % (Al3Zn3Ca) и 68 % (Al3Zn3Ca0,3Sc) от теплопроводности чистого алюминия (235 Вт/(м·К)). Стоит отметить, что теплопроводность популярного промышленного сплава АК7ч (T4: 535 °С, 5 часов + закалка) составляет всего 60 % (140 Вт/(м·К)) согласно результатам экспресс-метода.

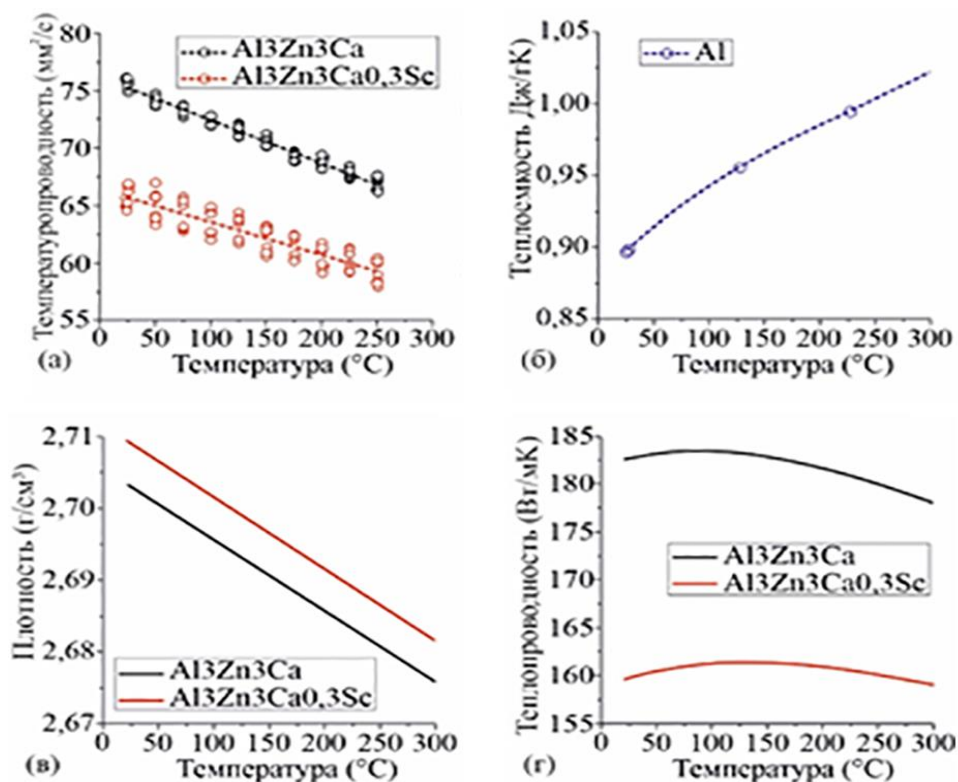


Рисунок 1 – Теплофизические характеристики сплава $\text{Al}_3\text{Zn}_3\text{Ca}_3$ и $\text{Al}_3\text{Zn}_3\text{Ca}_{0,3}\text{Sc}$ в термообработанном состоянии: а) температуропроводность, б) теплоемкость, в) плотность, г) теплопроводность

Литература:

1. Ziman, J. M. *Electrons and phonons: the theory of transport phenomena in solids* / J. M. Ziman. – Oxford university press, 2001. – 525 p.
2. Klemens, P.G. *Thermal conductivity of metals and alloys* / P.G. Klemens, R.K. Williams // *International metals reviews*. – 2013. – Vol. 31. – P. 197-215.
3. Cayless, B. *Properties and selection: Nonferrous alloys and special-purpose materials* / B. Cayless. – ASM International, 2002. – 483 p.
4. Zheng, X. *High-throughput thermal conductivity measurements of nickel solid solutions and the applicability of the Wiedemann–Franz law* / X. Zheng, D. G. Cahill, P. Krasnochtchekov, R. S. Averback [et al.] // *Acta Materialia*. – 2007. – Vol. 55. – P. 5177-5185.
5. Belov, N.A. *Effect of scandium on structure and hardening of Al–Ca eutectic alloys* / N.A. Belov, E. A. Naumova, A. N. Alabin, I. A. Matveeva // *Journal of Alloys and Compounds*. – 2015. – Vol. 646. – P. 741-747.
6. Chase, M. W. *NIST-JANAF Thermochemical Tables* / M. W. Chase // *Journal of Physical and Chemical Reference Data*. – 1998.

МЕСТО ЭЛЕМЕНТОВ В ХИМИЧЕСКОМ ПРОСТРАНСТВЕ

Мартыненко А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Элементы, объединяясь, образуют сложные вещества с индивидуальными свойствами, в результате мы можем наблюдать громадное химическое пространство (ХП). Важно понимать, что ХП это динамически развивающаяся система, структура и границы которой не определены. При структуризации ХП, необходимо решить вопрос, входят ли элементы в него или нет, таблица Менделеева — это отдельная система или "верхушка айсберга"? С другой стороны, усложняет решения поставленной задачи неоднозначность в понимании что есть химический элемент.

Проанализировав работы передовых исследователей в этом вопросе [1-3] можно сказать, что химический элемент - это некая материальная субстанция, являющаяся дискретной частью периодической системы и обладающая определенным набором свойств, коррелирующих с атомным строением. При объединении двух элементов образуется новое двухэлементное индивидуальное вещество со свойствами, как принято считать, сформированными не по принципу аддитивности. Механизм образования двухэлементного вещества с точки зрения образования молекул заключается в гибридизации электронных облаков атомов по законам квантовой механики, а вот как преобразуются свойства элементов в консилиуме сложного вещества не известно. По всей видимости, играют те же квантовые принципы, в основе которых лежат вероятностные процессы, но уже не в привычных координатах пространства, а в пространстве свойств [4], подобно аристотелевскому смешиванию качеств [5].

Например, специалист в математической химии Гильермо Рестрепо, ХП рассматривает состоящее из пяти множеств: химическое пространство, соответствующее веществам и химическим реакциям; пространство условий реакции; пространство реакционных грамматик; пространство свойства веществ; пространство представлений веществ [6]. Тогда, согласно с выше сформулированным понятием элемента, ХП – это множество всех возможных комбинаций элементов, подразумевающее интеграцию пространства веществ, пространства свойств и пространство представлений веществ.

Рестрепо оценивает мощность ХП с точки зрения возможных комбинаций атомов в 10^{180} соединений [6]. Пользуясь методикой из работы [7] можно относительно просто определить границы ХП, например, в координатах "температура плавления":

max - карбид тантала-гафния, $T_{пл}(Ta_4HfC_5) = 3990\text{ }^\circ\text{C}$

min - кислорода дифторид, $T_{пл}(OF_2) = -224\text{ }^\circ\text{C}$.

Так же можно определить границы множества соединений любого из элементов. При рассмотрении минимальных и максимальных значений

температур плавления в множествах проявляется периодичность (см. таб.1. и рис.1.). Особенно четко периодичность проявляется в минимумах.

Таблица 1 – Минимальные и максимальные температуры плавления (°C) в множествах соединений s, p-элементов

Группа	2 период	min	max	3 период	min	max	4 период	min	max	5 период	min	max	6 период	min	max
1	Li	-10	1650	Na	3	1800	K	7	1800	Rb	15	1074	Cs	4,3	1075
2	Be	-16	2350	Mg	35	2800	Ca	20	2580	Sr	25	2830	Ba	25,7	2690
13	B	-165	3250	Al	-107	2550	Ga	-82	2500	In	-51	1910	Tl	-63	717
14	C	-205	3990	Si	-185	2830	Ge	-166	1970	Sn	-146	2130	Pb	-145	1830
15	N	-207	3300	P	-178	2850	As	-143	2000	Sb	-98	2310	Bi	-86	1150
16	O	-224	3200	S	-178	2657	Se	-124	2180	Te	-54	2025	Po	-35	2200
17	F	-224	1552	Cl	-190	1350	Br	-160	1025	I	-110	1050	At	∅	∅

Следует отметить, что убывание и нарастание статистических показателей происходит в соответствии с очердностью периода, т.е. минимальные температуры плавления (далее min) у веществ с элементами второго периода, и максимальные температуры плавления (далее max), преимущественно у веществ с элементами второго периода. И наоборот, минимальных max и максимальных min у веществ с элементами шестого периода.

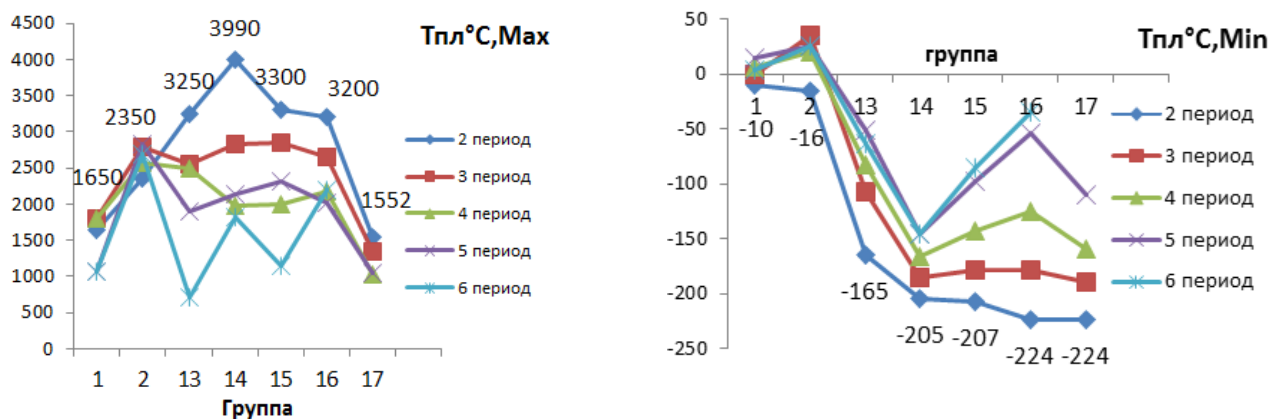


Рисунок 1– Статистические показатели множеств соединений с S, P-элементами

Интерпретируя полученные данные как границы ХП на плоскости, можно определить место элементов в этой системе. Для этого были построены график и линейный тренд температуры плавления всех элементов согласно порядку в периодической системе, и соответствующие графики и тренды min-max множеств их соединений.

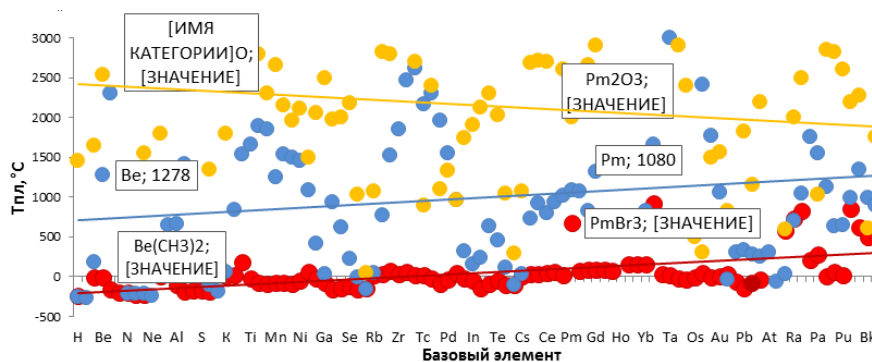


Рисунок 2 – Тренд температуры плавления элементов и тренды статистических min-max в множествах их соединений

Тренд элементов параллелен тренду min. Тренд max имеет обратный угол, но схожий по значению. Важно обратить внимание на то, что тренд элементов находится на равных расстояниях между min и max. Обнаруженные закономерности дают основания полагать, что элементы занимают центральное место в ХП, подобно "солнцу в солнечной системе".

Выводы. При рассмотрении температур плавления веществ, входящих в множества соединений с определенным элементом таблицы Менделеева, наблюдается периодичность крайних значений (min-max). Определив значения указанных экстремумов как границы ХП, и рассмотрев в их пределах значения рассматриваемого свойства элементов, обнаруживается симметричность соответствующих трендов. В связи с этим можно говорить, что элементы гармонично вписываются в химическое пространство занимая при этом центральное место, а наблюдаемая симметрия объясняется принципом относительного измерения, когда проводят измерение отношения величины к одноименной величине, где в рассматриваемом случае ХП - это исходная величина, а статистика элемента - измеряемая величина.

Литература:

1. Менделеев, Д. И. Периодический закон. Т. 1. // Собрание сочинений в 3 томах — М. 1958.
2. Eric R Scerri, Sergio Stoccoro. Le molte domande sollevate dal duplice concetto di "Elemento". *Chimica nella Scuola*. 2. 2023.p 19-35.
3. Кедров, Б.М. Эволюция понятия элемента в химии / Б.М. Кедров. - М., 1956.
4. Мартыненко А. Н. Способ прогнозирования температуры плавления многоэлементных сплавов / А.Н. Мартыненко// КШП. ОМД. – 2023. - №8- С. 12–15.
5. Аристотель. Сочинения: В 4 т. – Т.3. Философское наследие. М.1981.
6. Restrepo G. Spaces of mathematical chemistry. *ChemRxiv*. 2023; doi:10.26434 /chemrxiv-2023-4bmwq This content is a preprint and has not been peer-reviewed.
7. Мартыненко, А.Н. Систематизация химического пространства двухэлементных соединений / А.Н. Мартыненко// Вестник ДонНТУ. –2021. - № 4(26). – С.48-54

ПРОБЛЕМЫ РЕЦИКЛИНГА ТИТАНА И ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ

Пастухов И.Б., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Титановые сплавы, как конструкционный материал, представляет собой уникальный материал, обладающий высокой прочностью, сопоставимый с показателями высокопрочных сталей и при этом низкой плотностью. Это делает этот материал практически незаменимым в самолетостроении, кораблестроении, космонавтике.

Кроме того, большая распространенность в земной коре (среднее содержание его (кларк) составляет 0,57% по массе, среди конструкционных металлов по распространенности занимает 4-е место, уступая железу, алюминию и магнию), делает его наиболее перспективным материалом.

Более широкому распространению титана как конструкционного материала препятствует сложность его получения из руды. Связано это с высоким сродством титана к кислороду, что не позволяет использовать в качестве восстановителя такой относительно дешевый элемент как углерод.

Промышленный способ получения титана - энергозатратное производство, включает несколько сложных технологических стадий – получение тетрахлорида титана, очистка его методом ректификации от примесей, металлотермическое восстановление титана, вакуумные процессы получения компактного титана. По данным [0] полные энергозатраты на добычу и производство основных конструкционных металлов составляют:

- стали 40,1 ГДж/т (11 138,89 кВт*ч/т); переработка металлолома 4-6 ГДж/т (1111,11-1666,67 кВт*ч/т);
- хрома, марганца, олова, цинка — 50 ГДж/т (13 888,89 кВт*ч/т);
- меди — 93 ГДж/т (25 833,33 кВт*ч/т);
- алюминия — 174 ГДж/т (48 333,33 кВт*ч/т);
- никеля - 160 ГДж/т (44 444,44 кВт*ч/т);
- титана - 400 ГДж/т (111111,11 кВт*ч/т);

Различают три класса титановых сплавов — α -сплавы, в которых такими элементами, как алюминий и олово, повышают температуру превращения, β -сплавы, где добавки ванадия, ниобия, молибдена и тантала ее снижают, расширяя область существования β -фазы вплоть до комнатной, и α - β -сплавы, где обе фазы сосуществуют. α -сплавы в целом менее прочны, не выдерживают термической обработки, но отличаются высокой пластичностью и прекрасной свариваемостью. Их часто используют в криогенной технике. β -сплавы, напротив, отлично термообрабатываются, им легко придавать форму, в том числе ковкой, они самые прочные, но тяжелые и плохо свариваются. Наиболее широко применяют сплав ВТ6, Ti-6%Al-4%V. Это α - β -сплав.

По мере более широкого вовлечения титановых сплавов в производство, встает вопрос рециклинга титана.

Технология переплава отходов меди, стали основана на окислительном рафинировании меди и железа, что позволяет просто и достаточно быстро очистить эти металлы от примесей. После этого проводят легирование с целью получения требуемой марки сплава. Таким образом, удается использовать при переплаве в качестве шихты 100% лома соответствующего материала. Из-за высокого сродства титана к кислороду подобную операцию для титана провести невозможно. В настоящее время утилизация титанового лома осуществляется в основном путем добавки подготовленного лома в количестве до 20% к титановой губке при вакуумно-дуговом переплаве. Таким образом, поиск способов переработки лома титановых сплавов является перспективным направлением в современной металлургии.

Большое разнообразие титановых сплавов усложняет, а иногда делает невозможным, классификацию отходов с целью подбора шихты для плавки таким образом, чтобы получить по расплавлению металл марочного состава, то есть использование при шихтовке 100% лома пока невозможно. В литературе имеются сведения о применении при рафинировании металла полученного из лома методов хлорного и электролитического рафинирования. Однако широкому применению этих методов мешает высокая стоимость оборудования, недостаточная степень рафинирования и получение не готового продукта в виде слитка или отливки, а полуфабриката. Метод гидрирования-дегидрирования не применяется из-за дороговизны водорода и металлов, устойчивых к воздействию водорода для изготовления реторт, кроме того, продуктом является порошок титана.

Решением данной проблемы может быть предложение Корпорацией ВСМПО-АВИСМА, заявившей вторичный титановый сплав и способ его изготовления[0].

Таблица 1 Состав вторичного титанового сплава, % масс

Al	V	Mo	Cr	Fe	Ni	Zr	N	O	C	Si	Ti
0,01-6,5	0,01-5,5	0,05-2,0	0,01-1,5	0,1-2,5	0,01-0,5	≤0,5	≤0,07	≤0,3	≤0,1	0,01-0,25	Остальное

Шихту komponуют в зависимости от требуемой величины временного сопротивления сплава, а содержание легирующих элементов в сплаве определяется исходя от расчетных величин алюминиевого и молибденового прочностных эквивалентов.

Величины молибденового $Moeq$ и алюминиевого $Aleq$ эквивалентов определяются по формулам:

$$1) Moeq = [Mo] + [V] / 1,5 + [Cr] \times 1,25 + [Fe] \times 2,5 + [Ni] / 0,8$$

$$2) A_{\text{eq}} = [Al] + 10 [O] + 10 [C] + 20 [N] + [Zr] / 6$$

и составляют:

- 1) $M_{\text{eq}} = 3,1 - 7,0$, $A_{\text{eq}} = 5,4 - 7,1$ для листовых полуфабрикатов;
- 2) $M_{\text{eq}} = 3,1 - 7,0$, $A_{\text{eq}} = 7,11 - 9,7$ для изделий конструкционного назначения;
- 3) $M_{\text{eq}} = 7,0 - 13,40$, $A_{\text{eq}} = 5,3 - 9,20$ для конструкционной брони.

Переплавы ведут в гарнисажной вакуумно-дуговой печи, полученный металл разливают в слитки, которые подвергают второму переплаву в кристаллизатор.

В результате удается получить сплав с заданными показателями прочностных и технологических свойств из отходов разнородных сплавов.

Используя данную разработку можно предложить схему переработки титанового лома (рис.1).

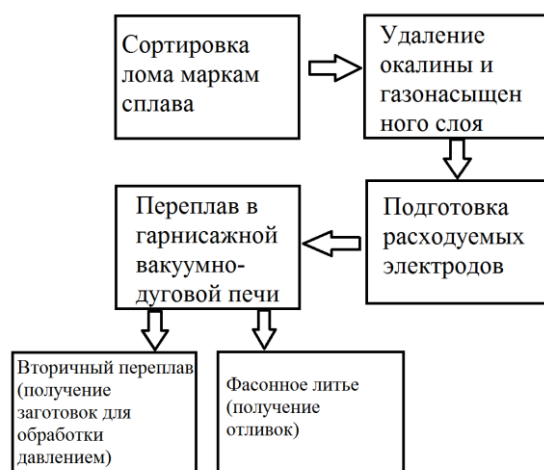


Рисунок 1 - Схема переработки титанового лома

Выводы:

1) применение вторичного титанового сплава позволяет более широко использовать отходы титановых сплавов, амортизационный лом и получать слитки из шихты состоящей из 100% лома;

2) предлагаемая схема позволяет реализовать переработку лома в условиях небольших литейных цехов, предприятий машиностроительного профиля.

Литература:

1. Смил, Вацлав. Создание современного мира: материалы и дематериализация / Вацлав Смил. – Москва: ООО «ПрофЛингва», 2017. – 296с.
2. Пат. № 2425164 Российская Федерация, МПК С 22 С 14/00 (2006.01), С 22 В 9/20 (2006.01). Вторичный титановый сплав и способ его изготовления / Тетюхин В. В., Левин И. В., Пузаков И. Ю., Таренкова Н. Ю.; заявитель и патентообладатель ВСМПО-АВИСМА. – № 2010101764/02; заявл. 20.01.2010 ; опубл. 27.07.2011.

ОСОБЕННОСТИ ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Сагайдак А. И., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Магний - самый легкий из конструкционных материалов, широко применяемых в промышленности. Однако чистый магний обладает низкими механическими свойствами, поэтому в промышленности нашли применение магниевые сплавы, которые обладают уникальными свойствами: высокими удельной прочностью и удельной жесткостью, хорошими демпфирующими характеристиками, технологичностью.

Деформируемые магниевые сплавы широко применялись в изделиях авиакосмической техники и в ракетостроении (детали управления, детали кресел самолетов, посадочных устройств, фюзеляжей ракет и т.п.). Отечественные космические программы выполнялись с использованием деформируемых магниевых сплавов МА2-1, МА12, МА14 и др. в конструкциях космических аппаратов по программам: «Восток», «Восход», «Союз», «Луна», «Венера».

Удельная прочность некоторых разработанных серийных магниевых сплавов в ряде случаев превосходит удельную прочность серийных сплавов на основе алюминия аналогичного назначения (табл. 1).

Таблица 1 – Механические свойства магниевых сплавов

Сплав(аналог)	Систематизация	Видполуфабриката	Удельнаяпрочность,кг/м	Термическая обработка	$\sigma_{0,2}$	σ_b	$\sigma_{0,2сж}$	δ , %	σ_b (сварное соединение),МПа
					МПа				
МА2-1,МА2-1пч(AZ31В)	Mg-Al-Zn-Mn	ЛистыПрессованныепруткии трубы	14,3	Отжиг	215-167	255-267	185	18-11	230-240 □
МА5,МА5пч(AZ80, AZ91)		Прутки,поковки,штамповки	17	Закалка+старение	235	304	135	9	Несваривается
МА14(ZK60A)	Mg-Zn-Zr	Поковки,штамповки	17	Тоже	245	304	145	12	Несваривается
ВМД10	Mg-Zn-Zr-РЗМ	Прутки,полосы,трубы,штамповки	18	Отжиг	260	345	275	10	295
ВМД7-1	Mg-Zn-Zr-РЗМ	Прутки	19	Безт/о	310	370	315	6	Нетданных
АА2024(Д16)	Mg-Zn-Zr-РЗМ	Прутки,полосы	15,8	Закалка+старение	295	440	–	12	Несваривается

В России первичный магний получают в основном электролизом безводного карналлита ($MgCl_2 \cdot KCl$). Данный способ энергозатратен и требует сложного технологического оборудования. Китай, лидер в производстве магния в мире, использует силикотермическое восстановление магния из магнезитового или магнезито-доломитового сырья ($MgCO_3$) – он дешевле и проще в аппаратном оформлении [1]. Со временем накапливается достаточное количество амортизационного лома магниевых сплавов, который может стать альтернативой первичному магнию для предприятий машиностроения.

Переработка лома магниевых сплавов в настоящее время основана на технологии плавки под флюсом в отражательных топливных печах, тигельных топливных, тигельных электрических мечах сопротивления и тигельных индукционных печах. Задача флюса – предотвратить окисление и возгорание магния, а также рафинирование расплавленного металла. Плавка может вестись с 2 флюсами – сначала используют покровный флюс для защиты – далее его скачивают и наводят рафинировочный флюс - задача которого связать окись магния и вывести ее из расплава.

Таблица 2 – Состав флюсов для плавки магниевых сплавов

Состав, %							
Флюс	$MgCl_2$	KCl	$CaCl_2$	CaF_2	$BaCl_2$	MgO	AlF_3
№2	38-46	32-40	<10	–	5-8	<1,5	–
Ви 2	38-46	32-40	<10	3-5	5-8	<1,5	–
Ви 3	30-40	25-36	<2	15-20	–	7-10	–
Фл 5-3	26	20-40	–	6-13	9	–	6-13

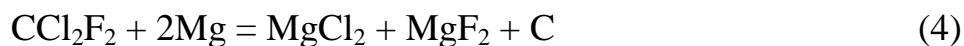
Образующиеся продукты рафинирования ($MgCl_2 \cdot 5MgO$) опускаются на дно тигля. По разным данным потери магния при плавке под флюсом составляют до 6 % магния в результате окисления расплава, кроме того, при сливе металла из тигля оставляют часть металла, в которой концентрируются продукты рафинирования. Для улучшения механических свойств магниевых сплавов проводят их модифицирование проводимое с помощью $MgCO_3$. При этом протекает ряд реакций:



Карбид алюминия создает многочисленные центры кристаллизации, однако при этом происходит интенсивное кипение ванны, что приводит к интенсивному окислению магния и насыщению ванны водородом[2].

Безфлюсовая плавка, позволяет снизить потери магния. Разработанный авторами [2] способ модифицирования магниевых сплавов системы Mg-Al-Zn-Mn включает расплавление магния, введение компонентов сплава в защитной газовой среде без применения флюса и продувку расплава модификатором (смесь бескислородного углеродсодержащего газа (фреоны) с инертным (аргон, гелий) в соотношении (1:1)... (1:3)) при температуре 730...750 °С.

Процесс в случае использования фреонов 12 и 14 протекает по реакциям:



Углерод выделяется в чистом виде из газовой фазы без промежуточных превращений, т. е. увеличивается вероятность его более полного выделения и усвоения. Наличие в смеси инертного газа позволяет удалять растворенный водород.

Применение данной технологии позволит получать слитки и отливки из магниевых сплавов путем переплава лома магния и его сплавов. При этом не требуется дополнительного специального оборудования, достаточно стационарные или выемные тигли со стальной крышкой оборудовать приспособлениями для подачи в тигель газовой смеси. Герметизации не требуется. Печь должна иметь местную отсасывающую вентиляцию. Подача газа в тигель осуществляется периодически из баллона с газом через ресивер, дозатор и трубопровод, введенный в верхнюю часть тигля. Процесс окисления и возгорания магния при плавлении подавляется путем увеличения подачи газовой смеси.

Выводы:

- переработка вторичных магниевых сплавов в условиях машиностроительных предприятий позволит более широко применять данный материал и увеличить энергоэффективность производимых механизмов за счет использования уникальных свойств данного материала;

- технология безфлюсовой плавки дает возможность снизить потери магния и получить металл с высокими механическими свойствами.

Литература:

1. Эйдензон, М.А. Магний / М.А. Эйдензон, – Москва : Металлургия, 1969. – 352 с.

2. Бобрышев, Б. Л. Ресурсо- и энергосбережение при литье крупногабаритных отливок из магниевых сплавов / Б. Л. Бобрышев, Д. В. Попков, В. С. Моисеев, О. В. Кошелев, Д. Б. Бобрышев, К. В. Моисеев // Вестник Концерна ВКО «Алмаз – Антей». – 2020. – № 1. – С.77-86.

ПРОБЛЕМА УСАДОЧНЫХ ДЕФЕКТОВ В СЛИТКАХ БОЛЬШИХ ДИАМЕТРОВ ИЗ СПЛАВА ВЖ159 ПРИ ВАКУУМНО-ДУГОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ

Шкилёва Д.А., Рябова Л.И.

Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексева,
г. Нижний Новгород

В современном мире технологический прогресс играет ключевую роль в развитии промышленности и создании более эффективных методов производства. Одним из важных направлений в области металлургии и производства изделий из металлов является разработка и совершенствование технологических процессов. В этом контексте вакуумно-дуговой переплав (ВДП) из никелевых сплавов заслуживает особого внимания [1].

ВДП металлов – это процесс, в котором металл переплавляется с использованием электрической дуги, осуществляемой в вакуумной среде. Этот метод переплава широко используется в промышленности для производства высококачественных металлических изделий [2].

Для создания электрической дуги между расходуемым электродом и основанием медного водоохлаждаемого кристаллизатора, применяется постоянный ток. За счет высокой температуры, создаваемой дугой, конец расходуемого электрода плавится, и новый слиток образуется в водоохлаждаемом кристаллизаторе [3].

Слитки, произведенные с помощью вакуумно-дугового переплава, отличаются минимальным уровнем загрязнения газами и неметаллическими включениями, минимальной микросегрегацией в центре слитка, высокими изотропными характеристиками, точной химической структурой, плотной и однородной структурой и так далее [4].

ВДП также является одним из самых распространенных методов формирования слитков из никелевых сплавов. Однако при переплаве слитков из никелевого сплава ВЖ 159 возникает проблема образования усадочной раковины в заключительной стадии формирования слитка [4-5].

Актуальность данного исследования обусловлена несколькими факторами. Во-первых, никелевые сплавы широко используются в различных отраслях, таких как аэрокосмическая, энергетическая, химическая промышленность и даже в медицине. Эти сплавы обладают уникальными механическими и химическими свойствами, что делает их незаменимыми материалами для производства критически важных компонентов и изделий. Второй важный аспект актуальности связан с постоянным развитием и совершенствованием технологий, которые могут значительно повысить эффективность производства никелевых сплавов и изделий из них [5].

Перспективы исследования технологии ВДП из никелевых сплавов предвещают множество потенциальных выгод и возможностей. В частности, разработка новых методов и подходов к ВДП может привести к улучшению

эффективности энергопотребления, стабильности дуги, а также оптимизации параметров переплава. Это, в свою очередь, может значительно снизить затраты на производство, улучшить качество конечных изделий и сделать никелевые сплавы более доступными для различных отраслей промышленности. Более того, использование автоматизированных систем управления и современных методов контроля позволит повысить репродуктивность процесса ВДП [6].

Полученные данные помогут оптимизировать технологический процесс вакуумно-дугового переплава и повысить эффективность производства [6].

По этой причине на практике предприятия часто вынуждены прибегать к исследованию образования усадочных дефектов на слитках из никелевого сплава на заключительном этапе формирования [6].

Таким образом, исследование образования усадочной раковины на слитках большого диаметра из никелевого сплава ВЖ159 на заключительном этапе формирования имеет высокую актуальность. Это связано с необходимостью повышения качества получаемых слитков и оптимизации технологического процесса их изготовления [7].

В работе поставлена задача выбора экономичного технологического варианта повышения качества слитков и снижения возникновения усадочных дефектов в никелевых сплавах, применимого к условиям действующего производства и не требующего существенных затрат в ходе освоения [7].

Сначала анализировались основные причины возникновения усадочных дефектов в ходе заключительного этапа формирования никелевого слитка [7].

Одной из основных причин образования усадочной раковины является неоднородное остывание материала во время переплава. В процессе вакуумно-дугового переплава нагретый материал находится в контакте с холодными стенками плавильной камеры, что приводит к неравномерному остыванию и усадке слитка. При этом, никелевые сплавы, такие как ВЖ159, обладают высокой теплопроводностью и способностью к усадке в процессе остывания [7-8].

Другим фактором, влияющим на образование усадочной раковины, является состав и структура никелевого сплава. В процессе переплава могут образоваться различные фазы или дефекты, которые могут привести к неоднородности свойств материала и его усадке [8].

Изучение этих факторов позволит определить основные причины образования усадочной раковины и разработать методы ее предотвращения или минимизации. Это позволит повысить качество получаемых слитков из никелевого сплава ВЖ159 и снизить количество отбраковки продукции [8].

Важно также учитывать форму и размер усадочной раковины, которые должны соответствовать требованиям. Перед дальнейшей обработкой, такой как прокатка или ковка, усадочная раковина отрезается от головной части слитка и удаляется в отходы. Для уменьшения количества отходов следует стремиться к тому, чтобы усадочная раковина была по возможности широкой и короткой, мало углубляющейся в слиток по его высоте [9].

На промежуточном этапе анализа выбора наиболее экономически выгодного метода улучшения качества и снижения вероятности усадочных дефектов на никелевых сплавах, было принято решение внести изменения в ряд параметров заключительного этапа технологического процесса вакуумно-дуговой плавки, таких время переплава, сила тока, напряжение, скорость переплава и изменить конечную массу расходуемого электрода. Целью этих изменений является установление оптимальных параметров переплава и минимизация риска возникновения усадочных дефектов в верхней части слитка в условиях действующего производства [10].

Литература:

1. Иренин, А.М. Вакуумный дуговой переплав жаропрочных сплавов и высоколегированных сталей / А.М. Иренин, Ю.В. Захаров, В.М. Федотов. – М.: Типография МАП, 1993. – 243 с.
2. Сосуров, Г.О. Оптимизация режимов выдержки слитков из жаропрочных сплавов в вакуумно-дуговой печи на базе предприятия ОАО «РУСПОЛИМЕТ» / Г.О. Сосуров, Е.А. Чернышов // Успехи современного естествознания. – 2012. – №6. – С. 54-54.
3. Каблов, Д.Е. Опыт использования вакуумно-дуговой печи ALD VAR L200 для выплавки слитков жаропрочных сплавов на основе алюминидов титана / Д.Е. Каблов, П.В. Панин, А.А. Ширяев, Н.А. Ночовная // Авиационные материалы и технологии. – 2014. – №2(31). – С. 27-33.
4. Шалимов, А.Г. Интенсификация процессов специальной электрометаллургии / А.Г. Шалимов, А.Г. Гогин, Н.А. Тулин. – М.: Metallurgy, 1989. – 334 с.
5. Павлов, В.А. Спецэлектрометаллургия сталей и сплавов / В.А. Павлов, Е.Ю. Лозовая, А.А. Бабенко. – Екатеринбург: Изд-во Урал.ун-та, 2018. – 168 с.
6. Казачков, Е.А. Вакуумно-дуговой переплав / Е.А. Казачков, А.Д. Чепурной. – 1992. – 28 с.
7. Высокожаропрочные деформируемые никелевые сплавы для перспективных газотурбинных двигателей и газотурбинных установок / Б.С. Ломберг, С.В. Овсепян, М.М. Бакрадзе [и др.] // Технологии материалов. – 2011. – С. 98- 103.
8. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига». – 2002. – 768 с.
9. Хворинов, Н.И. Кристаллизация и неоднородность стали / Н.И. Хворинов. – М.: Машгиз, 1958. – 392 с.
10. Огороков, Г.Н. Вакуумная металлургия / Г.Н. Огороков. – М.: Металлургиздат, 1962. – С. 206-240.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ПОРОШКОВ ТИТАНА И ЕГО СПЛАВОВ

Симонов А.Ю., Пасечник С.Ю.

Донецкий национальный технический университет

В настоящей работе был проведен анализ технологии получения порошков титана с использованием различных методов атомизации, включая газовую, вакуумную и центробежную.

Существует множество методов производства титановых порошков, которые условно можно разделить на физико-химические и механические.

Методы физико-химической обработки отличаются от механических методов тем, что они связаны с изменениями в химическом составе и структуре исходного материала, в результате чего конечный продукт представлен порошками, которые существенно отличаются от начального сырья. В то время как механические методы позволяют получить порошок из сырья, не сильно изменяя его химический состав. Эти методы включают в себя различные методы измельчения в мельницах и диспергирование расплавов с использованием газовой или жидкостной струи, также известное как атомизация.

Частицы порошков, полученные механическим измельчением, имеют неправильную форму и содержат значительное количество примесей от истирающихся элементов оборудования. По этой причине эти методы не подходят для производства порошков, применяемых в аддитивных технологиях.

Наиболее продуктивным, экономичным и эффективным методом получения порошков металлов является диспергирование расплава, который используется для получения 60-70% всех промышленных порошков. Распыление (атомизация) широко применяется при создании порошков многокомпонентных сплавов, особенно с аморфной структурой, которая позволяет обеспечить равномерный химический состав даже при высоком содержании легирующих компонентов, превышающем их растворимость в основном компоненте сплава. Порошки, произведенные путем диспергирования расплавов, обладают практически сферической формой частиц [1].

Более 90% порошков, применяемых в технологиях добавления материалов, производятся путем диспергирования расплавов. Главными методами атомизации для получения порошков для АМ-машин являются газовая, вакуумная и центробежная.

Процесс газовой атомизации включает плавление металла в плавильной камере (чаще всего в вакууме или инертной среде) и последующее контролируемое направление расплавленного металла через специальный распылитель, где происходит его разрушение газовой струей под давлением. Для создания мелких титановых порошков ($d = 10-40$ мкм), которые часто

применяются в технологиях добавления материалов, широко используются ВИМ-атомайзеры (Vacuum Induction Melting), где плавильную камеру вакуумируют для минимизации контакта с кислородом и азотом.

Процесс получения титановых порошков с использованием машин для вакуумного плавления, известный как VIGA – Vacuum Induction Melt Inert Gas Atomization, предусматривает расплавление металла в вакуумной камере методом индукционного нагрева и последующее газовое распыление металла. Для плавления могут применяться как поворотные, так и сливные тигли, изготовленные из керамики или графита, с температурой плавления до 1900°C. Расплавленный металл направляется в специальный приемник, к которому подается инертный газ под давлением (чаще всего аргон, иногда азот).

Процесс атомизации металла проходит через три фазы: начальную, рабочую и заключительную. В начальной фазе система настраивается на рабочий режим, открывается клапан для слива металла, а также включается подача распылительного газа в определенном соотношении с металлом. Эта фаза длится несколько секунд. Затем начинается рабочая фаза, где процесс стабилизируется и достигается необходимое соотношение между расходом металла и аргона в распылителе.

В конце рабочего процесса (заключительная фаза) скорость выхода металла снижается, параметры потока изменяются, и баланс между массой металла и газа нарушается. Эта фаза также длится несколько секунд. В начальной и заключительной фазах порошок титана получается некондиционным. Для повышения эффективности системы рекомендуется увеличивать долю рабочей фазы в общем балансе времени цикла атомизации. На рисунке 1 показана схема атомайзера VIGA.

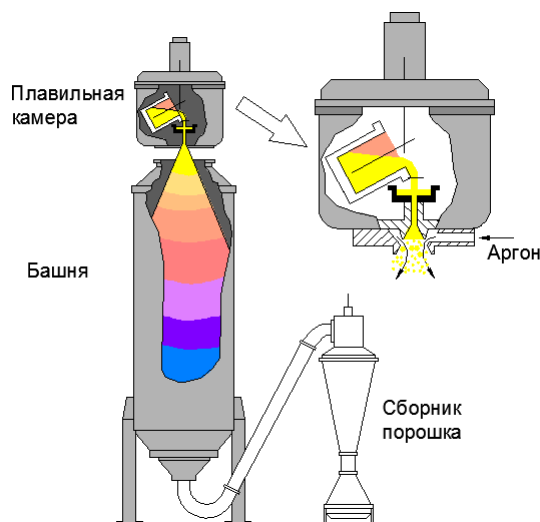


Рисунок 1 - Схема атомайзера VIGA

Устройство, где осуществляется распыление металла, является ключевым компонентом процесса атомизации. Это сложное устройство имеет определенные размеры по причинам конструкции и технологии, которые не могут быть менее определенных значений. Для эффективного распыления

требуется точное соотношение между расходом металла и газа. Минимальный расход металла составляет около 8 кг/мин или 1,0 л/мин (для стали). Использование атомайзера с тиглем объемом 1,0-3,0 л для производства титанового порошка в коммерческих целях неоптимально. Процесс будет слишком коротким для стабильного распыления во время рабочей фазы, что приведет к невысокой производительности порошка титана. Этот подход подходит для научных исследований, но не рекомендуется для коммерческого применения [2].

Наиболее оптимальным считается использование тигля объемом 5,0 л (приблизительно 40 кг по стали) для производства титанового порошка. В этом случае время распыления составляет около 5 минут, а продолжительность рабочей фазы – около 4,5 минут. Расширение фракционного состава порошка титана может быть достигнуто путем повышения расхода металла через сливной канал.

Технология EIGA (Electrode Induction Guide Inert Gas Atomization) представляет собой один из вариантов газовой атомизации, разработанный для получения порошков реактивных металлов, таких как титан, цирконий, гафний, ванадий, платина, и других продуктов.

Применение EIGA-атомайзеров для получения металлических порошков, используя метод распыления в струе аргона, является распространенным способом. Эта технология позволяет расплавлять предварительно обработанные электроды путем индукционного нагрева, а затем распылять металл инертным газом.

Подход Plasma Atomization представляет собой разновидность газовой атомизации, позволяющую производить высококачественный порошок сплавов, включая молибден, титан, никель, тантал и кобальт-хром, с широким и управляемым диапазоном фракционного состава. В данном методе плавление металла происходит за счет плазмы.

Также существует возможность применения технологии газовой атомизации с использованием плазмы для изменения формы или коррекции неидеальной геометрии порошков. Этот процесс включает дополнительную обработку порошка в плазме, что приводит к приобретению правильной сферической формы частицами порошка.

В зарубежной литературе процесс вакуумной атомизации часто называется Soluble gas atomization, что означает атомизацию за счет растворенного в расплаве газа. Суть данной технологии заключается в использовании атомайзера, состоящего из двух камер – плавильной и распылительной. В плавильной камере создается избыточное давление газа (обычно водород, гелий или азот), который растворяется в расплаве. Во время атомизации металл под действием давления в плавильной камере поступает вверх к сопловому аппарату, выходящему в распылительную камеру, где создается вакуум. Возникающий перепад давлений стимулирует растворенный газ к выходу на поверхность капель расплава и "взрывает" их изнутри, обеспечивая сферическую форму и мелкодисперсную структуру порошка титана.

Технологии центробежной атомизации имеют разнообразные варианты. Особый интерес представляют технологии, позволяющие получать порошки реактивных и тугоплавких металлов, которые являются наиболее востребованными для аддитивных технологий. Например, технология REP (Rotating Electrode Process) предполагает распыление расплава, создаваемого электрической дугой между прутком материала (обычно диаметром от 15 до 75 мм) и вольфрамовым электродом. Основным преимуществом такой технологии является полное исключение контакта расплава с тиглем и разливочными устройствами. Вариантом этой технологии является процесс PREP (Plasma Rotating Electrode Process), при котором плавление фидстока осуществляется высокоскоростным потоком ионизированного инертного газа [3].

Выбор оптимального метода для производства титанового порошка зависит от ряда факторов и требований, связанных с качеством и характеристиками конечного продукта. Проведем анализ рассмотренных методов:

1) Газовая атомизация широко используется для получения металлических порошков титана. При этом процессе металл расплавляется и атомизируется инертным газом, обеспечивая высокое качество, чистоту и форму частиц порошка.

2) Вакуумная атомизация также включает процесс расплавления и атомизации металла, однако в условиях вакуума. Это позволяет контролировать окружающую среду и, следовательно, качество порошка титана. Однако использование вакуумного оборудования может повлиять на экономическую эффективность процесса.

3) Центробежная атомизация предполагает выброс расплавленного металла через центробежное устройство с последующим затвердеванием в виде порошка. Этот метод обеспечивает равномерный размер частиц и дисперсию.

Решение о предпочтительном методе производства зависит от уникальных характеристик порошка титана, включая размер и форму частиц, чистоту, стоимость производства и другие параметры. Для обоснованного выбора необходимо провести более глубокое исследование и сравнительный анализ данных методов с учетом специфики конкретной задачи.

Литература:

1. Порошковая металлургия титана: учебник / В.С. Устинов, Ю.Г. Олесов, Л.Н. Антипин, В.А. Дрозденко. - 2-е изд. перераб. и доп. - Москва : Металлургия, 1981. - 247с. - УДК 669.295:621.762. - Текст : непосредственный.

2. Зленко, М.А. Аддитивные технологии в машиностроении : учебное пособие / М.А. Зленко, А.А. Попович, И.Н. Мутылина. - Санкт-Петербург : Изд-во СПб.политехнического ун-та, 2013. - 222с. - (Профессиональное образование). - Текст : непосредственный.

3. Поздняков, Е.П. Материалы аддитивного синтеза : учебное пособие / Е.П. Поздняков ; Гомельский государственный технический университет имени П.О. Сухого. - Гомель : ГГТУ имени П.О. Сухого (университет), 2021. - 283с. УДК 669(075.8). - Текст : непосредственный.

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ДЛЯ БАЛАНСОВЫХ РАСЧЕТОВ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ТИТАНОВОГО ШЛАКА В РУДНО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

Слободин В.А., Евграфов Г.М., Сидрачев А.В.
Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
г. Санкт-Петербург

Титан и его сплавы являются стратегическими и дефицитными ресурсами [1], они жизненно необходимы в металлургии, энергетике, медицине, авиации, ракетостроении и на предприятиях военно-промышленного комплекса. Сырьевая база титана России имеет достаточные масштабы для обеспечения внутренних потребностей страны в титановом сырье, но сейчас титановая промышленность РФ практически полностью зависит от внешних поставок концентратов [2,3].

Решением сырьевых проблем может проект компании «РУСТИТАН» по разработке месторождений Среднего Тимана (Республика Коми), так как запасов Ярегского и Пижемского месторождений хватит на несколько сотен лет. [4]

Проектирование новых заводов по переработке титаносодержащего сырья обязательно должно сопровождаться расчетами материальных и тепловых балансов отдельных переделов и всей технологической цепочки в целом. В современном мире данную задачу рационально решать с применением программных продуктов, разработка которых и является целью данной работы, так как в век цифровизации все предприятия должны быть обеспечены современными АСУТП [5], без них достичь успешного устойчивого развития сырьевого сектора экономики невозможно [6].

Идея работы заключается в создании программ на базе алгоритмов действия в рамках технологических схемы, позволяющих автоматизировать расчеты материального и теплового балансов. Использованы зависимости по первичным данным процесса, описанные ранее технической литературе по выбранной тематике [7].

Рутил TiO_2 (содержание TiO_2 92-94%) является высококачественным титановым сырьем, но по распространению он уступает ильмениту $FeO \cdot TiO_2$ (содержание TiO_2 42-65%), именно поэтому последний является сырьевой базой для основных отечественных предприятий. [2,7]

Технология производства титана из ильменитовых концентратов (рис. 1), по сравнению с производствами других металлов, существует довольно продолжительное время, не претерпевая существенных изменений в последние годы.

Основное отличие технологии переработки рутиловых концентратов от приведенной выше – это восстановительная плавка. Её цель – получение чугуна (канал вывода железа) и обогащенного по TiO_2 промпродукта (шлака) с содержанием TiO_2 75-87% для дальнейшего хлорирования, с целью исключения

перерасхода хлора на следующей операции на побочные реакции хлорирования оксидов железа. Рутитовые концентраты же могут быть сразу отправлены на хлорирование, ведь содержания железа в них гораздо ниже [7].

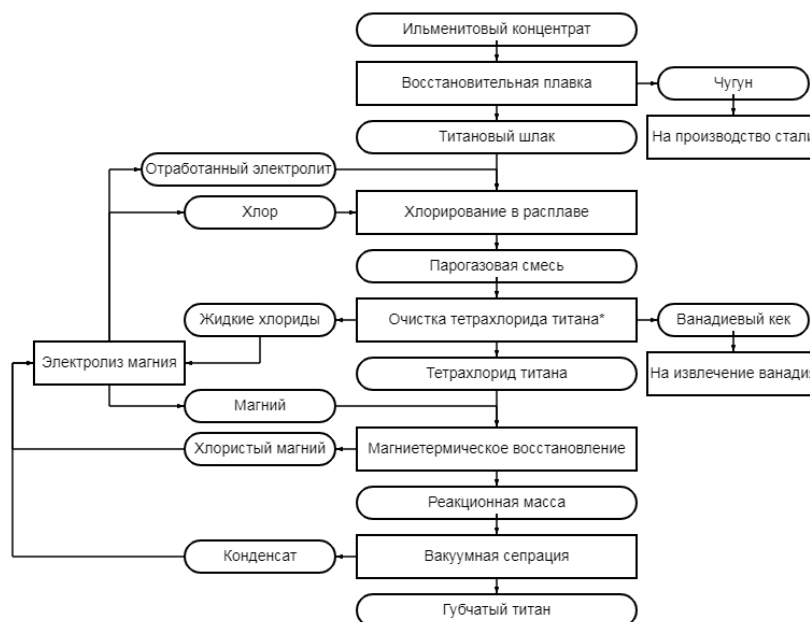
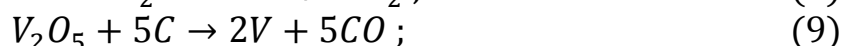
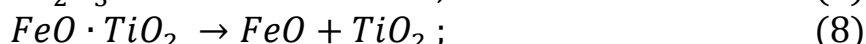
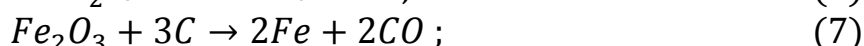
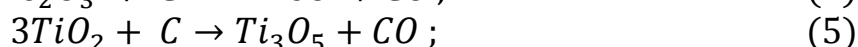
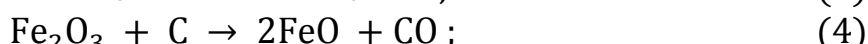
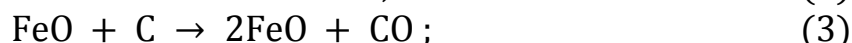
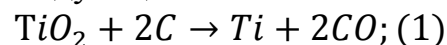


Рисунок 1 – Технологическая схема производства титана (составлено авторами)

Первая подобная плавка ильменитового концентрата была совершена под руководством С.С. Штейнберга на Урале в 1929 году.

Разделение титана и железа при плавке основано на большом различии сродства к кислороду у железа и титана. Основными реакциями, протекающими в ходе процесса выплавки титанового шлака в трехэлектродных круглых электропечах ($T = 1650-1750\text{ }^{\circ}\text{C}$), являются следующие:



Процесс может быть реализован непрерывно или периодически. В первом случае достигается большая производительность и более полная автоматизация, но в шлаке остается от 8 до 15% оксида железа, во втором же – только 5%.

Извлечение титана в шлак составляет порядка 94%, а железа в металлический продукт около 81% [7].

В ходе работы разработаны программы для расчета материального и теплового балансов первого технологического передела: «Программа расчёта материального баланса процесса выплавки титанового шлака» и «Программа

расчёта теплового баланса выплавки титанового шлака» [8,9]. Программы реализованы в среде программирования Python 3.0. Для организации ввода данных и вывода результатов используется табличный процессор MS Excel.

Входными данными первой программы являются: масса концентрата поступающего на плавку концентрата, его состав, состав углеродного восстановителя и его золы, а также показатель расхода электродов на тонну шлака и распределение составляющих концентрата по продуктам выплавки, включения отношение Ti_2O_3/TiO_2 .

Выходными данными первой программы являются таблица полного материального баланса вышеуказанного процесса. Кроме того, в программе выводятся таблицы и круговые диаграммы составов продуктов: чугуна, шлака, пыли и газов. На рисунке 2 представлена таблица материального баланса процесса выплавки титанового шлака (загрузка печи – 25 тонн ильменитового концентрата).

Загружено			Получено		
наименование	количество		наименование	количество	
	кг	%		кг	%
1. Концентрат:	25000	100	1. Чугун и магнитная фракция:	8216,48	100
TiO2	12650	50,6	Fe	7763,03	94,481
FeO	9050	36,2	Mn	8,051	0,098
Fe2O3	1975	7,9	Ti	225,235	2,741
SiO2	475	1,9	Si	51,633	0,628
Al2O3	400	1,6	C	155,222	1,889
MgO	175	0,7	V	13,31	0,162
MnO	175	0,7	2. Потери чугуна и магнитной фракции:	82,994	100
CaO	50	0,2	Fe	78,414	94,481
V2O5	50	0,2	Mn	0,081	0,098
2. Антрацит:	2812,81	100	Ti	2,275	2,741
углерод	2475,27	88	Si	0,522	0,628
летучие	70,32	2,5	C	1,568	1,889
влага	42,192	1,5	V	0,134	0,162
зола Fe2O3	78,759	2,8	3. Шлак:	13314,4	100
зола SiO2	101,261	3,6	TiO2	7873,91	59,138
зола Al2O3	45,005	1,6	Ti2O3	3542,71	26,608
3. Воздух:	2631,63	100	SiO2	431,756	3,243
O2	605,275	23	Al2O3	435,713	3,272
N2	2026,36	77	V2O5	24,453	0,184
4. Электроды	296,476	100	MnO	160,797	1,208
			MgO	170,306	1,279
			CaO	48,906	0,367
			FeO	625,898	4,701
			4. Потери шлака:	161,714	100
			TiO2	95,634	59,138
			Ti2O3	43,029	26,608
			SiO2	5,244	3,243
			Al2O3	5,292	3,272
			V2O5	0,297	0,184
			MnO	1,953	1,208
			MgO	2,069	1,279
			CaO	0,594	0,367
			FeO	7,602	4,701
			5. Пыль:	464,315	100
			SiO2	27,69	5,964
			TiO2	316,25	68,111
			MgO	2,625	0,565
			FeO	90,5	19,491
			Fe2O3	19,75	4,254
			Al2O3	4	0,861
			MnO	1,75	0,377
			CaO	0,5	0,108
			V2O5	1,25	0,269
			6. Газы:	8447,83	100
			CO	6221,38	73,645
			H2O	200,094	2,369
			N2	2026,36	23,987
Итого	30740,9		Итого	30687,8	

Рисунок 2 – Таблица материального баланса процесса выплавки титанового шлака, выводимая разработанной программой [8]

На рис. 3 представлена диаграмма состава титанового шлака, которая строится по результатам расчетов вышеуказанной программы [8].

Состав товарного шлака

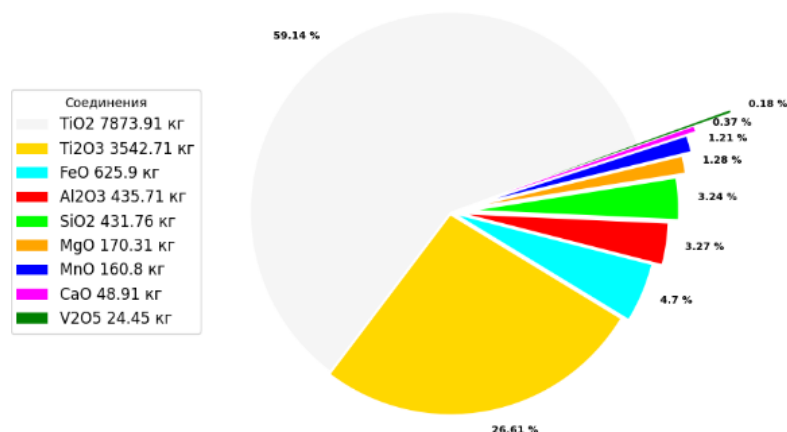


Рисунок 3 – Круговая диаграмма состава титанового шлака, выводимая программой [8]

Невязка в балансах составила менее 0,2%, что вполне допустимо для данного случая. На основании материального баланса производят расчет теплового баланса для определения технических показателей печей и других металлургических агрегатов. «Программа расчёта теплового баланса выплавки титанового шлака» [9] выводит таблицу теплового баланса на основании данных из первой программы [8], пример для производительности 50 тыс. т/год титанового шлака приведен на рис. 4.

Суточный тепловой баланс руднотермической печи

Статья	Приход		Статья	Расход	
	количество			количество	
	кДж/ч	%		кДж/ч	%
Тепло, вносимое электрической энергией	14996912,86	96,865	Физическое тепло шлака	4346772,013	28,076
Физическое тепло шихты	53922,781	0,348	Физическое тепло чугуна	1477980,198	9,546
Физическое тепло воздуха	7628,374	0,049	Тепло отходящих газов	864566,648	5,584
Тепло от сгорания электродов	423777,872	2,737	Тепло эндотермических реакций	5390122,83	34,815
			Тепло охлаждающей воды	1080	0,007
			Потери тепла поверхностью печи	1676411,64	10,828
			Потери тепла в трансформаторе	1061728,344	6,858
			Неучтенные потери	663580,215	4,286
Итого	15482241,89	100	Итого	15482241,89	100

Рисунок 4 – Таблица результатов расчета теплового баланса печи РТП [9]

По итогам работы были получены 2 свидетельства на программы для ЭВМ [8,9]. В дальнейшем планируется подготовка программ для следующих этапов производства титана. ПО может быть использовано для разбора различных сценариев протекания технологического процесса, выявления несовершенств технологии (материальных потерь, низкого извлечения), для автоматизации расчетов при проектировании новых предприятий по переработке титаносодержащего сырья (РУСТИТАН, ВСМПО-АВИСМА). Комплекс программ также будет применен в образовательном процессе студентов, обучающихся на специальности 22.03.02 «Металлургия» в рамках изучения

дисциплин «Металлургия легких металлов», «Металлургия редких металлов» и другие.

Снижение дефицита титаносодержащего сырья и строительство новых предприятий с применением современных способов по его переработке являются ключевыми задачами данного сектора минерально-сырьевого комплекса России, которые могут быть успешно решены только с применением цифровых технологий на каждом этапе.

Использование описанных программ позволит улучшить качество подготовки будущих металлургов. Следует отметить, что высококвалифицированные кадры – обязательный фактор бесперебойного функционирования проектируемых предприятий титановой промышленности

Литература:

1. Литвиненко В.С., Петров Е.И., Василевская Д.В., Яковенко А.В., Наумов И.А., Ратников М.А. Оценка роли государства в управлении минеральными ресурсами // Записки Горного института. – 2023. – № 259. – С. 95-111. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.100>

2. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2020 г. Государственный доклад. М.: Министерство природных ресурсов и экологии РФ, 2021. 572 с. <https://www.rosnedra.gov.ru/article/13930.html> (27.01.2024)

3. Садыхов Г. Б. Фундаментальные проблемы и перспективы использования титанового сырья в России // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63. – № 3–4. – С. 178–194. DOI: 10.17073/0368-0797-2020-3-4-178-194

4. Макеев А.Б., Брянчанинова Н.И., Красоткина А.О. Уникальные титановые месторождения Тимана: проблемы генезиса и возраста // Записки Горного института. – 2022. – Т. 255. – С. 275-289. DOI: 10.31897/PMI.2022.32

5. Глазатов А. Н., Молодцев М. С., Казаков А. М., Бразюлис Л. А. Совершенствование методики и системы контроля балансовых продуктов на обогатительной фабрике АО «Кольская ГМК» // Цветные металлы. – 2020. – № 12. – С. 88–93. DOI: 10.17580/tsm.2020.12.13

6. Litvinenko V. S. Digital economy as a factor in the technological development of the mineral sector // Natural Resources Research. – 2020. – Т. 29. – №. 3. – С. 1521-1541. doi:10.1007/s11053-019-09568-4

7. Титан: свойства, сырьевая база, физико-химические основы и способы получения / [В. А. Гармата, А. Н. Петрунько, Н. В. Галицкий и др.]; под ред. В. А. Гарматы. - Москва: Металлургия, 1983. - 558 с.

8. Свидетельство программы ЭВМ № 2023681162 Программа расчёта материального баланса процесса выплавки титанового шлака. Авторы: Слободин В.А., Бажин В.Ю., Косовцева Т.Р.. Оpubл. 11.10.2023 Бюл. №10.

9. Свидетельство программы ЭВМ № 2023669615 Программа расчёта теплового баланса выплавки титанового шлака. Авторы: Слободин В.А., Бажин В.Ю., Федоров А.Т.. Оpubл. 28.09.2023 Бюл. №10.

СРАВНЕНИЕ ОСНОВНЫХ СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИТИЯ

Зинченко Р.П., Брусов А.Л.

Донецкий национальный технический университет

Ожидаемый стремительный рост производства электромобилей в мире стимулировал исследования, разработку конструкции и производство главной его части – аккумулятора. Основным типом электромобильного аккумулятора был выбран литий-ионный аккумулятор. Изначально полагали, что потребуется очень много лития. Ещё недавно, этот металл называли «белым золотом» и «новой нефтью», прогнозировали ажиотажный спрос и бурный рост его цены. Оказалось, что спрос на электромобили растёт не столь стремительно, как планировали. И этому нашли множество объяснений. Между тем, повышенное внимание к литию имело ряд последствий, которые будут рассмотрены в данной статье. Ключевым вопросом является возможная цена на литий, и её следствия: объём производства и приоритетные способы получения этого металла. В чём проявляется эта связь?

На графиках (рис. 1) приведена динамика изменений цены лития (в \$/кг), его производство (добыча) и потребление (в тыс. т) с 1995 по 2023 годы.

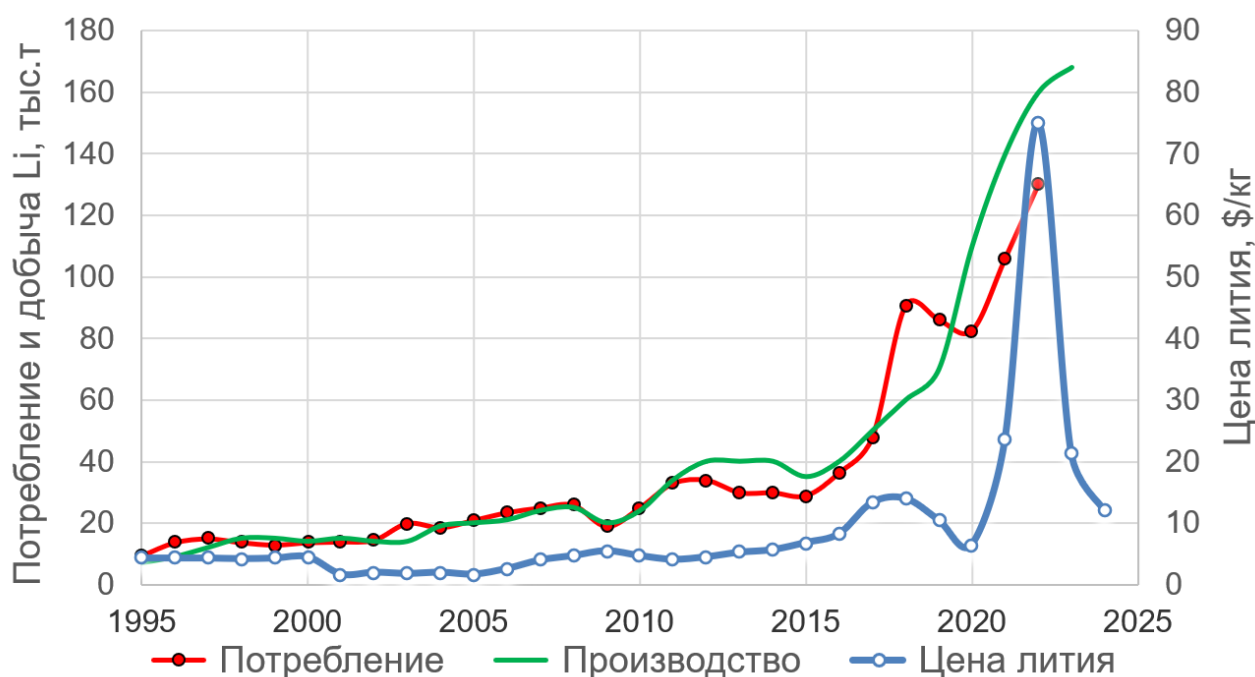


Рисунок 1 – Динамика производства и потребления лития в мире (в тыс. т), а также изменения его цены (в \$/кг) за прошедшие 30 лет

На первый взгляд ничего необычного для формирования рыночной цены: растёт реальный спрос (потребление) – растёт и цена, причём, особенно резко, когда спрос опережает предложение (производство). Обратим внимание на одну особенность. Всплеск цены в 2022 году объясняется ожиданиями роста спроса на литий для электромобильных аккумуляторов и его дефицита, но

падение цены в 2023 году нельзя объяснить теми же обстоятельствами, так как рост производства лития и его потребление продолжили расти. Другой вопрос – почему цены к началу 2024 года вернулись на прежний уровень? Но сначала приведём важные факты о производстве лития и его потреблении.

С начала века по 20-е годы добыча лития в мире выросла в десять раз с 10 до 100 тыс. т, особенно, после 2015 года. Объём лития, который добывают страны, и их вклад за эти годы менялся. Так доля США снизилась от практически монопольных 37 % вплоть до 1995 году к 1 % в 2021 году. К 1998 году на лидирующие позиции вышла Чили (более 50 %). А с 2010 года её догнала и перегнала Австралия. На сегодняшний день (2022 год) доля в добыче лития по странам выглядит следующим образом: Австралия (47 %), Чили (30 %), Китай (14 %), Аргентина (5 %) и прочие (4 %). Итого: 160 тыс. т.

Основной импортёр лития в мире – Китай (1 млн. т), а главный экспортёр Чили (1,1 млн. т). Австралия, добывая половину мирового лития, экспортирует в Китай 90 %.

Подтверждённые мировые запасы лития на 2022 год (в млн. т): Чили (9,3), Австралия (6,2), Аргентина (2,7), Китай (2,0), США и Канада (1,9). Всего: 23 млн. т. А также Боливия (21 млн. т) и ещё ряд стран, запасы которых уточняются. Если исходить из нынешнего уровня потребления (130 тыс. т), то подтверждённых запасов лития (23 млн. т) человечеству хватит на 177 лет.

По типу сырья, а следовательно, материальным затратам и себестоимости готовой продукции, существующие способы получения лития можно разделить на три группы: гидроминеральные – получение из озёрной рапы (или из глины солончаков); рудно-минеральные – получение из пегматитовых минералов (сподумена); рециклинг – из отработавших свой срок аккумуляторов. Самая низкая себестоимость лития из первой группы ($6,5 \pm 1,5$ \$/кг). Себестоимость лития из рудно-минерального сырья (≈ 10 \$/кг). Расчётная себестоимость лития из аккумуляторов (не менее 30-40 \$/кг).

Каждое из солончаковых месторождений лития имеет свои особенности и общую (стандартную) технологию разработать трудно. Гидрометаллургический процесс на открытом воздухе представлен на фотографии (рис. 2). Из подземных месторождений богатую солями лития рапу перекачивают в искусственные водоемы (чеки). Под действием солнечных лучей вода испаряется. Весь процесс занимает от полугода до полутора лет. За это время цвет рассола в водоеме меняется, растёт концентрация лития, изменяется химический состав раствора. Отработавший раствор участвует в оборотном цикле, а концентрированный раствор хлорида лития везут на перерабатывающий завод. Там литий осаждают из раствора в виде гидроксида, сушат и прессуют в брикеты, которые отправляют заказчикам. Разнообразный цвет жидкости в чеках (см. рис. 2), указывает на то, что в них, кроме выпаривания, происходят химические реакции для выделения и обогащения лития. Без принудительного перемешивания, осаждения твёрдой фазы и фильтрации процессы идут медленно, но большое время выдержки способствует достаточно полному их протеканию.



Рисунок 2 – Промышленная площадка по переработке гидроминерального сырья (рапы) в пустыне Атакама в Чили



Рисунок 3 – Карьер, в котором добывают полиметаллическое рудно-минеральное сырьё. Участок Тастыгское в Республике Тыва, Россия

Добычарудно-минерального сырья из карьера месторождения Тастыг (рис. 3), которое расположено на юге Республики Тыва, это уже большие затраты. Но это только начало. Процесс получения лития следующий. Из карьера руда попадает на обогатительную фабрику, где её обогащают, отделяя

литийсодержащий минерал от пустой породы, а затем на фабрику, где будут получать карбонат (или оксид) лития. Несколько улучшает экономическую ситуацию то, что месторождение комплексное. На этом участке, по данным геологоразведки, кроме оксида лития (Li_2O) с запасами в 600 тыс. тонн, находятся тантал (Ta_2O_5), ниобий (Nb_2O_5), бериллий и олово.

Только из сравнения фотографий (рис. 2 и рис. 3) очевидно, что себестоимость добычи лития из минерального сырья будет значительно превышать себестоимость его добычи в чилийской пустыне Атакама. Прежде всего по тому, что в Чили используют (и используют на 100 %) самый дешёвый и экологичный источник энергии – солнечный свет. Это увеличивает длительность цикла, но непрерывный технологический цикл и наличие свободного места позволяют этот недостаток минимизировать.

Однако есть исключения. Австралия, которая производит 52 % лития в мире, производит его из минерального сырья. В отличие от Чили, где литий извлекается из рассолов, австралийский литий добывается из карьеров с твердой породой. Это объясняет цену лития и приоритетные способы его получения. Минимальная цена лития не может быть меньше себестоимости его получения из рапы (6-8 \$/кг). Если лития из рапы не хватает, то активизируются предприятия, получающие его из минерального сырья (себестоимость больше 10 \$/кг). Цена около 20 \$/кг позволит этим предприятиям рентабельно работать, увеличивать добычу и удовлетворить спрос. Дефицит лития в мире может возникнуть только при росте реального спроса на электромобили и соответствующего роста производства литий-ионных аккумуляторов.

Литий используется во многих отраслях и полный спектр его применения очень широк. Приведём некоторые (в скобках – доля потребления лития, в %):

1. Батареи и аккумуляторы (79 %). В том числе электромобильные, доля которых растёт год от года (63 % в 2021 году); аккумуляторы бытовые, доля которых практически не изменялась с 2000 года (10 %); аккумуляторы для балансировки электросетей (6 %).

2. Керамика и стекло (7 %): специальные стекла, упрочненный фарфор.

3. Смазочные материалы (8 %): «литиевое мыло» – загуститель, применяемый в пастах-смазках, для различных агрегатов и машин.

4. Полезные сплавы (3 %): с серебром (припой), с алюминием (сверхлёгкий материал), с карбидом кремния (прочные стёкла).

5. Прочие (3 %): в металлургии (восстановление редких металлов); лазеры и оптика (нелинейные оптические материалы); ядерная энергетика (литий-7 используют как эффективный теплоноситель, литий-6 превращается в радиоактивный тритий, а соединение лития с гафнием используется для захоронений атомных отходов); в медицине (100 мг лития в сутки снижает чрезмерную возбудимость и стабилизирует настроения в психотерапии).

Фактическое потребление лития по всем отраслям, кроме аккумуляторов для электромобилей, с двухтысячного года растёт медленно и его вполне удовлетворяла добывающая отрасль. Электромобильные аккумуляторы – это

исключение. В мире на тысячу человек приходится 186 автомобилей (1 475 млн. авто. / 7 951 млн. чел.). В России (315), а в большинстве стран (от 200 до 800). Меньше только в Африке (58) и Индии (15) [1].

Предположим, что за 20 лет 500 млн. автовладельцев (1/3) захотят пересесть на электромобиль. Это 25 млн. автомобилей в год. Для этого нужно 250 тыс. т лития (10 кг лития в одной батарее ёмкостью 100 кВт*ч). Добыча дополнительных 250 тыс. т Li/год – вполне достижимая задача для цветной металлургии, если исходить из реалий (см. рис. 1). А что делать с дополнительными 250 тысячами тонн лития «на мусорнике» ежегодно? Через 20 лет (это оптимистический срок службы аккумуляторов) придётся вспомнить про третий источник лития: рециклинг из отработавших свой срок аккумуляторов. Однако это достаточно сложный и дорогой процесс. Расчётная себестоимость лития из аккумуляторов (не менее 30-40 \$/кг). Сегодня металлический литий получают вторичной переработкой в ничтожных объемах.

Обычно, в статьях про недостатки добычи лития из озёрной рапы, указывается большая продолжительность производственного цикла. Конечно, естественное выпаривание воды солнцем из насыщенного раствора солей не может быть интенсивным. Но увеличить объём производства можно увеличив количество бассейнов. Тем более, что в пустыне (см. рис. 2) место для них есть. На новых фото видно, что именно в этом направлении компания и развивается.

Основная проблема добычи лития из соленых озёр таким «зелёным» способом – это экологическая опасность. Экология пустыни тоже существует. На фотографии видно, что, по мере движения из бассейна в бассейн, цвет раствора изменяется. А это значит, что кроме выпаривания, в них идут химические процессы с добавленными реагентами. И это рационально. Плохо, что не видно ёмкостей, которые работают на оборотный цикл для повторного использования реагентов, и склада «сбросных» солей, загрязненных остатками этих реагентов. И уже есть сообщения о массовом отравлении людей почвенными водами в местах добычи лития.

Выводы:

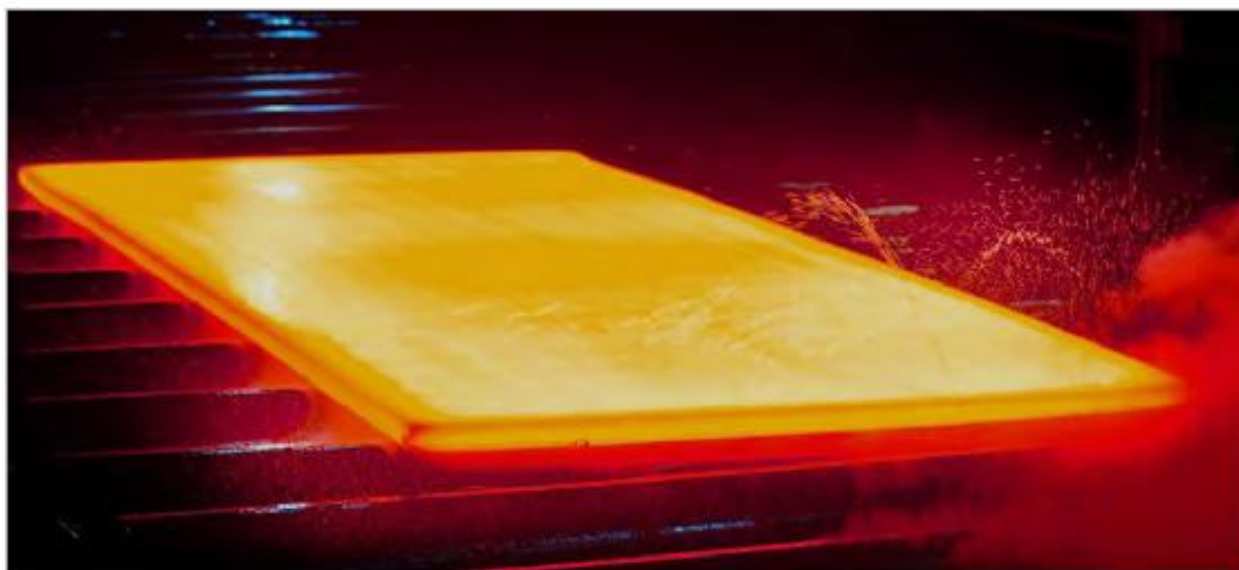
1. Самая низкая себестоимость лития из озёрной рапы ($6,5 \pm 1,5$ \$/кг), из рудно-минерального сырья – 10 \$/кг, а расчётная себестоимость лития из аккумуляторов не менее 30-40 \$/кг. Если не учитывать экологических проблем, то добывать литий выгоднее из рапы, чем из рудно-минерального сырья и много выгоднее, чем его рециклинг из утилизируемых аккумуляторов.

2. Российской Федерации для достижения технологической независимости нужно осваивать собственные месторождения лития, а также разработать и реализовать технологию рециклинга лития из литий-ионных аккумуляторов.

Литература:

1. Аракелян, А. Г. Масштабы эксплуатации современных электромобилей / А. Г. Аракелян // Научное образование. – 2020. – № 3(8). – С. 299-300.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ФОРМОВКИ ПОЛУЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ СВАРНЫХ ДВУХШОВНЫХ ТРУБ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

Семенченко А.Р., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет

Технология производства двухшовных сварных труб $\varnothing 1220 - 1420$ мм в условиях Харцызского трубного завода из двух полуцилиндрических заготовок, получаемых формовкой на семиклетьевом стане, позволяет использовать лист значительно меньшей ширины по сравнению с технологиями производства одношовных труб. Причем в технической литературе отсутствуют подтверждения того, что при эксплуатации двухшовные трубы хуже одношовных [1].

Существующая схема формовки полуцилиндрических заготовок показана на рис. 1. В первой клетке выполняется прокатка листа на гладкой бочке. Во 2-ой клетке выполняется подгибка периферийных участков листа по радиусу готовой трубы. В 3 - 6 клетках выполняются изгиб одного знака центральной части полосы. В 7-ой клетке выполняется разгиб полосы до значения радиуса большего, чем радиус готовой полуцилиндрической заготовки на величину пружинения. За разгибающей клетью полуцилиндрическая заготовка приобретает требуемую форму и размеры под действием сил пружинения [2].

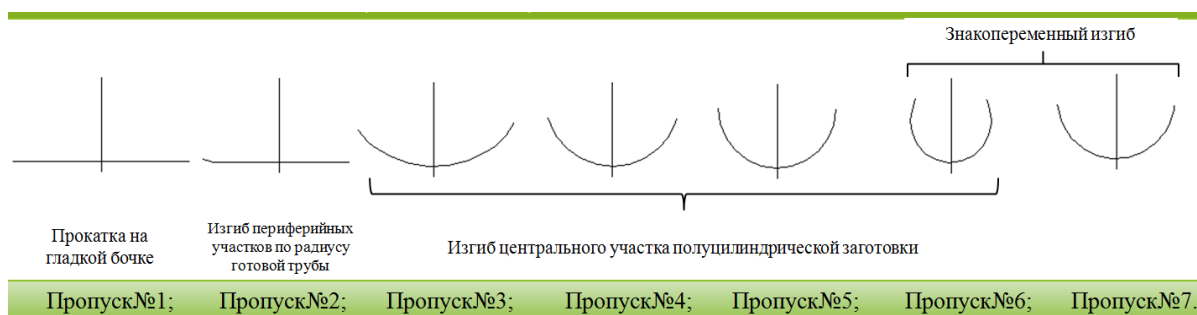


Рисунок 1 – Существующая технологическая схема формовки полуцилиндрических заготовок на семиклетьевом стане

Необходимо отметить, что по этой схеме, во-первых, последовательные деформации изгиба заготовки одного знака в клетях 3 - 6 приводят к неравномерному от пропуска к пропуску упрочнению металла. Во-вторых, существующая схема предусматривает только один знакопеременный изгиб заготовки, выполняемый инструментом деформации, при котором за счёт эффекта Баушингера частично компенсируется упомянутое выше упрочнение.

Усовершенствованная схема формовки полуцилиндрических заготовок на семиклетьевом стане, показанная на рис 2, направлена на стабилизацию технологии и, соответственно, размеров полуцилиндрических заготовок. Схема

предусматривает равномерное упрочнение металла полуцилиндрической заготовки в 1 - 4 пропусках, а также выполнение ее последующего разгиба в два этапа, между которыми выполняется деформация заготовки обратного знака. То есть, как показано на рис. 2, эта схема предусматривает три знакопеременных изгиба заготовки, которые выполняются инструментом деформации. За счет этого достигается более полная компенсация упрочнения металла путем его разупрочнения, что направлено на исключение образования трещин в полуцилиндрических заготовках.

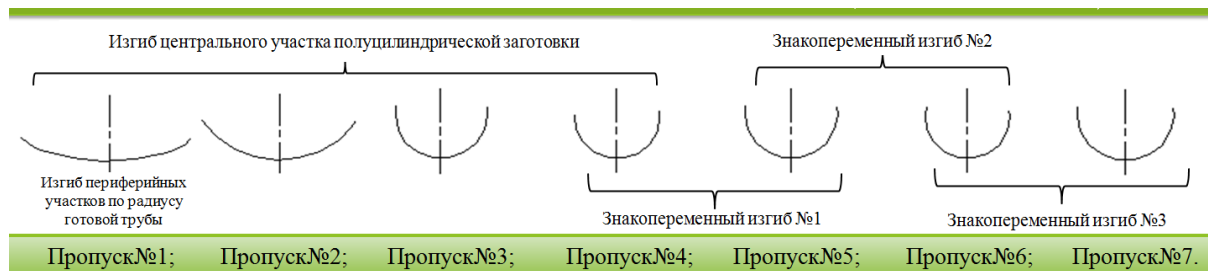


Рисунок 2 – Усовершенствованная технологическая схема формовки полуцилиндрических заготовок на семиклетьевом стане

Представим математическую модель калибровки, учитывающую равномерное упрочнение металла наружной поверхности формуемой полуцилиндрической заготовки в каждом из четырех первых пропусков.

Запишем условие равномерного распределения упрочнения по пропускам

$$\Delta\sigma_i = \text{const}(\text{для } 1 \leq i \leq n.), \quad (1)$$

где $\Delta\sigma_i$ – упрочнение металла в i -том пропуске, Н/мм²;

n – количество пропусков;

i – номер пропуска.

В связи с тем, что периферийные участки уже в первом пропуске формируются по радиусу готовой полуцилиндрической заготовки и в следующих пропусках не изменяются, условие (1) будем выполнять для центральной части заготовки.

Напряжение в металле с учетом упрочнения определено известной зависимостью

$$\sigma = A \cdot \varepsilon^m, \quad (2)$$

где σ – нормальное напряжение, Н/мм²;

ε – относительная деформация;

A, m – параметры, зависящие от механических свойств металла.

Найдем суммарную относительную деформацию по наружной поверхности заготовки за четыре первых пропуска

$$\varepsilon_{\Sigma} = \frac{l_{u4} - l_{uo}}{l_{uo}}, \quad (3)$$

где l_{uo} – исходная длина центральной части заготовки по наружной поверхности до ее изгиба в первом пропуске, мм.

l_{u4} – длина центральной части заготовки по ее наружной поверхности после четвертого пропуска, мм

$$l_{u4} = \left(R_{u4} + \frac{S}{2} \right) \cdot \varphi_{u4}, \quad (4)$$

где R_{u4} – радиус центральной части заготовки в 4-ом пропуске, мм;

φ_{u4} – угол центральной части заготовки в 4-ом пропуске, рад;

S – толщина листа, мм.

Напряжение в металле за четыре пропуска изменяется на величину $\Delta\sigma_{\Sigma}$

$$\Delta\sigma_{\Sigma} = \sigma_{\Sigma} - \sigma_m, \quad (5)$$

где σ_m – предел текучести металла, Н/мм².

$$\sigma_{\Sigma} = A \cdot \varepsilon_{\Sigma}^m; \quad (6)$$

Упрочнение в каждом пропуске равно

$$\Delta\sigma_i = \frac{\Delta\sigma_{\Sigma}}{4}; \quad (7)$$

Запишем условие распределения деформации по пропускам в соответствии с (6)

$$\sigma_m + i \cdot \Delta\sigma_i = A \cdot \varepsilon_i^m. \quad (8)$$

Относительная деформация в каждом пропуске ε_i равна

$$\varepsilon_i = \sqrt[m]{\frac{\sigma_m + i \cdot \Delta\sigma_i}{A}}. \quad (9)$$

Определим длину центральной части полуцилиндрической заготовки

$$l_{ui} = l_{u2} \cdot \varepsilon + l_{u2}. \quad (10)$$

Запишем формулы для расчета радиусов и углов формовки центральной части заготовки в 1 - 4 пропусках с учетом равномерного упрочнения металла

$$\varphi_{\psi i} = \frac{l_{\psi}}{R_i - \frac{S}{2}} = \frac{l_i}{R_i} \quad (11)$$

$$R_i = \frac{l_i \cdot S}{2(l_i - l_{\psi})}. \quad (12)$$

Рассмотрим также основные особенности деформации заготовок в трех последних пропусках. В них (рис. 2) в два этапа выполняется разгиб заготовки. Первый в 5-ом, а второй в 7-ом пропусках. Между ними в 6-ом пропуске выполняется деформация обратного знака. Сопротивление деформации металла после каждого из трех изменений знака деформации уменьшается за счет приложения знакопеременной нагрузки, приводящей к разупрочнению металла [3]. Необходимо отметить, что угол разгиба в 7-ом пропуске определяется из условия получения величины последующего пружинения, при котором будут получены требуемые размеры полуцилиндрической заготовки [2].

В заключение следует отметить, что усовершенствованная технологическая схема формовки полуцилиндрических заготовок обеспечивает равномерное упрочнение металла в первых четырех пропусках, а за счет следующих трех пропусков она предусматривает три знакопеременных изгиба, которые выполняются инструментом деформации, компенсирующим упрочнение металла полосы, возникающее в процессе её гибки за четыре первые последовательные деформации одного знака. Даны формулы для расчета радиусов и углов формовки центральной части полуцилиндрической заготовки в первых четырех пропусках, при которых обеспечивается равномерное упрочнение металла в каждом пропуске наружной поверхности формуемой полуцилиндрической заготовки. Предложенная технологическая схема формовки направлена на стабилизацию размеров полуцилиндрических заготовок и исключение образования в них трещин.

Литература:

1. Коновалов, Ю.В. *Металлургия: в 3 кн. Кн. 3. Сортопрокатное производство. Дефекты слитков, заготовок, листового и сортового проката, их контроль и способы предупреждения. Производство специальных видов проката, труб и биметаллов. Валки прокатных станов. Волочение, прессование, ковка и штамповка металла* / Ю. В. Коновалов, А. А. Минаев. – Донецк: ГБУЗ "ДонНТУ", 2013. – 603с.
2. Рымов, В.А. *Совершенствование производства сварных труб* / В.А. Рымов, П.И. Полухин, И.Н. Потапов. – М. «Металлургия», 1983. – 312 с.
3. Пат. 81495 Украина, МПК В21D 5/12; В 21С 37/06. *Способ формовки полуцилиндрических заготовок* / Яковченко А.В., Смирнов Е.Н., Снитко Д.А., Некрасов А.С. – № а2005/2105; заявл. 16.12.2005; опубл. 10.01.2008.

УЧЕТ СХЕМЫ НЕЙТРАЛЬНЫХ СЕЧЕНИЙ В ОБОДЬЯХ КОЛЕСНОЙ ЗАГОТОВКИ И ЧЕРНОВОГО КОЛЕСА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КАЛИБРОВКИ ДЛЯ ФОРМОВОЧНОГО ПРЕССА

Бойченко В.С., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет

Форма и размеры контуров радиальных сечений колесных заготовок и черновых колес, которые получают осадкой, разгонкой, штамповкой, прокаткой и выгибкой на различных прессах и колесопрокатном стане представляют собой соответствующие калибровки по металлу. На рассматриваемом этапе технологического процесса в условиях колесопрокатного цеха Выксунского металлургического завода это контур радиального сечения колесной заготовки, имеющей обод, диск и ступицу, получаемой на формовочном прессе силой 100 МН. Он необходим для разработки калибровок инструмента деформации формовочного пресса (нижнего и верхнего формовочных штампов, формовочного кольца, нижней и верхней оправки), а также калибровки по металлу для заготовочного пресса силой 50 МН.

Калибровка по металлу для формовочного пресса разрабатывается на основе калибровки по металлу для колесопрокатного стана. При этом ступица и сопряженная с ней часть диска при проектировании колесной заготовки полностью повторяются. То есть, необходимо выполнить проектирование только обода колесной заготовки и сопряженной с ним части диска, которые подвергаются деформации на колесопрокатном стане.

При проектировании калибровки для формовочного пресса необходимо обеспечить равенство масс гребневых частей ободьев колесной заготовки и прокатываемого из нее чернового колеса, а также массы кольцевых частей этих ободьев. Контур сечений указанных выше ободьев необходимо располагать друг относительно друга с учетом соответствующих величин осевых обжатий обода наклонными валками с наружной и внутренней стороны колесной заготовки (рис. 1).

Необходимо выбрать рациональную схему расположения нейтральных сечений, относительно которых нормируются массы гребневых и кольцевых частей ободьев колесной заготовки и чернового колеса. Для этого воспользуемся результатами известных экспериментальных исследований и рассмотрим сечение обода чернового колеса, прокатанного со шпильками [1] (рис. 2).

Из рисунка видно, что течение металла в гребневую часть обода при его прокатке происходит под некоторым углом. Он образован отрезком вертикально расположенной прямой линии и отрезком прямой линии, проведенной параллельно продеформированным шпилькам. Точкой пересечения указанных отрезков прямых, которые показаны на рис. 1 и 2, является основание гребня. Отрезок вертикально расположенной прямой является нейтральным сечением в ободе чернового колеса. А отрезок прямой,

проведенной под углом α к вертикали, является нейтральным сечением в ободе колесной заготовки (см. рис. 1). Наличие указанного угла обусловлено перетеканием определенного объема металла относительно вертикального нейтрального сечения из кольцевой части обода колесной заготовки в гребневую часть обода чернового колеса в процессе его прокатки. То есть, предложенная на рис. 1 схема расположения нейтральных сечений согласуется со схемой, полученной на базе экспериментальных данных и характеризующей течение металла, показанной на рис. 2.

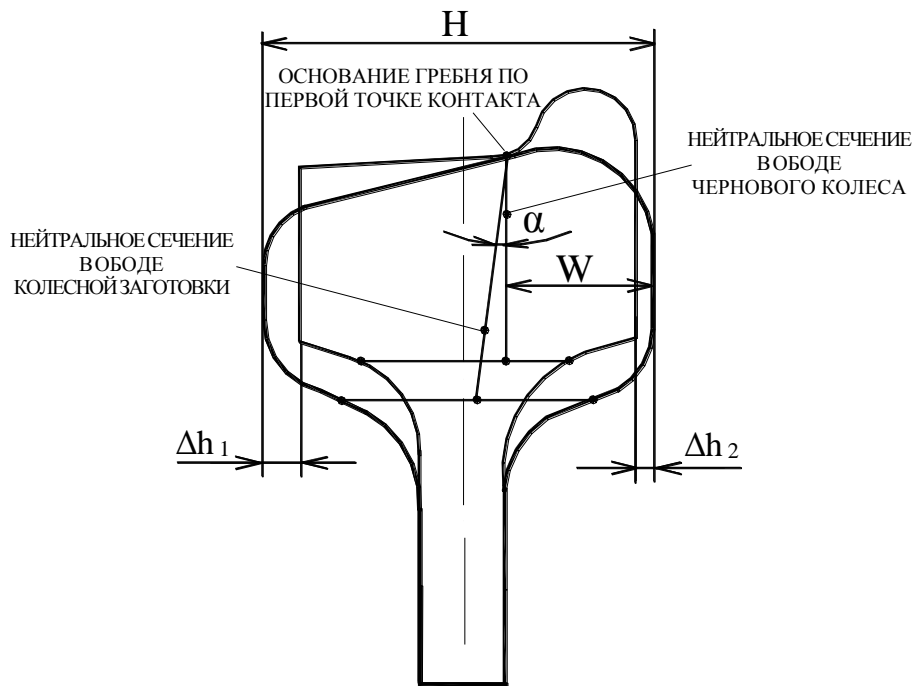


Рисунок 1 - Схема расположения нейтральных сечений в ободах колесной заготовки и чернового колеса



нейтральное сечение в ободе колесной заготовки

нейтральное сечение в ободе чернового колеса

Рисунок 2 - Обод чернового колеса со шпильками [1]

В процессе разработки калибровки после первоначального распределения суммарного осевого обжатия контур черного колеса подводится к контуру проектируемой колесной заготовки и фиксируется в первой точке контакта (см. рис. 1). Эта точка является общей для нейтральных сечений в ободьях черного колеса и колесной заготовки. Нейтральное сечение в ободу черного колеса располагается на расстоянии $W - \Delta h_2$ от боковой поверхности обода с внутренней стороны колеса. Это расстояние равно ширине гребня по его основанию. Указанная выше общая для обоих нейтральных сечений точка располагается на расстоянии W от боковой поверхности обода колесной заготовки с ее внутренней стороны. Величина W окончательно определяется после итерационного расчета осевых обжатий обода колесной заготовки с ее наружной (Δh_1) и внутренней (Δh_2) стороны по методике [2].

Пределы изменения угла α определили путем компьютерного анализа контуров сечений колесных заготовок и прокатанных из них колес. В процессе расчетов из массы обода колесной заготовки исключали ту часть, которая предназначалась для выкатки диска. То есть, рассматривалась только та ее часть, из которой прокатывали обод черного колеса. Угол α определяли из условия равенства масс гребневых частей ободьев черного колеса и колесной заготовки относительно нейтральных сечений, показанных на рис. 1. При этом также учитывали равенство масс кольцевых частей ободьев черного колеса и колесной заготовки.

Указанные расчеты были выполнены для колес, прокатанных в условиях АО Выксунский металлургический завод. Установлено, что угол α наклона нейтрального сечения в ободу колесной заготовки к вертикали лежит в довольно узком диапазоне, равном $3...5^\circ$. Этот диапазон и рекомендуется для практических расчетов. Причем для снижения вероятности образования такого дефекта, как закат под гребнем с внутренней стороны колеса, предпочтительны большие значения угла α в указанном диапазоне. Установлено также, что масса перетекающего металла относительно вертикального нейтрального сечения по основанию гребня при прокатке обода черного колеса из обода колесной заготовки достигает $15...30\%$ от массы гребня черного колеса.

В заключение следует отметить, что если угол α в расчетах не учитывать, то при прокатке в зону гребня будет перемещаться металл, существенно превышающий по массе требуемый для его выкатки. А это и является одной из причин образования, указанных выше закатов.

Литература:

1. Шифрин, М.Ю., Соломович М.Я. Производство цельнокатаных колес и бандажей. - М.: Металлургиздат, 1954. - 425 с.
2. Яковченко, А. В. Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес: монография / А. В. Яковченко, Н. И. Ивлева, Р. А. Голышков. – Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2023. – 488 с.: ил., табл.

ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССА ОСАДКИ ИСХОДНОЙ ЗАГОТОВКИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ШТАМПОВАНО-КАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС НА ИСПРАВЛЕНИЕ ЕЕ ОВАЛЬНОСТИ

Токарь А.А.

Донецкий национальный технический университет

Известно, что в процессе прокатки колесных заготовок, полученных штамповкой, их асимметрия может увеличиваться. В связи с этим получение качественных заготовок, в первую очередь, для новых прессопрокатных линий, которые характеризуются наличием только двух или даже одного двухпозиционного пресса перед колесопрокатным станом, имеет высокую актуальность.

Несмотря на имеющиеся исследования процессов штамповки и прокатки железнодорожных колес [1] вопросы, касающиеся овальности заготовок на различных этапах технологического процесса остаются недостаточно изученными.

Целью работы является установление закономерностей изменения овальности заготовок в процессе их свободной осадки, которые необходимы для оптимизации технологии формовки железнодорожных колес.

Анализ формоизменения металла и температурных параметров осадки был выполнен на базе системы DEFORM-3D и методики моделирования, предложенной в работе [1].

При этом моделировали как осадочные плиты, так и осаживаемую заготовку с учетом решения задачи теплообмена.

В качестве материала для плит использовали штамповую сталь AISI-H-13 с изменяющимися теплофизическими свойствами в зависимости от температуры.

Диаметр исходной заготовки (рис. 1) равнялся 438,5 мм, высота заготовки до и после процесса деформации, соответственно - 406,8 мм и 100 мм. Овальность исходной заготовки равнялась 5 мм.

Температура заготовки после выхода из печи равнялась 1260 °С.

Моделирование проводилось для четырех возможных технологических сценариев: деформация между холодными пресс-формами; деформация между предварительно нагретыми пресс-формами; деформация с использованием смазки (коэффициент трения $f=0,3$) и деформация без использования смазки ($f=0,7$).

Цикл охлаждения пресс-формы (рис. 2) во время пауз между циклами деформации включал воздушное охлаждение (в течение 5 сек), охлаждение спреем (5 сек), последующее воздушное охлаждение (5 сек).

До деформации заготовки имело место неравномерное температурное поле в диапазоне 1130-1260°С, установленное путем конечно-элементного моделирования процесса транспортировки заготовки от нагревательной печи к прессу.

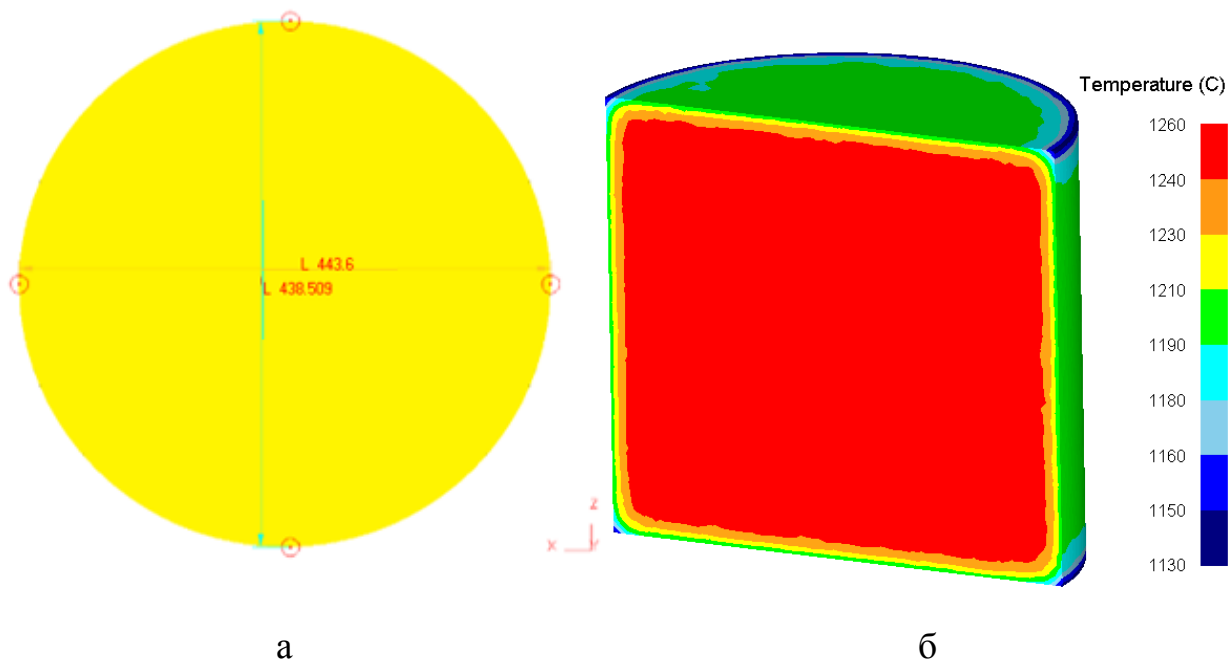


Рисунок 1 - Исходная заготовка:
 а – овальность поперечного сечения заготовки; б – температурное поле заготовки после транспортировки от печи к прессу

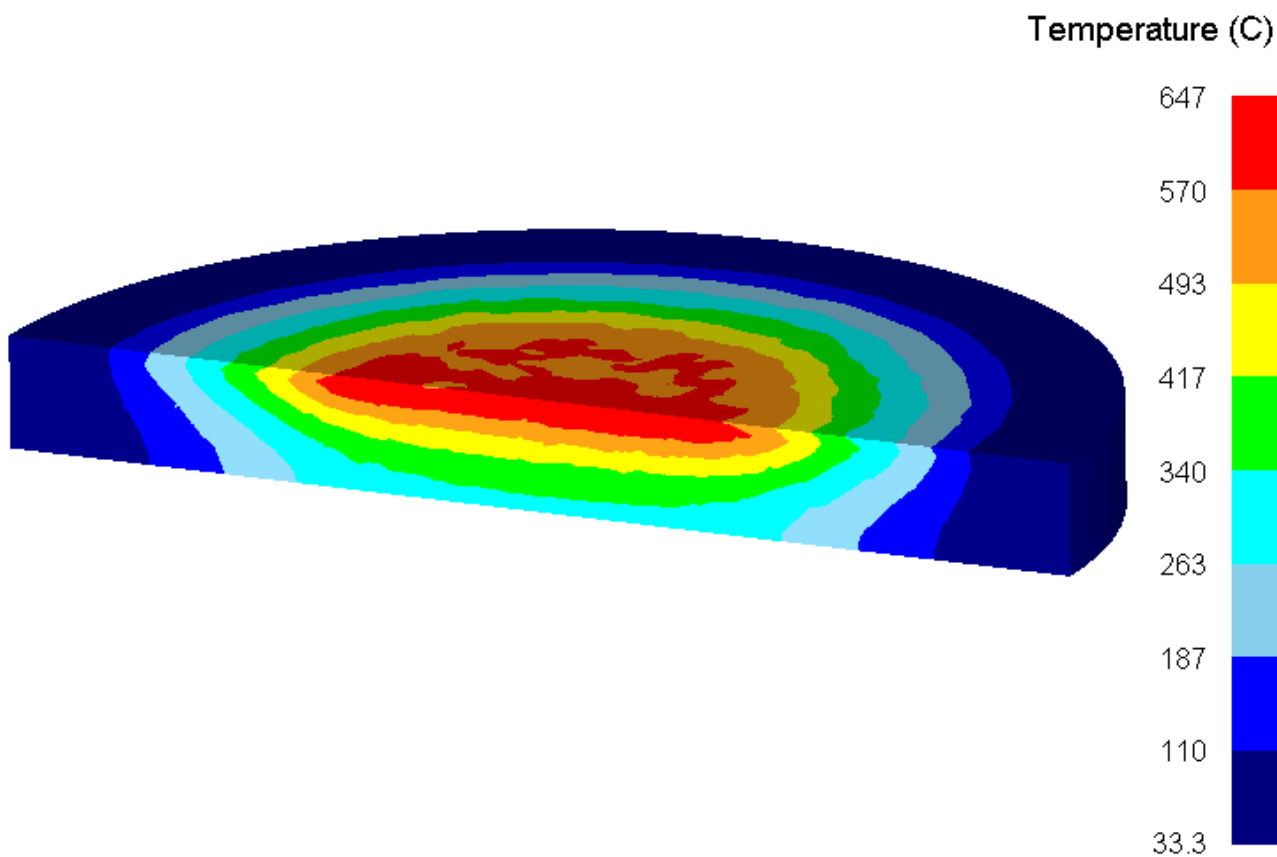
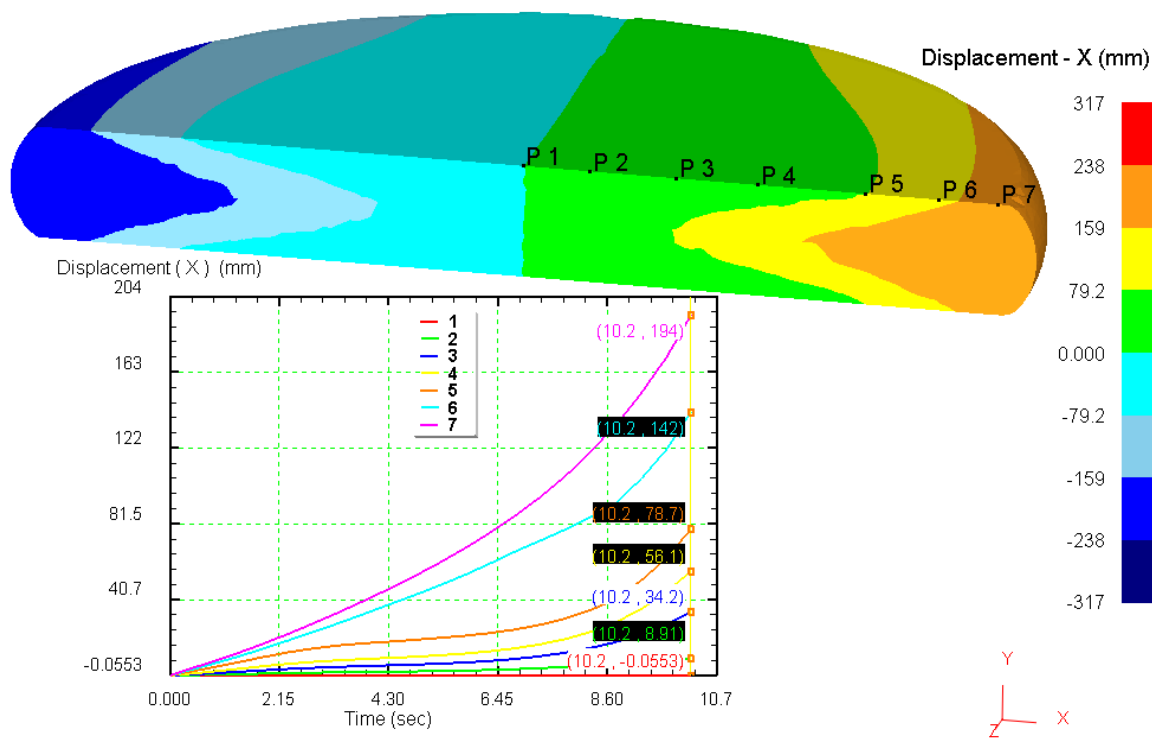
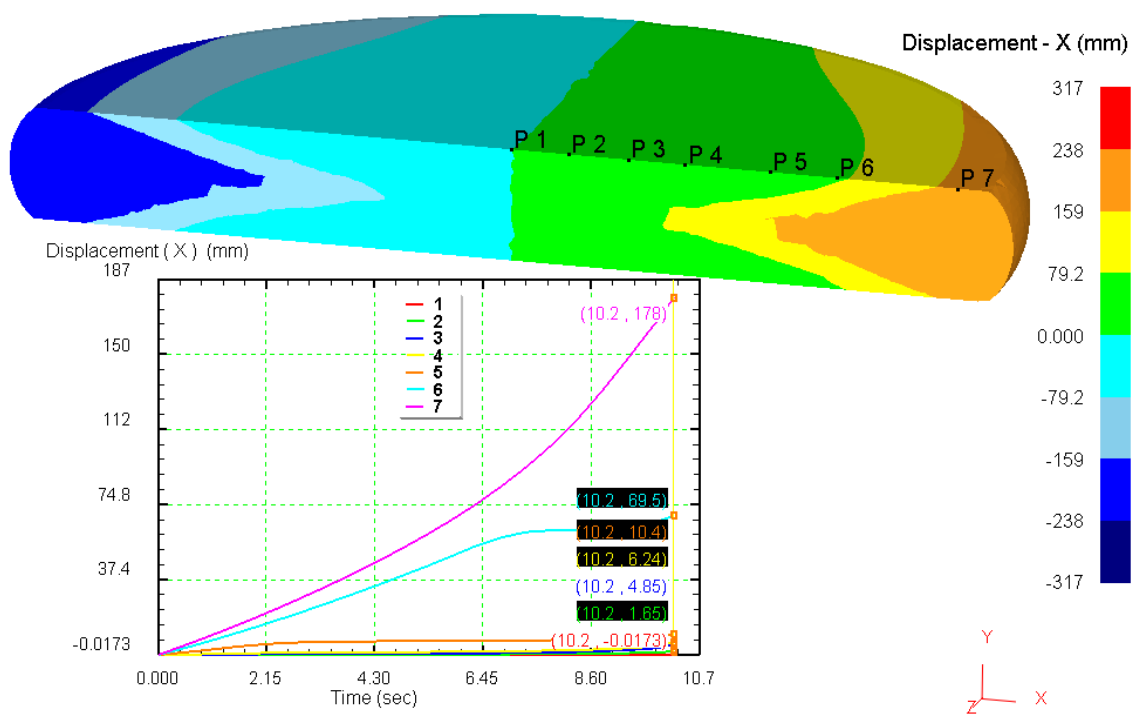


Рисунок 2 - Температурное поле нижней плиты после двадцати циклов осадки с последующим циклом охлаждения



а



б

Рисунок 3 - Поле смещений деформируемого металла вдоль оси OX после свободной осадки:

а – при использовании технологической смазки ($f=0,3$);

б – без использования технологической смазки ($f=0,7$)

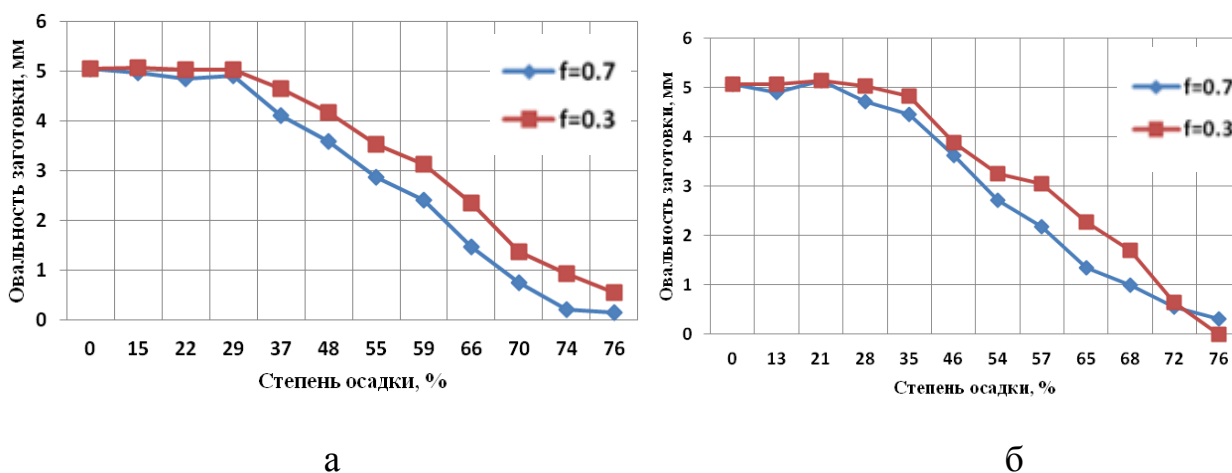


Рисунок 4 - Зависимость овальности заготовки от степени осадки:
 а - осадка холодными плитами; б – осадка разогретыми плитами

Исходя из полученных на базе результатов моделирования графических зависимостей, представленных на рис. 4, можно сделать следующий вывод. Наличие смазки практически не влияет на изменение формы заготовки при незначительной деформации, причем как без нагрева, так и с предварительным нагревом пресс-формы.

Небольшая степень деформации (не более 25%) также не оказывает существенного влияния на исходную форму заготовки. При этом во время процесса деформации металла площадь контакта пресс-формы с заготовкой изменяется незначительно.

Необходимо также отметить, что, несмотря на интенсивное охлаждение торцов заготовки, значительного увеличения силы осадки не происходит.

Установлено, что при степени деформации металла предварительно нагретыми пресс-формами, равной 73%, (при использовании смазки) овальность заготовки (в соответствии с принципом наименьшего сопротивления уменьшается (см. рис. 4).

В заключение необходимо отметить, что хотя процесс осадки при степени деформации металла в диапазоне 75-77% требует больших энергозатрат, он позволяет уменьшить овальность исходной заготовки без использования технологических колец, формирующих боковую поверхность заготовки. Применение смазок при этом способствует уменьшению износа пресс-форм и необходимой силы осадки на 23-25%.

Литература:

1. Снитко, С.А. Влияние параметров конечно-элементных моделей на точность расчета формоизменения металла и сил при штамповке и прокатке заготовок железнодорожных колес / С.А. Снитко, А.А. Дужуржи // Обработка материалов давлением: сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2010. – Вып. 1(22) – С. 44-48.

ЗАВИСИМОСТЬ НАПРЯЖЕНИЯ ИЗГИБА В ВЕРХНЕМ РОЛИКЕ ТРЕХВАЛКОВОЙ ЛИСТОГИБОЧНОЙ МАШИНЫ ОТ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ НИЖНИМИ РОЛИКАМИ, ПРЕДЕЛА ТЕКУЧЕСТИ СТАЛИ И ТОЛЩИНЫ СТЕНКИ ФОРМУЕМОЙ ТРУБНОЙ ЗАГОТОВКИ

Литвиненко В.А., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет

Трубные заготовки для одношовных сварных труб большого диаметра в условиях Харцызского трубного завода получают на трехвалковой листогибочной машине «Haeusler». Их формовка выполняется из одного листа верхним нажимным и двумя нижними опорными роликами, расположенными горизонтально. При этом актуально предусмотреть рациональные режимы формовки, которые обеспечат высокое качество продукции [1].

При разработке режимов формовки трубных заготовок актуально при назначении расстояния между нижними роликами установить, не будет ли при этом превышения допустимых значений по напряжениям изгиба в верхнем ролике.

Разработка зависимости напряжения изгиба в верхнем ролике трехвалковой листогибочной машины от расстояния между нижними роликами, предела текучести стали и толщины стенки формуемой трубной заготовки для сварных труб диаметром 1220 мм выполнена на базе метода планируемого эксперимента и специализированной компьютерной программы «Haeusler».

Эксперимент спланирован по плану второго порядка [2]. Применено центральное композиционное ортогональное планирование для трех факторов, которые изменяются в следующих диапазонах:

$$\begin{aligned} 400 &\leq \sigma \leq 620 \text{ Н/мм}^2; \\ 15 \text{ мм} &\leq S \leq 40 \text{ мм}; \\ 750 \text{ мм} &\leq L \leq 900 \text{ мм}, \end{aligned}$$

где x_1 (σ) – предел текучести стали, x_2 (S) – толщина стенки трубной заготовки, x_3 (L) – расстояние между нижними опорными роликами листогибочной машины.

Результаты кодирования факторов представлены в табл. 1. На этой основе разработана план матрица проведения расчетного эксперимента (табл. 2).

Для разработки искомой формулы необходимо, используя специализированную компьютерную программу, окно которой показано на рис. 1, реализовать 15 опытов (см. табл. 2) и определить при этом напряжение изгиба в верхнем ролике трехвалковой листогибочной машины P при заданных значения факторов σ , S , L .

Результаты расчетов напряжения изгиба в верхнем ролике Р в запланированных опытах приведены в табл. 2 (в столбце «Параметр»). Необходимо отметить, что полученные значения в ряде опытов превышают допустимое значение, которое равно $[P] = 450 \text{ Н/мм}^2$.

Таблица 1 – Кодирование факторов и уровни их варьирования

Интервал варьирования и уровни факторов	σ , Н/мм ²	S, мм	L, мм
Нулевой уровень, x_0	510	27,5	825
Интервал варьирования, δ	91	10	62
Нижний уровень, $x_i = -1$	419	17,5	763
Верхний уровень, $x_i = +1$	601	37,5	887
Нижний уровень в звездной точке, $x_i = -1,2154$	400	15	750
Верхний уровень в звездной точке, $x_i = +1,2154$	620	40	900

Таблица 2 – План-матрица эксперимента

Номер опыта	Факторы, их кодовые и натуральные значения						Параметр Р, Н/мм ²
	x_1	x_2	x_3	σ , Н/мм ²	S, мм	L, мм	
1	-1	-1	-1	419	17,5	763	154
2	+1	-1	-1	601	17,5	763	245
3	-1	+1	-1	419	37,5	763	859
4	+1	+1	-1	601	37,5	763	1247
5	-1	-1	+1	419	17,5	887	126
6	+1	-1	+1	601	17,5	887	204
7	-1	+1	+1	419	37,5	887	733
8	+1	+1	+1	601	37,5	887	1067
9	-1,2154	0	0	400	27,5	825	384
10	+1,2154	0	0	620	27,5	825	622
11	0	-1,2154	0	510	15	825	123
12	0	+1,2154	0	510	40	825	1110
13	0	0	-1,2154	510	27,5	750	557
14	0	0	+1,2154	510	27,5	900	457
15	0	0	0	510	27,5	825	502

Параметр Р определен в виде полинома второй степени

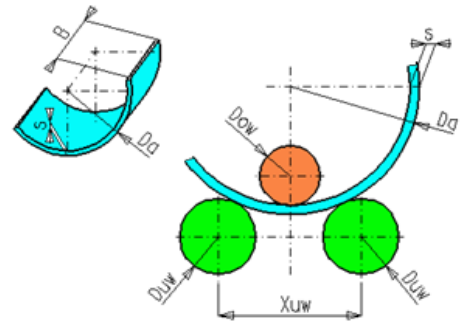
$$P = a_0 + a_1\sigma^2 + a_2S^2 + a_3L^2 + a_4\sigma + a_5S + a_6L + a_7\sigma S + a_8SL + a_9\sigma L + a_{10}\sigma SL. \quad (1)$$

Calculation for the bending settings

Pipe characteristics:

Наружный диаметр
 Длина листа
 Толщина листа
 Предел текучести
 Е-модуль
 Н-модуль
 Ширина листа

Da	48,00	inch
B	12000,00	mm
s	19,00	mm
Re	565,00	N/mm ²
E	210000	N/mm ²
H	1000	N/mm ²
L sheet	3771	mm



Bottom roller characteristics:

Расстояние между опорными роликами
 Диаметр опорных роликов

Xuw	800	mm
Duw	500	mm

Top roller characteristic:

Диаметр вала

Dow	650	mm
-----	-----	----

Bending options:

Количество проходов
 Распределение деформации между проходами
 Корректирующий показатель

i	3			
n _i	50,0	35,0	15,0	100%
kv	1,0	1,0	1,0	

Parameter:

Глубина погружения без полного упругого восстановления
 Глубина погружения с полным упругим восстановлением
 Наружный диаметр без давления на верхний валок
 Давление в цилиндре натяжения
 Давление в опорном цилиндре
 Напряжение изгиба на верхнем ролике

i	1 st passage	2 nd passage	3 rd passage
Z _{i,ab}	49,4	83,9	98,7
Z _{i,ab} [*]	73,2	104,5	118,2
Da (i)	2790	1490	1219
p _{3,4}	58	67	71
p _{1,2}	62	71	76
σ _{s (0w)}	210	243	259

Рисунок 1 - Расчет режима формовки трубной заготовки для сварных труб диаметром 1220 мм

Используя информацию табл. 2, включающую натуральные значения факторов и соответствующие значения параметра, на базе метода наименьших квадратов были определены константы, входящие в формулу (1):

$$a_0=998,650; a_1 = 0,0000823; a_2 = 0,733; a_3 = 0,000888; a_4 = -1,823; a_5 = -38,194; a_6 = -1,400; a_7 = 0,151; a_8 = -0,00146; a_9 = 0,00101; a_{10} = -0,0000908.$$

Относительные отклонения расчетной информации, полученной по формуле (1), по отношению к соответствующим данным табл. 2 не превышают 3,5 %.

В заключение необходимо отметить, что использование полученной эмпирической зависимости (1) позволяет для труб диаметром 1220 мм оперативно установить с учетом марки стали и толщины стенки трубной заготовки рациональное расстояние между нижними опорными роликами, при котором напряжения изгиба в верхнем ролике трехвалковой листогибочной машины будут наименьшими.

Литература:

1. Друян, В.М., Гуляев Ю.Г., Чукмасов С.А. Теория и технология трубопроизводства Днепропетровск: Днепр-ВАЛ, 2001. — 544с
Литвиненко В.А.
2. Винарский, М. С. Планирование эксперимента в технологических исследованиях: учеб.пособие / М. С. Винарский, М. В Лурье. – Киев: Техника, 1975. – 168 с.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЯ СТОЙКОСТИ ОПРАВОК ПРИ РАСКАТКЕ В СТАНЕ ВИНТОВОЙ ПРОКАТКИ МИСИС 130Д

Назаров К.И., Романцев Б.А.

Национальный исследовательский технологический университет
«МИСИС», г. Москва

Процесс раскатки является одним из ключевых в производстве горячекатаных труб на трубопрокатных агрегатах. Основным фактором, влияющим на качество горячекатаных труб, является износостойкость рабочего инструмента. Одной из основных причин выхода из строя инструмента является износ рабочей поверхности. Особое внимание при производстве труб уделяется раскатным оправкам в связи с тем, что именно их состояние влияет на качество внутренней поверхности и точность геометрических параметров. Повышенный износ раскатных оправок ведет также к снижению производительности промышленных агрегатов из-за необходимости частой остановки агрегата, с целью замены раскатной оправки.

В данной работе предложена методика исследования стойкости оправок и конструкция устройства для горячей раскатки в стане винтовой прокатки МИСИС 130Д.

Основной задачей данной конструкции является возможность раскатки на цилиндрической оправке при разных режимах прокатки: стационарной оправке и плавно перемещающейся оправке с фиксированием осевого усилия металла на оправку с помощью тензодатчика. Устройство позволяет использовать разные диаметры раскатных оправок, демонтаж и монтаж оправок происходит путем извлечения хвостовика из стержня.

В условиях стана винтовой прокатки МИСИС 130Д, при использовании разработанного устройства был проведен эксперимент по раскатке гильз с получением труб с $D/S \leq 12$.

Впервые получены экспериментальные данные по осевому усилию металла на цилиндрическую оправку при горячей раскатке стальных гильз в трубы диаметром 60 мм с толщиной стенки 5,5 мм. Эти данные необходимы для компьютерного моделирования процесса износа рабочей поверхности оправок.

Литература:

1. Горячая прокатка и прессование труб / Ф.А. Данилов, А.З. Глейберг, В.Г. Балакин // издательство «Металлургия» - Москва 1972.
2. Теория и технология деформационной обработки металлов и сплавов. Разработка технологии прокатки труб и калибровки инструмента: учебное пособие // МИСИС Москва 2022.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НЕСИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТИ ТОНКИХ ПОЛОС

Гавриченко А.В., Закарлюка С.В., Шевелев А.И.
Донецкий национальный технический университет

Плоскостность полос и листов является одной из основных показателей качества готовой продукции и определяет технологическую стабильность ее производства и переработки. Для управления неплоскостностью при производстве листов и полос необходимо ее контролировать. Неплоскостность относится к тем видам дефектов проката, которые наиболее трудно измерить в потоке производства. Практически на всех технологических участках тонкая полоса обрабатывается с натяжением, которое влияет на точность измерения.

В настоящее время разработано большое количество способов и устройств для контроля неплоскостности, рассмотренных в работах [1-3]. В зависимости от напряженно-деформированного состояния измеряемых неплоских полос при растяжении эти способы можно разделить на две большие группы (рисунок 1). К первой относятся способы, измеряющие плоскостность полос с относительно низким уровнем натяжения. К ним относятся как контактные, так и бесконтактные датчики неплоскостности, измеряющие внешнюю форму полосы. Чем выше уровень натяжения неплоской полосы, тем большая часть дефекта скрывается в полосе (за счет упругой деформации) и тем меньше становится точность измерения. При растяжении неплоской полосы до плоского состояния (со скрытым дефектом) датчики, относящиеся к первой группе, становятся неприменимыми. В этом случае для полос с относительно высоким уровнем натяжения применяют датчики неплоскостности, основанные на измерении распределения напряжений натяжения по ширине полос. Чем ниже уровень натяжения измеряемой полосы, тем больше вероятность того, что полоса перейдет (за счет упругой деформации) из плоского состояния в неплоское. Поэтому точность датчиков, относящаяся ко второй группе, при уменьшении натяжения может снижаться.

Таким образом, наличие деления всех рассмотренных выше датчиков на две группы говорит о не универсальности известных способов определения неплоскостности полос.

Рассмотрим напряженно-деформированное состояние волнистых полос с несимметричной неплоскостностью для квадратичного закона распределения напряжений натяжения по ширине в виде уравнения

$$\sigma_x = \Delta\sigma_1 \left(1 - \frac{x^2}{b_0^2} \right), \quad (1)$$

где b_0 – наибольшее расстояние от кромки полосы (например, левой) до оси эшюры σ_x , определяемое исходя из граничного условия

$$b_0 = B / \left(\sqrt{\Delta\sigma_2 / \Delta\sigma_1} + 1 \right). \quad (2)$$

В формулах (1)–(2) $\Delta\sigma_1$ и $\Delta\sigma_2$ – неравномерность напряжений натяжения соответственно между левой и правой кромками, а также серединой полосы при натяжении, когда напряжения при растяжении распределяются по всей ширине; B – ширина полосы.



Рисунок 1- Способы измерения неплоскостности листов и полос

На рисунке 2 представлена эпюра распределения напряжений натяжения по ширине полосы с несимметричной волнистостью при упругом растяжении.

Для установления связи между параметрами неплоскостности до и после приложения натяжения при упругом растяжении использовали зависимость, представленную в работе [4]:

$$A = \sqrt{A_0^2 - \frac{4\lambda_0^2 \sigma_{\max}}{E\pi^2}}, \quad (3)$$

где A – амплитуда неплоскостности после приложения натяжения к полосе; A_0 , λ_0 – амплитуда и период неплоскостности до приложения натяжения к полосе; σ_{\max} – максимальные напряжения натяжения по ширине полосы, E – модуль упругости материала полосы. Величину σ_{\max} определяли в зависимости от вида дефекта и его несимметричности, законов распределения напряжений натяжения по ширине полосы σ_x и величины $\sigma_{уд} = T/Vh$, где T – сила натяжения полосы, h – толщина полосы.

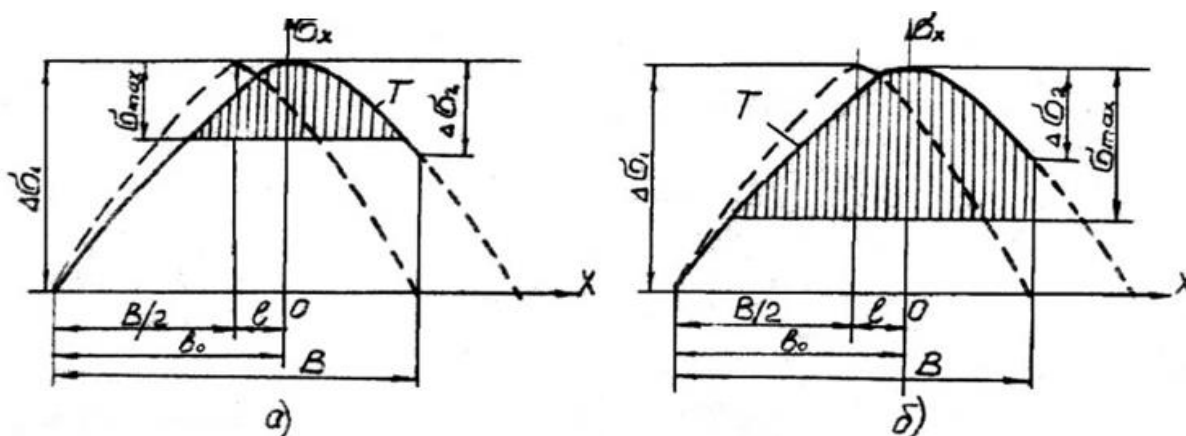


Рисунок 2 - Эпюры распределения напряжений натяжения по ширине полосы с несимметричной волнистостью при упругом растяжении:

- а) – вариант, при котором волнистость частично скрыта по обеим кромкам;
- б) - вариант, при котором волнистость полностью скрыта по правой кромке и частично по левой кромке

В работе [5] получены зависимости, из которых можно определить σ_{\max} для несимметричной волнистости и параболического закона σ_x :

– при $\sigma_{\max} < \Delta\sigma_2$

$$\sigma_{y\partial} = \frac{4\sigma_{\max}^{3/2}}{3(\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2})}, \quad (4)$$

– при $\sigma_{\max} > \Delta\sigma_2$

$$\sigma_{y\partial} = \frac{1}{\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2}} \left[\frac{2}{3} \sigma_{\max}^{3/2} + \sigma_{\max} \sqrt{\Delta\sigma_2} - \frac{\Delta\sigma_2^{3/2}}{3} \right]; \quad (5)$$

Из анализа напряженного состояния волнистых полос следует, что переход полосы из неплоского состояния (закритического) в плоское (докритическое) при упругом растяжении происходит (для одного и того же вида и величины неплоскостности) при одном и том же уровне натяжения (рисунок 3).

Таким образом, измерив силу натяжения полосы и момент перехода ее из одного напряженно-деформированного состояния в другое, можно рассчитать величину истинной неплоскостности. Измерение силы натяжения полосы более простой прием, чем измерение, например, распределения напряжений натяжения по ширине и существует практически на всех участках, создающих натяжение. Фиксировать момент перехода полосы из неплоского состояния в плоское (или наоборот) можно с помощью простейших датчиков или визуально, что значительно упрощает процесс измерения.

Для определения несимметричной волнистости необходимо фиксировать напряжение натяжения $\sigma_{y\partial 02}$ (рисунок 3, кривая 2) в момент перехода полосы из неплоского состояния в плоское, например, по правой кромке (когда $\sigma_{\max} = \Delta\sigma_2$) и затем напряжение натяжения $\sigma_{y\partial 01}$ в момент перехода полосы из неплоского состояния в плоское по левой кромке (когда $\sigma_{\max} = \Delta\sigma_1$) (рисунок 3, кривая 1).

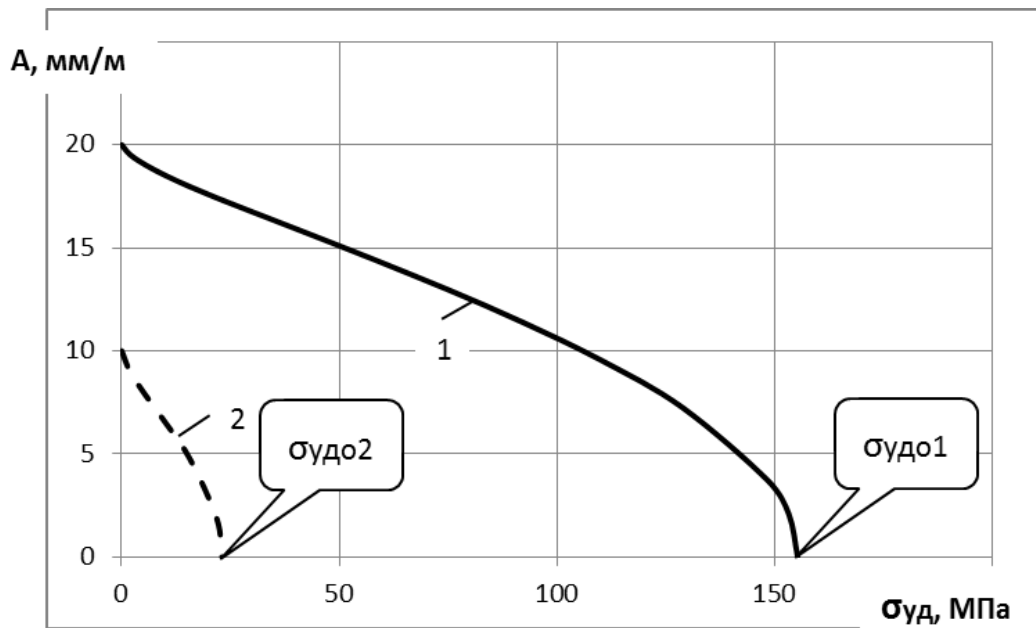


Рисунок 3 - Изменение амплитуды волнистости при упругом растяжении полосы: 1 – по левой кромке; 2 – по правой кромке

Подставив в (4) вместо σ_{\max} значение $\Delta\sigma_2$, а в (5) - $\Delta\sigma_1$, получим систему уравнений для волнистых полос:

$$\begin{cases} \sigma_{y\partial 02} = \frac{4\Delta\sigma_2^{3/2}}{3(\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2})} \\ \sigma_{y\partial 01} = \frac{1}{\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2}} \left[\frac{2}{3}\Delta\sigma_1^{3/2} + \sigma_1\sqrt{\Delta\sigma_2} - \frac{\Delta\sigma_2^{3/2}}{3} \right] \end{cases} \quad (5)$$

Решив систему уравнений (5) относительно $\Delta\sigma_2$, $\Delta\sigma_1$ можно определить истинную величину волнистости по зависимостям (7), (8)

$$\Delta\sigma_1 = \alpha_b E \left(\frac{A_{01}\pi}{2\lambda_{01}} \right)^2; \quad (7)$$

$$\Delta\sigma_2 = \alpha_b E \left(\frac{A_{02}\pi}{2\lambda_{02}} \right)^2, \quad (8)$$

где A_{01}, λ_{01} - амплитуда и период волнистости по левой кромке полосы до приложения натяжения, A_{02}, λ_{02} - амплитуда и период волнистости по правой кромке полосы до приложения натяжения ($\lambda_{01}=\lambda_{02}=1000$ мм), α_b - коэффициент, учитывающий материальную связь участков по ширине полосы ($\alpha_b \approx 1$).

Решение системы уравнений (5) приведено на рисунке 4, где видна связь между амплитудой волнистости по кромкам и напряжением натяжения в момент перехода полосы из плоского состояния в неплоское ($A=0$ мм/м) и наоборот.

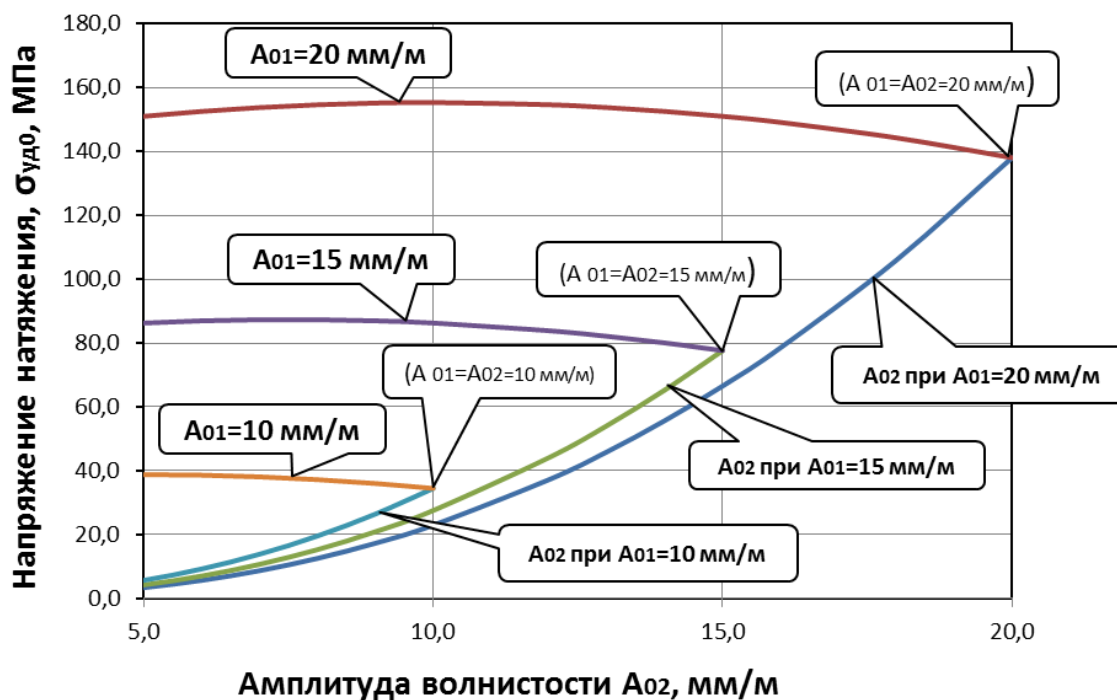


Рисунок 4 - График определения напряжения натяжения, при котором амплитуда неплоскостности равна нулю по кромкам полосы для несимметричной волнистости

Вывод

На основе проведенных теоретических исследований разработана математическая модель и получены зависимости для определения амплитуды волнистости по величине натяжения по соответствующим кромкам в момент перехода полосы из плоского состояния в неплоское и наоборот.

Литература:

1. Сергеев, А.С. Современные системы регулирования плоскостности полос за рубежом / А.С. Сергеев // Черная металлургия, Бюл. ин-та «Черметинформация», 1985, №21, С. 11-27.
2. Божков, А.И. Плоскостность тонколистового проката / А.И. Божков, В.П. Настич. – Москва: «СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ», 1998. – 264 с.
3. Формоизменение полосы при тонколистовой прокатке: монография / С.М. Бельский, И.П. Мазур, С.Н. Лежнев, Е.А., Панин – Темиртау: КГИУ, 2016. – 161 с.
4. Анализ напряженно-деформированного состояния неплоских полос при растяжении / В.М. Клименко, В.М. Богатырев, С.В. Закарлюка и др. // Известия вузов. Черная металлургия, 1986, № 10. –С.54-57.
5. Изменение параметров неплоскостности при упругом растяжении полос / С.В. Закарлюка, Ю.И. Юрченко, Е.В. Гончаров и др. // В кн.: Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: междунар. сб. науч. тр. / под ред. А.Б. Моллера. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2018. Вып. 24. С. 3-12.

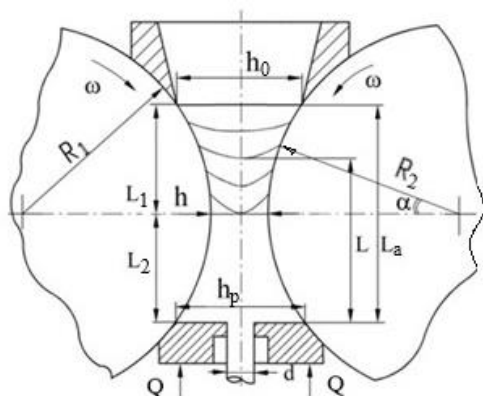
МОДЕЛИРОВАНИЕ БЕССЛИТКОВОЙ ПРОКАТКИ-ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРУТКОВ ИЗ ОТХОДОВ СПЛАВА АД31

Кузин Д.И., Парубок А.В.

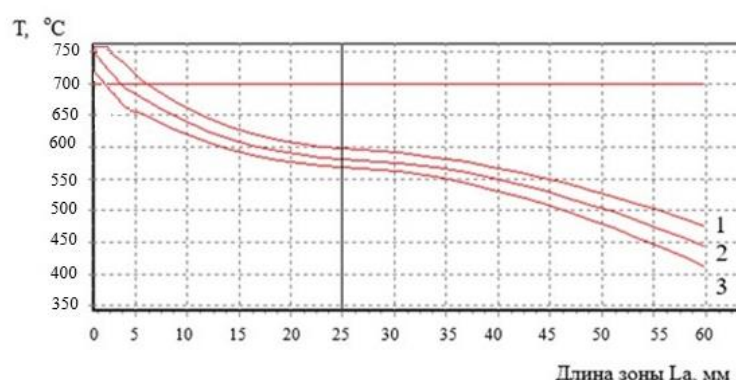
Сибирский федеральный университет, г. Красноярск

Развитие в последнее время совмещенных методов обработки сплавов различных металлов [1,2] дает возможность кардинально изменить традиционные технологии получения длинномерных деформированных полуфабрикатов, производство которых характеризуется высокой трудоемкостью, сравнительно низким выходом годного металла и большими энергозатратами. В данной работе рассмотрен метод бесслитковой прокатки-прессования (БПП) [3] прутков из сплава АД31, применение которого устраняет эти недостатки за счет совмещения в одном агрегате процессов непрерывного литья и обработки давлением [4]. Кроме того, ее отличительной особенностью является то, что в качестве исходного сырья использовали отходы прессового производства одного из металлургических заводов города Красноярска в виде обрезки прессованных профилей из сплава АД31.

Для определения тепловых процессов, происходящих при кристаллизации расплава в валках и его экструдировании, выполнено моделирование процесса БПП с использованием программы LITPRO [4, 5]. В основе программы лежит сеточный метод с использованием разностных отношений на основе решений дифференциальных уравнений внутреннего и внешнего теплообмена. Результаты расчетов распределения температуры металла (T , °C) для сплава АД31 представлены для принятой схемы БПП (рис. 1, а) в трех характерных сечениях (рис. 1, б) по длине зоны L_a , начиная от поступления жидкого металла в межвалковое пространство, и заканчивая плоскостью соприкосновения металла с зеркалом матрицы.



а



б

Рисунок 1 - Схема очага кристаллизации-деформации (а) и изменение температуры (б) по длине активной зоны L_a для сплава АД31: 1 - сечение посередине заготовки; 2 – сечение между серединой заготовки и контактом ее с валками; 3 – сечение на контакте заготовки с валками

Анализ результатов моделирования процесса показал, что температуру металла закристаллизовавшейся в валках и обжатой ими твердой заготовки для исследуемого сплава следует выбирать в пределах 520 ± 10 °С.

Моделирование стадии прокатки-прессования проводили в программных комплексах QForm и AutodeskInventor, а в качестве данных использовали параметры (см. рис. 1, а), приведенные в табл. 1.

Таблица 1 – Данные для расчета и параметры моделирования

Параметр	Величина
Радиус валков $R_1=R_2$, мм	192,5
Размеры калибра в наименьшем сечении $h \times b$, мм	10x22,5
Высота зеркала матрицы h_p , мм	27,4
Диаметр матрицы d , мм	9
Частота вращения валков ω , об/мин	5
Обжатие при прокатке, %	50
Температура закристаллизованной заготовки, °С	520
Показатель трения по закону Зибеля	0,9
Сопротивление металла деформации, МПа	25
Максимальный и минимальный размер элемента, мм	1,0
Метод интегрирования	явный
Материал заготовки	вязко-пластичный
Материал инструмента	абсолютно жесткий
Тип КЭ сетки	тетрагональная
Количество конечных элементов	170 000

Для анализа формоизменения металла при получении прутка диаметром 9 мм из сплава АД31 очаг деформации был разбит на три характерные зоны: прокатки, распрессовки и прессования [2]. Закристаллизованная заготовка в зоне прокатки обжимается валком с выступом радиусом R_1 и валком с канавкой радиусом R_2 (см. рис. 1, а), образующими закрытый ящичный калибр, достигает матрицы и заполняет калибр в зоне распрессовки. После заполнения калибра металлом перед матрицей в зоне прессования начинается процесс экструдирования металла с образованием пресс-изделия по форме и размерам калибрующего отверстия матрицы (рис. 2). Полуфабрикат с нанесенной сеткой (рис. 2, а) показывает изменение формы заготовки в результате ее деформации.

Результаты расчета температуры представлены на рис. 3 и 4. Температура в очаге деформации, определенная в центре и на контакте металла с валками (рис. 2, б), изменяется следующим образом. При прокатке температура постепенно уменьшается за счет охлаждения на контакте с валками. На стадии распрессовки температура падает более резко, достигая значений 250-300°С. После начала прессования температура начинает постепенно увеличиваться, при этом наиболее интенсивно температура возрастает в центре заготовки. В местах контакта поверхностей валков и заготовки температура ниже за счет

потери тепла, а в середине выше. При прессовании за счет деформационного разогрева при больших степенях деформации температура растет, а затем в местах контакта постепенно выравнивается и достигает на контакте 280 °С, а в середине – 350 °С (см. рис. 3). Установленные закономерности изменения температуры вдоль очага деформации также подтверждаются данными исследований, проведенных ранее [2].

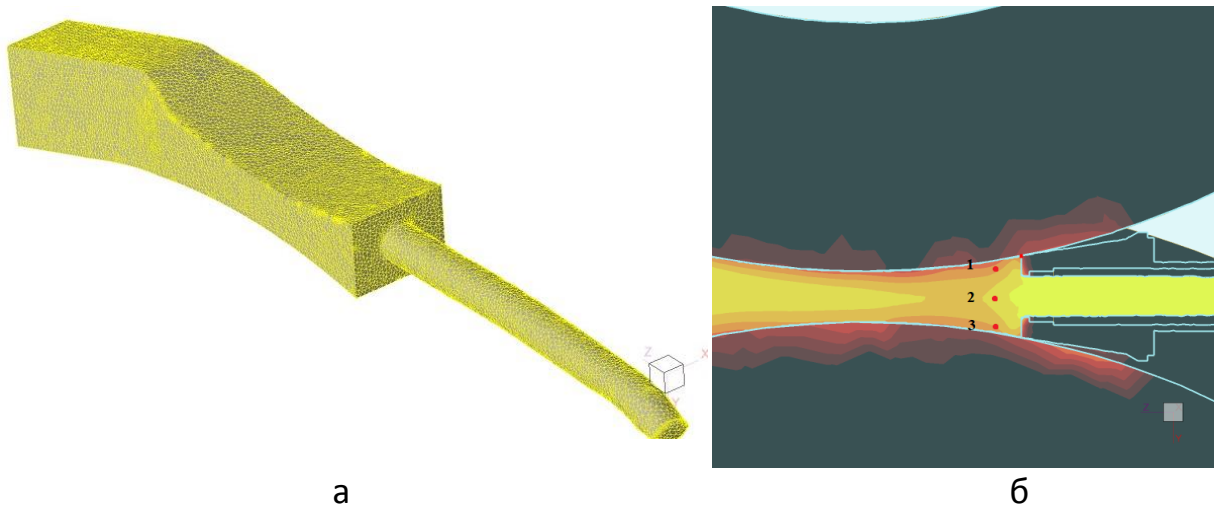


Рисунок 2 – Формоизменение заготовки с нанесенной сеткой (а) и характерные точки определения температуры (б): 1 – на контакте заготовки и валка с выступом; 2 – внутри по центру заготовки; 3 – на контакте заготовки и валка с канавкой

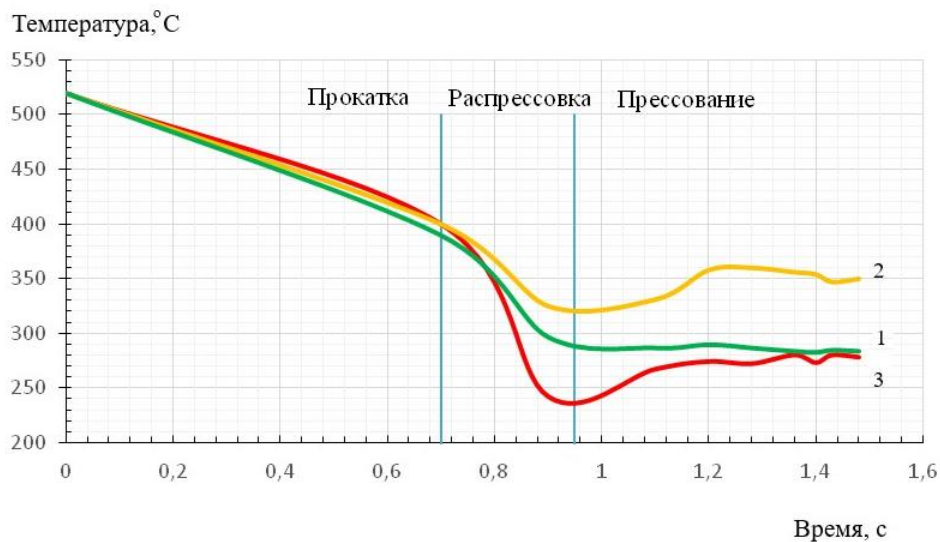


Рисунок 3 - Изменение температуры по длине очага деформации для сплава АД31: 1 – на контакте металла и валка с выступом; 2 – внутри по центру заготовки; 3 – на контакте металла и валка с канавкой

Расчет силовых параметров процесса (рис. 5) показал, что сила, действующая на валки, не превышает 170 кН, а сила, действующая на матрицу – 68 кН, что на порядок ниже, чем при получении таких же прутков традиционными технологиями прокатки или прессования. Крутящие моменты

различны на валках с выступом и канавкой (рис. 6), причем крутящий момент на валке с канавкой примерно в 2 раза выше, чем момент на валке с выступом.

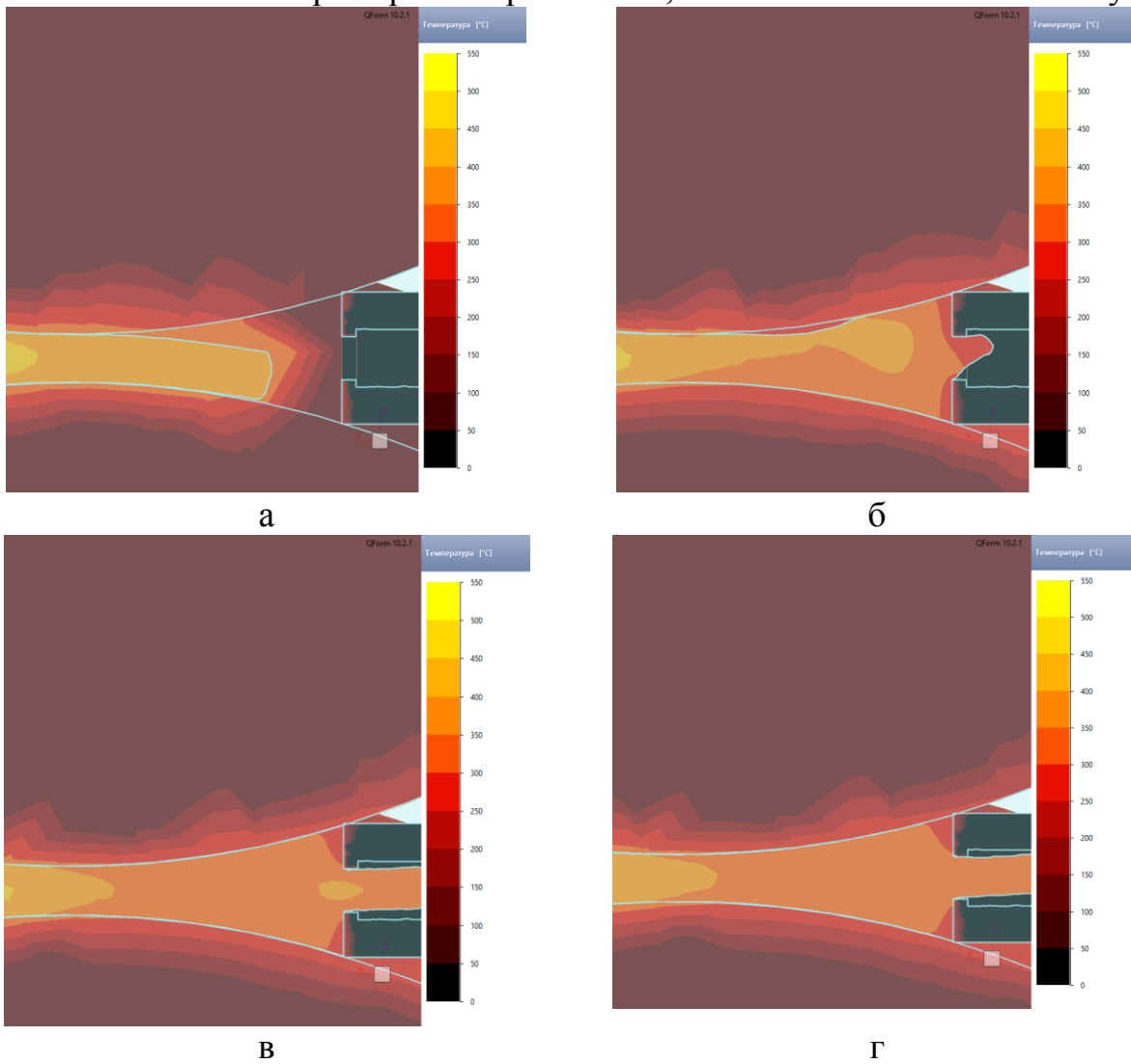


Рисунок 4 - Изменение температуры металла в очаге деформации по зонам: а - прокатки; б - распрессовки; в, г - прессования

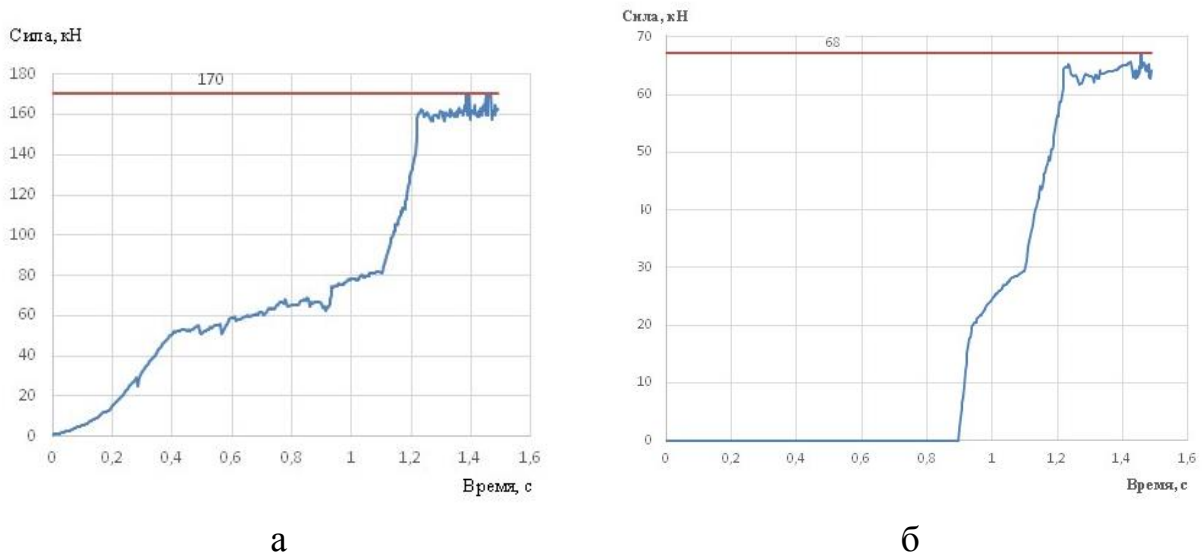


Рисунок 5 - Изменение сил, действующих на валки (а) и матрицу (б)

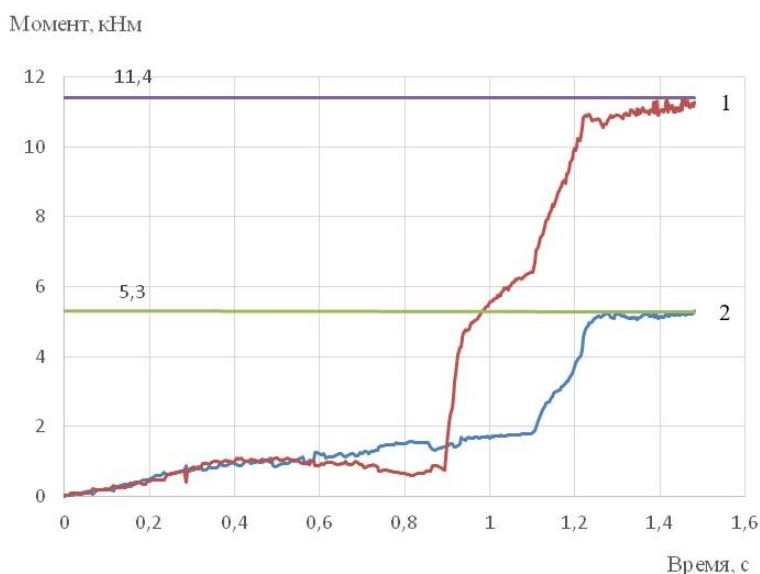


Рисунок 6 - Изменение моментов на валке с канавкой (1) и выступом (2)

Таким образом, проведено компьютерное моделирование процесса получения прутков методом БПП с определением его температурных и энергосиловых параметров. Результаты моделирования будут использованы для проведения экспериментальных исследований и разработки новой ресурсосберегающей технологии получения длиномерных деформированных полуфабрикатов из вторичных отходов прессового производства сплава АД31.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда в рамках гранта № 24-29-20136.

Литература:

1. Шаталов, Р.Л. Совмещенные процессы литья и деформации металлов / Р. Л. Шаталов, Н. Ш. Босхамджиёв, В. Ал. Николаев. – М.: Изд-во МГОУ, 2009. – 210 с.
2. Сидельников, С.Б. Комбинированные и совмещенные методы обработки цветных металлов и сплавов: монография / С.Б.Сидельников, Н.Н. Довженко, Н.Н. Загиров – М.: МАКС Пресс, 2005. – 344 с.
3. Пат. 2724758. Российская Федерация. Устройство для бесслитковой прокатки и прессования металла / Сидельников С.Б., Старцев А.А., Гильманшина Т.Р. [и др.], опубл. 25.06.2020, Бюл. №18.
4. Сидельников, С.Б. Особенности структурообразования и свойства металла при высокоскоростной кристаллизации–деформации и модифицировании алюминиевых сплавов: монография / С.Б. Сидельников, Е.С. Лопатина, Н.Н. Довженко [и др.]. – Красноярск: Сиб. фе-дер. ун-т, 2015. – 180 с.
5. Биронт, В.С. Теория термической обработки металлов. Теплофизические основы и расчеты: учеб.пособие / В. С. Биронт; ГАЦМиЗ. – Красноярск, 2001. – 132 с.

АНАЛИЗ МЕТОДОВ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА В ПРОЦЕССАХ ГОРЯЧЕЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ УВЕЛИЧЕННЫХ ЗНАЧЕНИЯХ СТЕПЕНИ ДЕФОРМАЦИИ

Кравцова С. И., Яковченко А. В.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск;

Донецкий национальный технический университет, г. Донецк

Объектом исследования настоящей работы являются методы моделирования напряжения течения металла в процессах горячей пластической деформации. Известно, что исследования напряжения течения металла σ имеют важное значение для теории и практики обработки металлов давлением.

Этой теме в технической литературе посвящено значительное количество теоретических и экспериментальных работ. Методы расчета напряжения течения металла, как правило, основаны на аппроксимации экспериментальных данных [1-5 и др.].

Выполним анализ широко известных методов расчёта напряжения течения металла при увеличенных значениях степени деформации (до $\varepsilon = 0.8$, соответственно логарифмическая степень деформации при этом равна 1.6). При этом использовали компьютерную базу цифровой информации о напряжении течения высококачественной микролегированной конструкционной стали, имеющей следующий химический состав: 0.055 С, 0.25 Si, 0.7 Mn, 0.17 Mo, 0.018 Nb, 0.023 Ti, 0.003 N, которая создана в работе [3].

На рисунках 1-3 показаны окна программы [1] расчета напряжения течения металла по методам Л.В. Андреюка и др., В.А. Николаева, В.И. Зюзина, которые использовались в работе, а также соответствующие расчетные и экспериментальные кривые.

На рисунке 1 синим цветом показана экспериментальная кривая, красным – расчетная по методу Л.В. Андреюка и др. При средней относительной погрешности расчетных значений, равной 13.4 %, на отдельных участках она достигает 35 %. Получены аналогичные кривые по методу В.А. Николаева. При средней относительной погрешности 11.6 %, на отдельных участках она достигает 25 % и более (рис. 2). Аналогичные кривые, полученные по формуле В.И. Зюзина, показаны на рисунке 3. При средней относительной погрешности 8.9 % %, на отдельных участках она превышает 35 %.

Как известно, методы Л.В. Андреюка и др., В.А. Николаева и В.И. Зюзина показывают вполне приемлемые результаты при расчетах средних значений напряжения течения металла в очаге деформации, которые в дальнейшем используются в широко известных методах определения среднего в очаге деформации давления прокатки.

Метод проф. Андреюка Л.В.

Пределы изменения факторов

Имя файла: КАТАЛОГ\Сталь NB-Ti

ϵ_{min}	ϵ_{max}	U min (1/c)	U max (1/c)	T min. (град.С)	T max. (град.С)
0.025	0.8	0.01	1.0	850	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154
Натуральные значения факторов	ϵ	0.025	0.0937	0.4125	0.7313
	U (1/c)	0.01	0.098	0.505	0.912
	T (град.С)	850	881.014	1025.000	1168.986

План-матрица эксперимента

	X1	X2	X3	ϵ	U (1/c)	T (град.С)	$\sigma_{эксп.}$ (МПа)
1	-1	-1	-1	0.0937	0.098	881.014	92.382
2	+1	-1	-1	0.7313	0.098	881.014	106.728
3	-1	+1	-1	0.0937	0.912	881.014	109.846
4	+1	+1	-1	0.7313	0.912	881.014	145.940
5	-1	-1	+1	0.0937	0.098	1168.986	37.840
6	+1	-1	+1	0.7313	0.098	1168.986	41.098
7	-1	+1	+1	0.0937	0.912	1168.986	51.923
8	+1	+1	+1	0.7313	0.912	1168.986	59.973
9	-1.2154	0	0	0.025	0.505	1025.000	39.099
10	+1.2154	0	0	0.8	0.505	1025.000	78.642
11	0	-1.2154	0	0.4125	0.01	1025.000	46.450
12	0	+1.2154	0	0.4125	1.0	1025.000	93.831
13	0	0	-1.2154	0.4125	0.505	850	155.993
14	0	0	+1.2154	0.4125	0.505	1200	49.684
15	0	0	0	0.4125	0.505	1025.000	77.906

Результаты расчета

σ_p (МПа) Δ (%)

71.142	22.991
99.153	7.097
93.474	14.905
130.277	10.733
29.577	21.836
41.223	0.303
38.861	25.156
54.162	9.689
43.908	12.300
76.866	2.258
42.737	7.994
75.088	19.976
123.473	20.847
42.346	14.770
69.065	11.349

$$\sigma = N \cdot U^A \cdot (10 \cdot \epsilon)^B \left(\frac{T}{1000} \right)^C$$

N	68.844
A	0.122
B	0.162
C	-3.103

$\Delta_{ср}$ (%) 13.480

2/3 степени деформ.

Проверка адекватности модели по критерию Фишера (уровень значимости - 5%)

Грассч 17.619 Fтабл 3.59 Грассч > Fтабл (адекватность обоснована)

Выполнить

Дополнительно

Графики

<<Назад

Далее>>

Метод проф. Андреюка Л.В.

Имя файла:
КАТАЛОГ\Сталь
NB-Ti

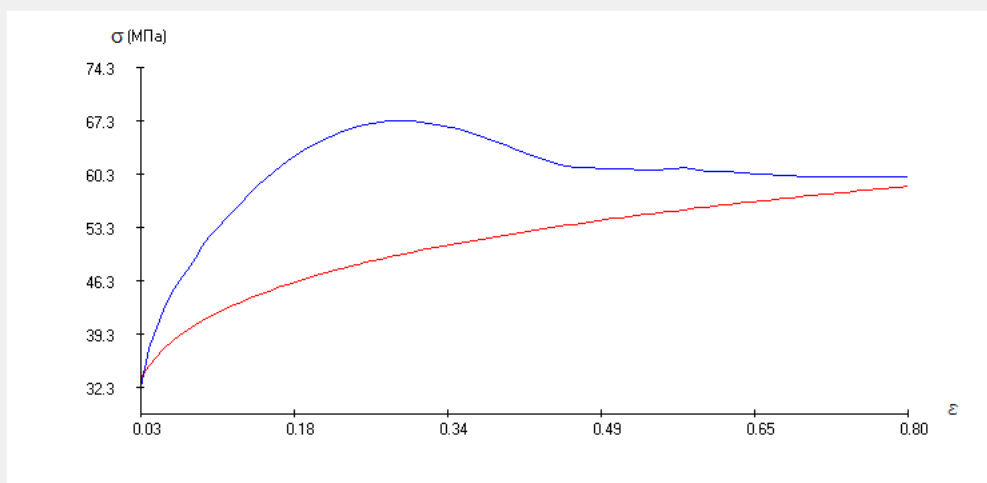
Пределы изменения факторов

ϵ_{min}	ϵ_{max}	Umin. (1/c)	Umax. (1/c)	Tmin. (град.С)	Tmax. (град.С)
0.025	0.8	0.01	1.0	850	1200

U, (1/c) 0.912 T, (град.С) 1168.986

Построить графики

Графики зависимости $\sigma(\epsilon)$



— расчет по методу

— по экспериментальным данным

Далее>>

Рисунок 1 - Результаты расчетов по методу Л.В. Андреюка и др.

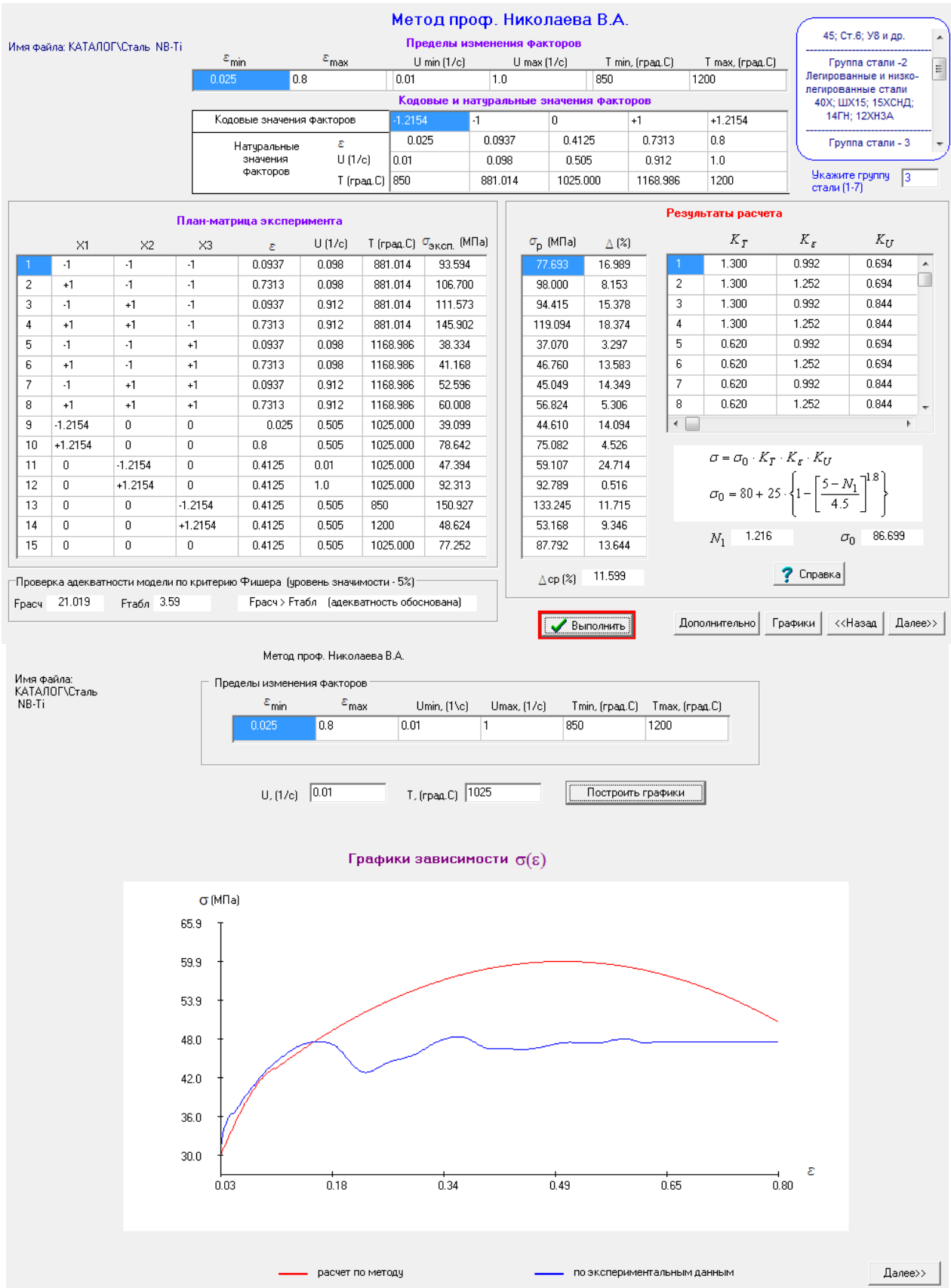


Рисунок 2 - Результаты расчетов по методу В.А. Николаева

Аппроксимация экспериментальной информации на основе формулы проф. Зюзина В.И.

Имя файла: КАТАЛОГ\Сталь NB-Ti

Пределы изменения факторов

ε_{\min}	ε_{\max}	U min (1/c)	U max (1/c)	T min, (град.С)	T max, (град.С)
0.025	0.8	0.01	1.0	850	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154
ε	0.025	0.0937	0.4125	0.7313	0.8
U (1/c)	0.01	0.098	0.505	0.912	1.0
T (град.С)	850	881.014	1025.000	1168.986	1200

План-матрица эксперимента

	X1	X2	X3	ε	U (1/c)	T (град.С)	$\sigma_{\text{эксп.}}$ (МПа)
1	-1	-1	-1	0.0937	0.098	881.014	92.382
2	+1	-1	-1	0.7313	0.098	881.014	106.728
3	-1	+1	-1	0.0937	0.912	881.014	109.846
4	+1	+1	-1	0.7313	0.912	881.014	145.940
5	-1	-1	+1	0.0937	0.098	1168.986	37.840
6	+1	-1	+1	0.7313	0.098	1168.986	41.098
7	-1	+1	+1	0.0937	0.912	1168.986	51.923
8	+1	+1	+1	0.7313	0.912	1168.986	59.973
9	-1.2154	0	0	0.025	0.505	1025.000	39.099
10	+1.2154	0	0	0.8	0.505	1025.000	78.642
11	0	-1.2154	0	0.4125	0.01	1025.000	46.450
12	0	+1.2154	0	0.4125	1.0	1025.000	93.831
13	0	0	-1.2154	0.4125	0.505	850	155.993
14	0	0	+1.2154	0.4125	0.505	1200	49.684
15	0	0	0	0.4125	0.505	1025.000	77.906

Результаты расчета

σ_p (МПа)	Δ (%)
81.697	11.566
110.323	3.368
110.246	0.364
148.875	2.011
33.582	11.252
45.349	10.344
45.317	12.722
61.196	2.040
53.819	37.648
89.328	13.588
47.873	3.063
88.878	5.279
139.174	10.782
47.239	4.922
81.083	4.078

$\Delta_{\text{ср}} (\%)$ 8.868

Max. число итераций: Выполнено: 10

$$\sigma = \frac{A \cdot \varepsilon^{n1} \cdot U^{n2}}{e^{n3 \cdot T}}$$

A	2394.865748147962680
n1	0.146197907318201
n2	0.134351295103756
n3	0.003087181814799

Проверка адекватности модели по критерию Фишера (уровень значимости - 5%)

Грасч 75.281 Fтабл 3.59 Грасч > Fтабл (адекватность обоснована)

Имя файла: КАТАЛОГ\Сталь NB-Ti

Пределы изменения факторов

ε_{\min}	ε_{\max}	Umin, (1/c)	Umax, (1/c)	Tmin, (град.С)	Tmax, (град.С)
0.025	0.8	0.01	1.0	850	1200

U, (1/c) T, (град.С)

Графики зависимости $\sigma(\varepsilon)$

— расчет по методу — по экспериментальным данным

Рисунок 3 - Результаты расчетов по формуле В.И. Зюзина

Вместе с тем, представленные данные показали, что качественный ход экспериментальных и расчётных кривых и соответствующие количественные значения по этим методам при увеличенных значениях степени деформации во многих случаях существенно отличается.

Это, прежде всего, связано с тем, что в этих методах не учитываются процессы динамического преобразования структуры металла при горячей деформации, то есть не учитываются процессы разупрочнения.

Указанные выше методы Л.В. Андреюка и др., В.А. Николаева, и В.И. Зюзина не могут быть рекомендованы для конечно-элементного моделирования процессов обработки металлов давлением, при которых расчеты выполняются не по средним в очаге значениям напряжения течения металла, а в любых точках очага деформации, которые связаны с генерируемой сеткой конечных элементов, где степень деформации может, в том числе, существенно превышать значение 0.5.

При конечно-элементном моделировании рационально использовать метод расчета напряжения течения металла, учитывающий процессы динамического преобразования структуры металла при его горячей пластической деформации [3], а также методы уточнения констант, определяющих термокинетические параметры в формуле расчета напряжения течения металла [4, 5].

Литература:

1. Яковченко, А. В. Методы компьютерного моделирования напряжения течения металла в процессах горячей пластической деформации : учебное пособие / А. В. Яковченко, С. А. Снитко, Н. И. Ивлева. – Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2023. – 276 с.

2. Яковченко, А. В. Разработка компьютерной базы цифровой информации о напряжении течения микрولةгированной стали NB-T1 / А. В. Яковченко, П. Н. Денищенко, С. И. Кравцова // Сборник тезисов докладов V Международной научно-технической конференции «Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства» (Алчевск, 15 октября 2020 г.). — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2020. — С. 149–152.

3. Солод, В. С. Математическое моделирование сопротивления деформации при горячей прокатке углеродистых сталей / В. С. Солод, Я. Е. Бейгельзимер, Р. Ю. Кулагин // Металл и литье Украины. 2006. – № 7–8. – С. 52 – 56.

4. Метод уточнения констант, определяющих термокинетические параметры в формуле расчета напряжения течения металла / А. В. Яковченко, П. Н. Денищенко, С. И. Кравцова, Н. И. Ивлева // Сборник научных трудов ДонГТИ. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2022. — №26 (69) — С. 29–39.

5. Усовершенствованные метод и компьютерная программа определения уточненных констант формул расчета термокинетических параметров для групп марок сталей / А. В. Яковченко, П. Н. Денищенко, С. И. Кравцова, Н. И. Ивлева // Сборник научных трудов ДонГТИ. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2022. — №27 (70). — С. 27–37.

МОДЕЛИРОВАНИЕ СОВМЕЩЕННОЙ ПРОКАТКИ-ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРУТКОВ ИЗ ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК МАГНИЯ Mg90

Парубок А.В.

Сибирский федеральный университет, г. Красноярск

Магний и его сплавы в литом состоянии плохо поддаются обработке давлением. Технологичность их обработки может быть существенно улучшена путем применения горячей деформации металла, так как повышение температуры приводит к появлению новых плоскостей скольжения и двойникования и, как следствие, увеличению пластичности [1].

Традиционные технологии обработки магния и его сплавов в литом состоянии имеют ряд ограничений и недостатков, поэтому, целесообразно использование развивающихся в последнее время совмещенных методов. Так, например, совмещенная прокатка-прессование (СПП) является высокоэффективным способом получения длинномерных полуфабрикатов из цветных металлов и их сплавов и характеризуется непрерывностью процесса деформации, низкими энергозатратами и высоким выходом годного [2]. Для разработки такой технологии необходимо знать технологические и энергосиловые параметры процесса. Настоящая работа посвящена решению этой задачи путем моделирования процесса СПП для обработки литых заготовок магния Mg90.

Для определения энергосиловых параметров процесса и характера изменения температуры металла и скорости деформации было проведено моделирование совмещенной прокатки и прессования в программном комплексе Qform 10. Твердотельная модель инструмента и заготовки была создана с помощью программы Autodesk Inventor. Параметры модели и исходные данные для моделирования приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Исходные данные и параметры моделирования процесса СПП для получения прутка диаметром 5 мм из литой заготовки размерами 14x14 мм

Наименование	Величина
Начальная температура заготовки, °С	400
Начальная температура инструмента, °С	100
Радиус валка с выступом, мм	107
Радиус валка с канавкой, мм	81
Размеры зеркала матрицы, мм	20x15
Вытяжка при прессовании	15,3
Частота вращения валков, об/мин	4
Максимальный и минимальный размер элемента, мм	0,5 – 1
Метод интегрирования	явный
Показатель трения по закону Зибеля	0,9
Материал заготовки	вязко-пластичный
Материал инструмента	абсолютно жесткий
Тип КЭ сетки	тетрагональная

Модели рабочего инструмента представлены на рис. 1. Он включает матрицу и два калиброванных валка: один из которых выполнен с канавкой, а второй с выступом, составляющих закрытый ящичный калибр.

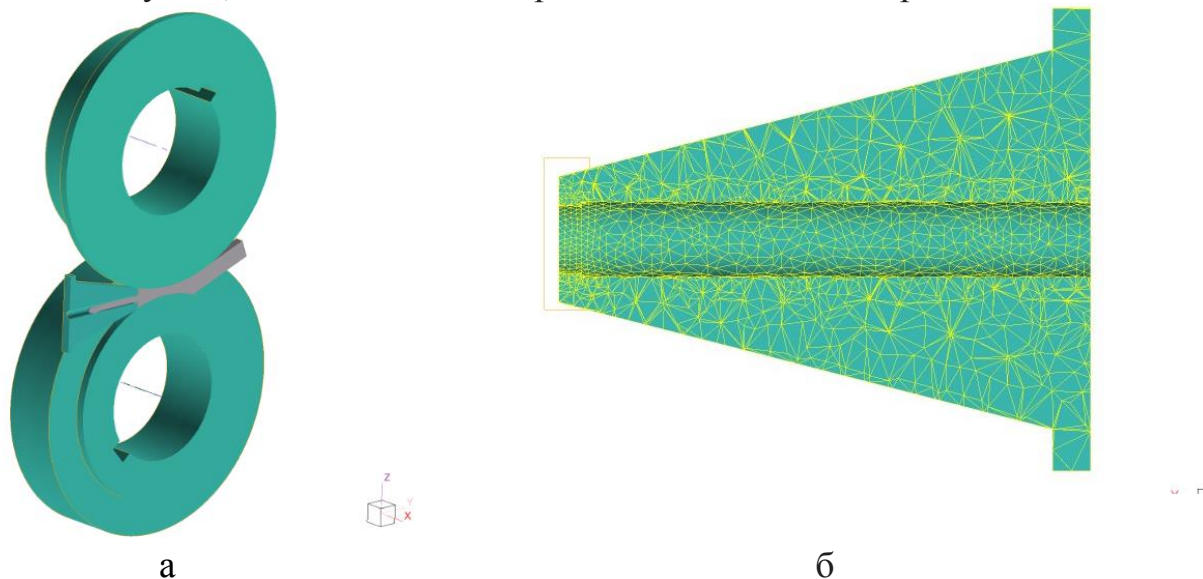


Рисунок 1 - Вид моделей инструмента установки СПП: а – валки; б – матрица

Конечно, элементная сетка инструмента была разбита на две области. Первая область для валков и неконтактных частей матрицы, вторая - для пояска матрицы. Точность геометрии пояска матрицы оказывает большое влияние на качество расчета, поэтому вторая область была разбита на более мелкие элементы с ограничением максимального элемента до 1 мм.

Решение задачи проводилось с использованием двух конечно-элементных сеток, что позволило значительно оптимизировать машинное время расчета [3]. Геометрическая сетка служит для описания формы деформируемого тела и хранения поля накопленных деформаций, определенного при моделировании деформационной задачи на расчетной сетке (рис. 2, а). Расчетная сетка предназначена для решения деформационной задачи, с ее помощью вычисляются напряжения и деформации (рис. 2, б). Расчётная сетка также имеет локальную область с более мелкой сеткой, что обусловлено высоким градиентом изменения напряжений, скорости и температуры в выделенном очаге деформации.

Анализ результатов моделирования показал следующее. Установлено, что в начальный момент захвата валками заготовка начинает изгибаться в сторону валка с выступом, оковывая его. Далее заготовка достигает матрицы и начинается процесс распрессовки металла в рабочей части калибра, образованной валками и матрицей, частично выдавливаясь в калибрующее отверстие матрицы. После полного заполнения калибра металлом перед матрицей начинается процесс экструдирования металла с образованием пресс-изделия по форме и размерам калибрующего отверстия матрицы. Данная модель процесса СПП подтверждается данными теоретических и

экспериментальных исследований [2]. Моделирование также позволило установить характер изменения температуры металла в процессе деформации. Изменение температуры в характерных сечениях и скорости деформации представлены на рис. 3, 4. Температуру определяли в трех характерных сечениях, позволяющих оценить ее изменение в местах контакта заготовки с валками, а также в зоне выхода металла из матрицы (рис. 4, а).

Анализ результатов моделирования показал, что увеличение температуры наиболее интенсивно происходит в центре заготовки (сечение 2 на рис. 4, а), так как здесь нет контакта металла с валками и, соответственно, металл не охлаждается

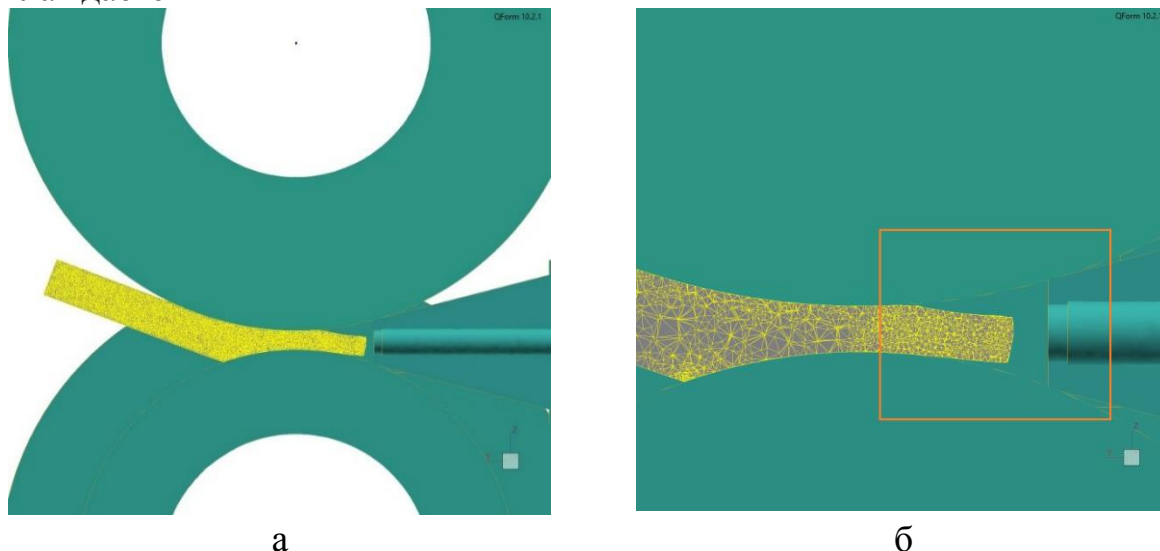


Рисунок 2 - Конечно-элементная сетка заготовки:

а – для решения тепловой задачи; б – для решения деформационной задачи

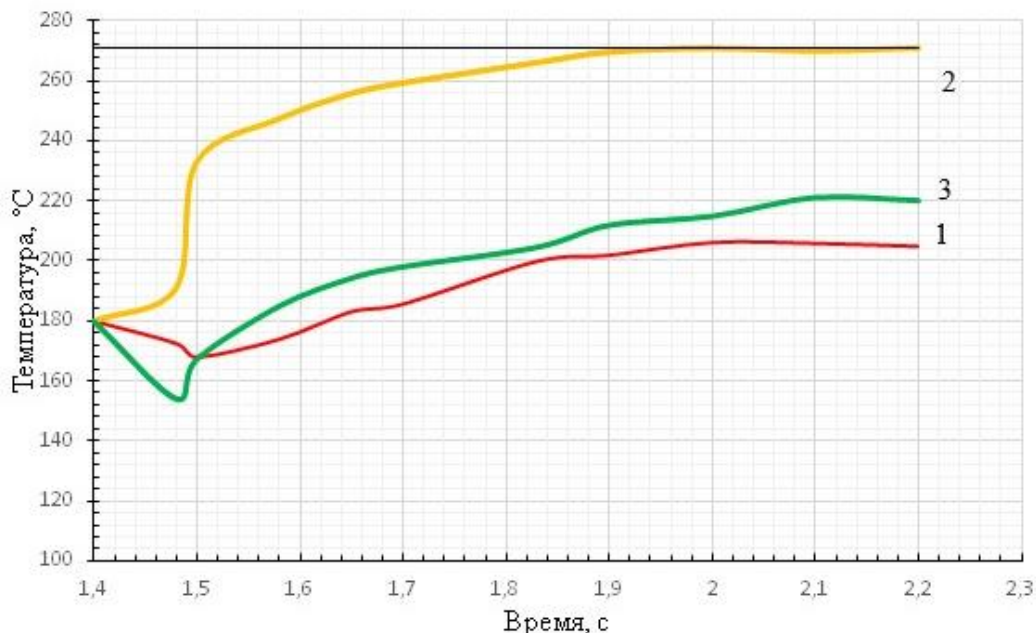


Рисунок 3 - График изменения температуры по длине очага деформации в характерных сечениях: 1 – на контакте заготовки с валком с выступом; 2 – по центру заготовки; 3 – на контакте заготовки с валком с канавкой

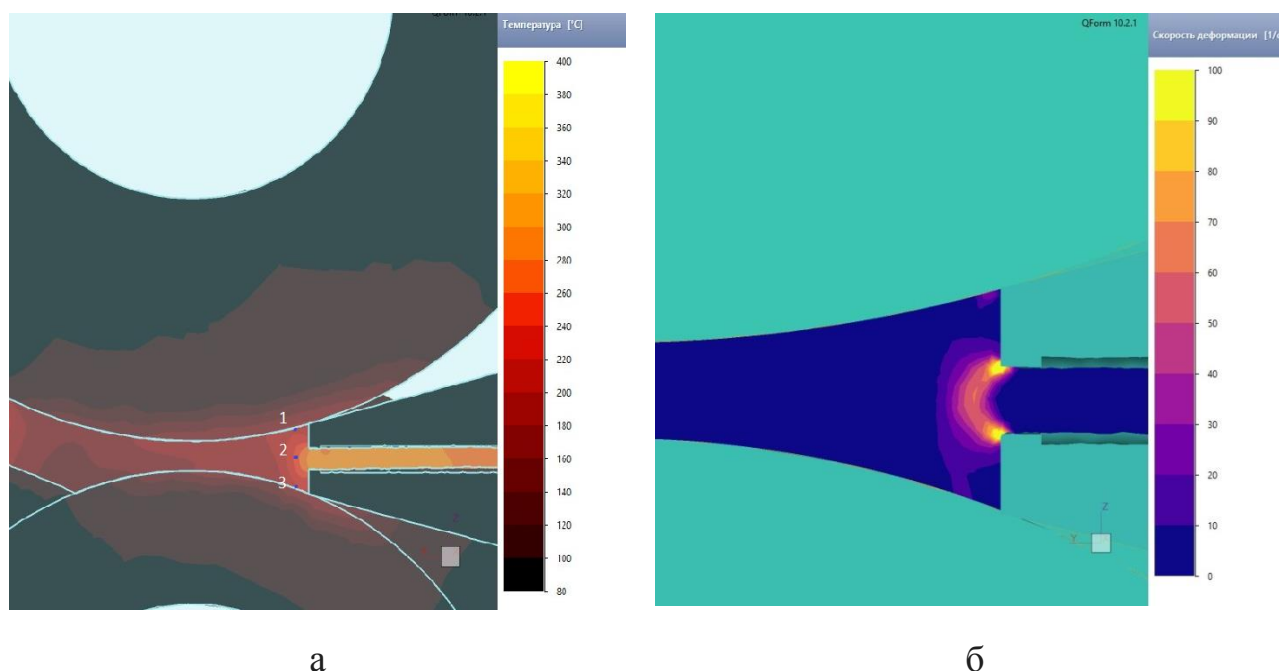


Рисунок 4 - Изменение температуры (а) и скорости деформации (б) металла по длине очага деформации

При этом деформационный разогрев в центральных частях заготовки максимальный. На контакте заготовки с валком, имеющим канавку (сечение 3), температура несколько выше, чем на контакте металла с валком, имеющим выступ (сечение 1), что объясняется дополнительным разогревом металла за счет трения на боковых поверхностях калибра. При этом значения температур в этих сечениях мало отличаются и значительно меньше температуры в центре заготовки. Наибольший разогрев металла происходит в зоне прессования (зона 3), так как здесь существенно увеличивается скорость деформации металла (рис. 4, б).

Результаты расчета сил, действующих на матрицу и валки, представлены на рис. 5, а крутящих моментов на рис. 6. Анализ энергосиловых параметров показал, что максимальная сила, действующая на валки, достигает 293 кН и превышает силу, действующую на матрицу, равную 125 кН. Крутящие моменты различны на валках с канавкой и выступом, причем крутящий момент на валке с канавкой в 1,2 раза выше, чем момент на валке с выступом, что также подтверждается результатами расчетов (см. табл. 4, 5) и данными экспериментальных исследований [2]. Максимальный момент на валке с канавкой составляет 7,5 кНм, а на валке с выступом – 6,1 кНм.

Таким образом, по результатам моделирования для экспериментальных исследований на установке СПП-200 можно рекомендовать следующие параметры процесса: температура заготовки 400 °С; температура инструмента 100°С; обжатие при прокатке 50 %; частота вращения валков 4 об/мин; вытяжка при прессовании – до 15.

Работа выполнена в рамках государственного задания на науку ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», номер проекта FSRZ-2020-0013.

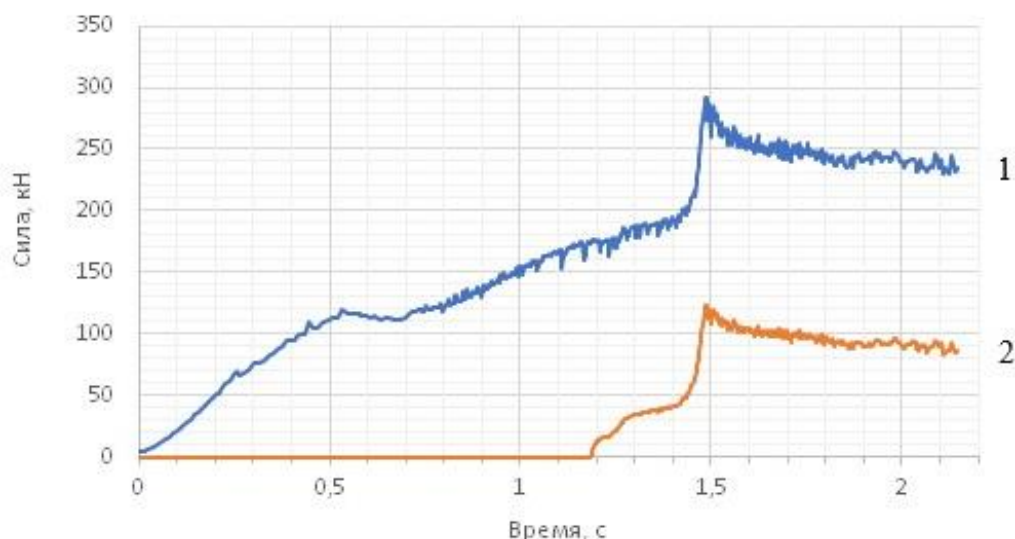


Рисунок 5 - Изменение по длине очага деформации сил, действующих на валки (1) и на матрицу (2)

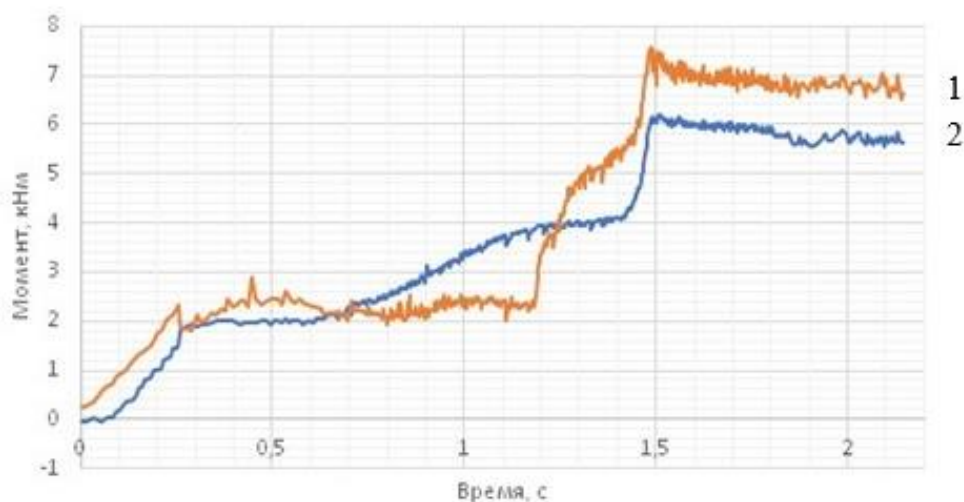


Рисунок 6 - Изменение по длине очага деформации крутящих моментов на валке с канавкой (1) и валке с выступом (2)

Литература:

1. Альтман, М.Б. *Металловедение магния и его сплавов. Области применения* / М.Б. Альтман, А.П. Антипова, В.А. Блохина [и др.] – М.: *Металлургия*, 1978. – 232 с.
2. Сидельников, С.Б. *Комбинированные и совмещенные методы обработки цветных металлов и сплавов: монография* / С.Б. Сидельников, Н.Н. Довженко, Н.Н. Загиров – М.: *МАКС Пресс*, 2005. – 344 с.
3. Власов, А.В. *Конечно-элементное моделирование технологических процессовковки и объемной штамповки: учебное пособие* / А. В. Власов, С. А. Стебунов, С. А. Евсюков [и др.]. — Москва: *МГТУ им. Баумана*, 2019. – 384 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ЛИСТА

Исангильдин Д.Р., Соседкова М.А.

Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет), г. Челябинск

Одним из основных требований при производстве качественного горячекатаного листа является обеспечение минимальной поперечной разнотолщинности профиля.

Для решения этой задачи требуется постоянный контроль множества технологических факторов. Один из главных – тепловой профиль рабочих валков. Тепловой профиль формируется в процессе деформации и меняет форму зазора между рабочими валками, что приводит к дефектам готового листа по ширине профиля.

Определение температурного профиля рабочих валков является актуальной задачей для получения качественного готового горячекатаного листа.

Исследованию тепловых полей валков при горячей прокатке посвящено достаточно много работ. Однако большинство из них опирается на экспериментальные данные [1] или приводится только математические описания температурного поля [2].

Современным способом исследования процессов деформации является моделирование с помощью компьютерного программного обеспечения. Исследования температурного поля валков проведены в QFORM – программном комплексе, основанном на методе конечных элементов, для моделирования и оптимизации процессов обработки металлов давлением.

Была поставлена задача исследования температурного поля по длине бочки валков. Анализ результатов моделирования распределения температурного поля по длине валка (рисунок 1) показал следующее. Температурное поле в центральной части валка (около 2/3 ширины полосы) примерно одинаковое, а затем постепенно снижается к краю полосы и заметно снижается к концу бочки валка. Данное распределение показано на окончательной диаграмме ниже.

Также было проведено исследование изменения температурного поля во времени по сечению валка. Рассматривалось изменение теплового поля валка без принудительного охлаждения (охлаждение только за счет теплообмена с окружающей средой).

На рисунке 2 приведены результаты моделирования для сечения, соответствующего центру бочки валка.

В начале прокатки (рисунок 2 а) тепловой поток идет от места контакта валка и полосы в центр валка, однако время контакта еще слишком мало, что не позволяет теплу проникнуть далеко вглубь валка.

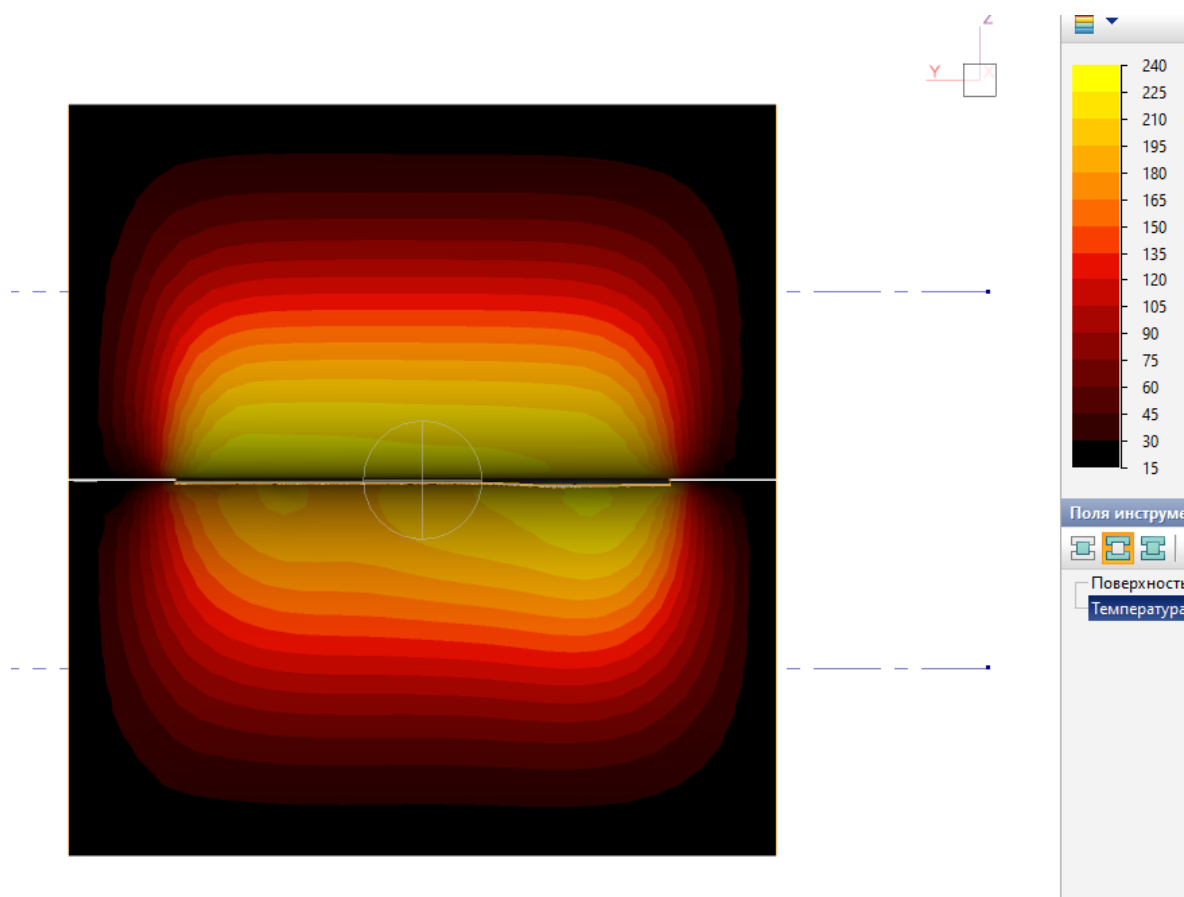


Рисунок 1 – Распределение температурного поля по длине бочки валка

В процессе прокатки (рисунок 2 б), наряду с дальнейшим прогревом валка за счет контакта с горячим металлом, происходит и процесс охлаждения его поверхности за счет теплообмена с окружающей средой той части валка, который не находится в контакте с полосой. Спустя некоторое время температура стабилизируется (рисунок 2 в).

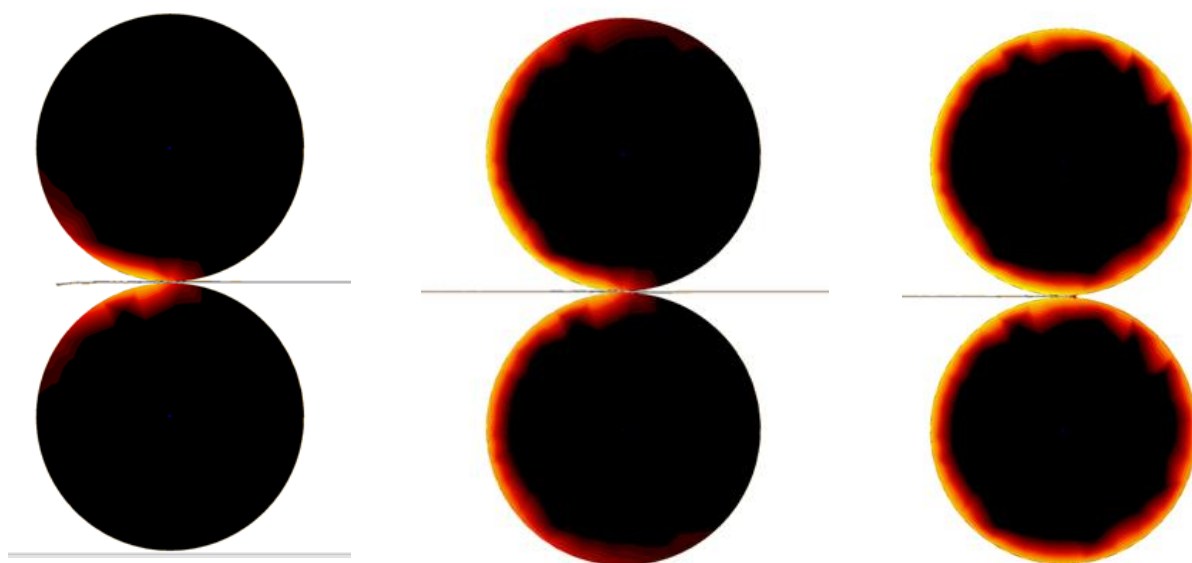


Рисунок 2 – Изменение температурного поля во времени по сечению валков

На рисунке 3 приведена диаграмма, обобщающая результаты моделирования температурного поля рабочего валка диаметром 900 мм и длиной бочки 1700 мм при прокатке листа шириной 1200 мм и температурой на входе в очаг деформации 1040 °С.

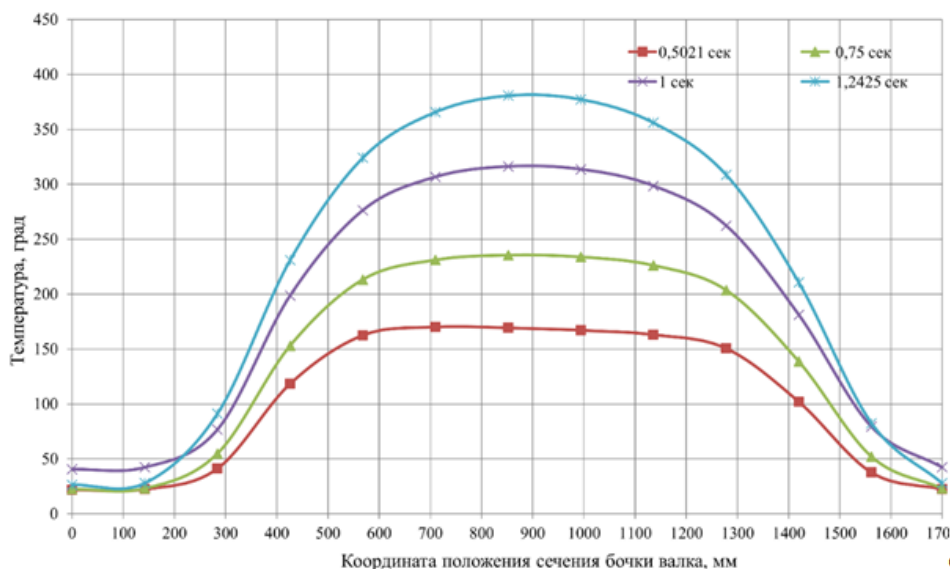


Рисунок 3 – Схема рабочего валка

На диаграмме показано распределение температуры по длине бочки валка в разный момент времени после начала прокатки. По оси ординат показана температура поверхности валка в определенном сечении длины бочки. По оси абсцисс – координата положения сечения валка по длине бочки. Результаты моделирования качественно подтверждают выводы, сделанные в работах [1, 2]. Моделирование температурных процессов определяет необходимые параметры теплового профиля валка, что позволяет обоснованно подходить к мероприятиям, устраняющим негативное влияние данного процесса на профиль получаемой полосы.

Литература:

1. Астахов, А.А., Мазур И.П. Разработка модели для исследования теплового состояния рабочих валков станков горячей прокатки / А.А. Астахов, И.П. Мазур // Вестник Воронежского государственного технического университета. – 2011. – Т. 7. – № 11-2. – С. 83 – 86.
2. Кухта, Ю.Б. Программная система определения температурного профиля бочки рабочих валков при производстве металлопродукции на станах горячей прокатки / Ю.Б. Кухта // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов IV Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых учёных «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве». – Екатеринбург: УрФУ. – 2015. – С. 303 – 307.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ QFORM ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОКАТКИ РЕЛЬСЫ

Белолипецкая Е.С., Соловьев В.Н.

Липецкий государственный технический университет, г. Липецк

Предложение новых технологий производства требует обоснования их целесообразности, оценки возможности их реализации. Например, для прокатки рельс с ускорением важно определить величину ускорения, при которой будет отсутствовать температурный клин [1]. Температура проката является важным технологическим параметром. Усилия, температурный и скоростной режимы прокатки с ускорением позволят оценить возможность реализации на стане. Однако проведение экспериментов на действующем стане рискованно.

Для разработки новых технологических процессов, совершенствования и в России, и за рубежом широко используется программа моделирования технологических процессов ОМД «QForm», разработанная российской компанией «КванторФорм» [2]. За рубежом программа QForm доступна на восьми языках и используется в более чем 30 странах мира [3]. QForm содержит модуль «продольная прокатка», позволяющий рассмотреть прокатку рельс и сортовых профилей с учетом тепловых процессов.

В качестве объекта моделирования выбран стан компании ЕВРАЗ ЗСМК. На стане выпускаются рельсы железнодорожные широкой колеи Р65 дифференцированно термоупрочнённые с прокатного нагрева длиной 100 м. В том числе рельсы категории ДТ350СС – железнодорожные рельсы с улучшенными геометрическими параметрами для движения поездов со скоростью до 250 км/ч.

Состав оборудования стана включает обжимную и черновую клетки, непрерывную реверсивную трехклетевую группу клеток и чистовую универсальную клеть. В рамках данной работы рассмотрен участок стана от чистовой группы клеток до калибровочной клетки, включая рольганг на входе в чистовую группу клеток. В состав непрерывной группы входят две универсальные четырехвалковые клетки и вспомогательная двухвалковая клеть. Последняя универсальная клеть стана – калибровочная. Калибровочная клеть установлена на расстоянии 110 м от чистовой группы клеток [4].

В непрерывной реверсивной группе клеток прокатка производится за 3 прохода. В работе рассмотрено изменение температуры рельсы в третьем проходе и на участке до входа в калибровочную клеть. В третьем проходе используются все три клетки непрерывной группы.

В QForm использованы объекты, созданные в программе «Autodesk Inventor Professional 2020». Объекты скомпонованы таким образом, чтобы их расположение соответствовало расположению оборудования рельсобалочного стана (рисунок 1).

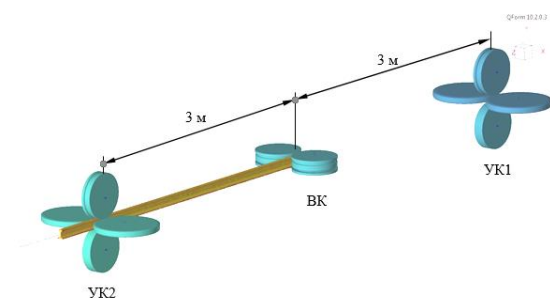


Рисунок 1 - Расположение клеток чистой группы в модели: УК1 – первая универсальная клетка; ВК – вспомогательная клетка; УК2 – вторая универсальная клетка

Форма деформирующих поверхностей валков универсальных клеток построена по размерам калибров последнего прохода [5, стр. 167]. Поперечная форма и размеры исходной заготовки для третьего прохода приняты равными последнему калибру предыдущего прохода.

Рельсы железнодорожные широкой колеи Р65 дифференцированно термоупрочненные с прокатного нагрева длиной 100 м изготавливаются из стали Э78ХСФ. Сталь марки Э78ХСФ отсутствует в базе данных «Деформируемые материалы» QForm. Свойства стали добавлены в расчет средствами QForm по материалам диссертации Головатенко А.В. [6].

Сопротивление деформации введено в QForm через табличную функцию. Табличная функция значений сопротивления деформации создана для значений температуры 800, 900, 1000 и 1100 °С, и загружена в QForm.

Значения для таблицы определены по уравнению:

$$\sigma = A \cdot e^{m_1 \cdot t} \cdot \varepsilon^{m_2} \cdot e^{\frac{m_3}{\varepsilon}} \cdot (1 + \varepsilon)^{m_4 \cdot t} \cdot e^{m_5 \cdot \varepsilon} \cdot u^{m_6 \cdot t}$$

где A , m_1 - m_6 – коэффициенты уравнения, зависящие от химического состава стали; t - температура прокатки, °С; ε - степень деформации; u - скорость деформации, s^{-1} .

Чтобы ускорить процесс расчета, использованы два упрощения. В программе QForm использована функция «Симметрия». При этом пришлось изменить положение рельсы и валков в пространстве. На стане ось рельсы при прокатке находится в горизонтальном положении, а при расчете в программе QForm – в вертикальном.

Второе упрощение – расчет не всей заготовки, а только ее части. Исходную заготовку для 100 м рельсы сократили до 3 м. Длина расчетной заготовки выбрана исходя из условия сокращения времени расчета с учетом достаточной длины для выполнения условия учета влияния внешних жестких зон и взаимодействия соседних клеток. Длина расчетной заготовки 3 м обеспечивала ее прокатку одновременно в двух клетях.

Для сохранения условий реального процесса в моделировании использовались операции «Охлаждения», которые определяли снижение температуры во время нахождения заднего конца рельсы на рольганге, пока прокатывался передний конец, и время остывания перед прокаткой в отдельно стоящей калибровочной клетки. Данное решение позволяет существенно сократить расчет, а также не препятствует получению необходимых результатов исследований.

По результатам расчета получено распределение температуры по поперечному сечению расчетного участка рельсы на входе в калибровочную клетку (табл. 1). Так как рельса имеет сложное сечение и состоит из трех элементов, то оценка температур приводилась для головки, шейки и подошвы рельсы.

Очевидно, что прокатка с ускорением способствует снижению разности температур по длине рельсы, а также повышение температуры на головке рельсы.

Таблица 1 - Результаты моделирования прокатки в QForm

Элемент	Температура заготовки, °С			Разность, °С			Ускорение, м/с ²
	головка	шейка	подошва	головка	шейка	подошва	
Голова	1042	992	1031	32	47	36	0
Хвост	1010	945	995				0
Голова	1051	1019	1044	10	21	15	0,2
Хвост	1041	998	1029				0,2

Таким образом, программа «QForm» позволяет провести моделирование прокатки рельс в непрерывной группе клетей и разработать новые технологии прокатки без проведения промышленных экспериментов.

Литература

1. Белолипецкая, Е.С. Прокатка длинномерной рельсы с ускорением / Е.С. Белолипецкая, В.Н. Соловьев // *Металлургия: технологии, инновации, качество «Металлургия – 2021»*: Труды XXII Международной научно-практической конференции, Новокузнецк, 10–11 ноября 2021 года. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2021. – С. 248-255.

2. Реестр программного обеспечения: [Электронный ресурс]. Программа моделирования технологических процессов обработки металлов давлением (QForm). Режим доступа: https://reestr.digital.gov.ru/reestr/301787/?sphrase_id=2018766..

3. *Металлообработка-2024*: [Электронный ресурс]. Москва. 2018. Режим доступа: <https://www.metobr-expo.ru/ru/media/news/index.php?id4=10530>.

4. Белолипецкая, Е.С., Соловьев В.Н. Развитие оборудования для производства рельс высокоскоростных железных дорог. Материалы областного профильного семинара «Школа молодых ученых» по проблемам технических наук, 15.11.2019. Липецк: Издательство ЛГТУ, 2019. – 9-12.

5. Шварц, Д.Л. Разработка теоретических основ и обоснование основных технологических решений процесса прокатки железнодорожных рельсов на универсальных рельсобалочных станах. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.05. Екатеринбург: 2019.

6. Головатенко, А.В. Исследование и разработка энергоэффективных режимов прокатки длинномерных железнодорожных рельсов на универсальном рельсобалочном стане. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.05. Новокузнецк: 2015.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ СЛЯБА НА ВЕЛИЧИНУ ОБРЕЗИ РАСКАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ QFORM

Кун А.С., Белолипецкая Е.С., Соловьев В.Н.

Липецкий государственный технический университет, г. Липецк

На выходе установки непрерывной разливки стали непрерывный слиток разделяют на мерные слябы с помощью двух газокислородных резаков. Резаки располагаются перпендикулярно продольной оси сляба и перемещаются навстречу друг другу. В некоторых случаях резаки движутся не в одной плоскости, в связи с этим образуется уступ на торцевой поверхности сляба.

Сляб прокатывается на непрерывном стане. Стан 2000 имеет в составе: участок загрузки, участок нагревательных печей, черновую группу клетей, промежуточный рольганг, чистовую группу клетей, и уборочную линию стана.

Во время прокатки передний и задний конец раската после черновой группы клетей принимают форму «языка». Перед чистовой группой клетей расположен промежуточный рольганг с летучими ножницами. Рольганг протяженностью 120 м для возможности сброса брака, недоката или толстого листа на параллельный рольганг. Перед чистовой группой клетей установлены ножницы, которые обрезают передний и задний концы раската. Переднему концу придается шевронный вид для снижения динамических нагрузок при захвате валками, а задний конец – прямой формы [1].

Передвижные машины газовой резки относительно просты по конструкции. Резка непрерывного сляба на мерные длины производится двумя газовыми резаками, установленными на подвижной платформе. Платформа оборудована захватами, которые прижимаются к слитку гидроцилиндрами и обеспечивают перемещение машины движущимся слитком. Газовые резаки движутся навстречу друг другу, а платформа перемещается со скоростью слитка (рис. 1).

Во время резки металл сгорает. Считается, что основной недостаток газовой резки – существенные потери металла, составляющие 1-2 % [2]. Однако потери металла могут быть больше.

Газовые резаки закрепляются в держателях. Если резаки закрепить не в одной плоскости, то на торце сляба образуется выступ торцевой поверхности в виде ступеньки (рис. 2). Ступенька образуется на всех предприятиях, как в России, так и за рубежом. При дальнейшей прокатке и обрезке передних и задних концов эта ступенька может увеличивать расход металла.

Задача данного исследования – оценить увеличение расхода металла на НШСП из-за образования ступеньки на торцевой поверхности сляба.

В качестве исходной заготовки в расчетах использовали два сляба разной формы. Первый сляб принят в виде правильного параллелепипеда. У второго сляба имеется уступ торцевой поверхности, отражающий нарушенную геометрию ввиду некачественной настройки газовых резаков УНРС (рис. 3).

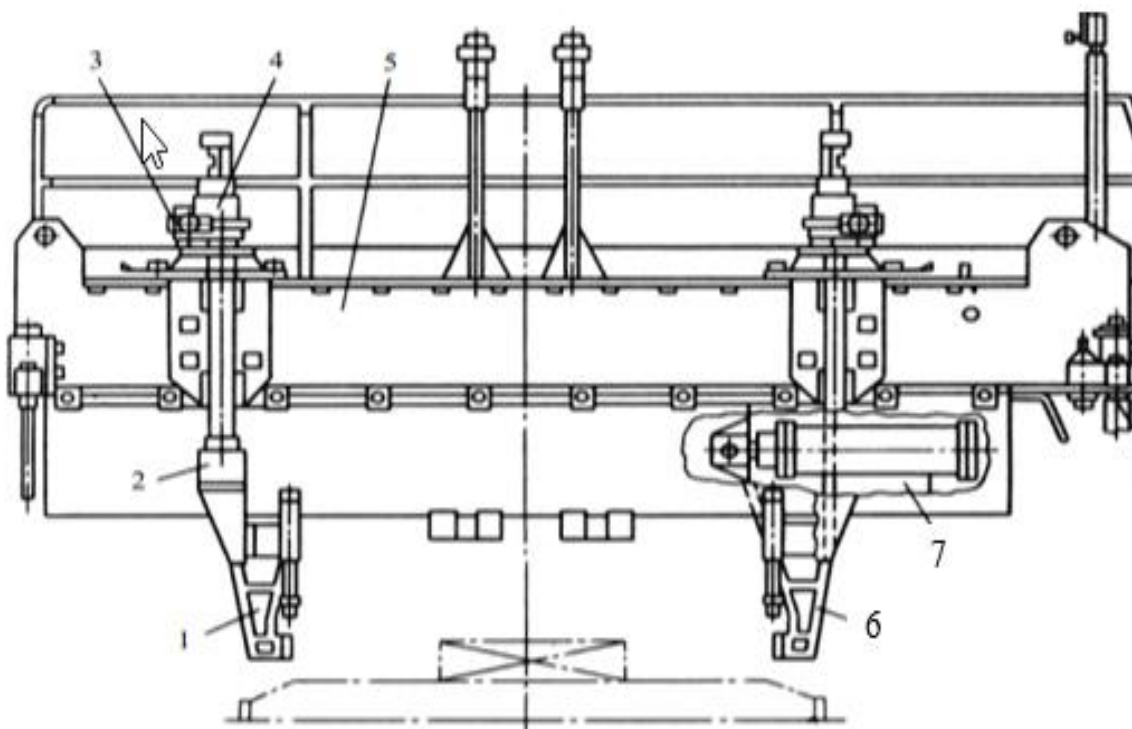


Рисунок 1 – Передвижная машина газовой резки: 1 – газовый резак; 2 – держатель; 3 – суппорт; 4 – механизм вертикального перемещения; 5 – рама; 6 – захваты; 7 – цилиндры перемещения захватов.

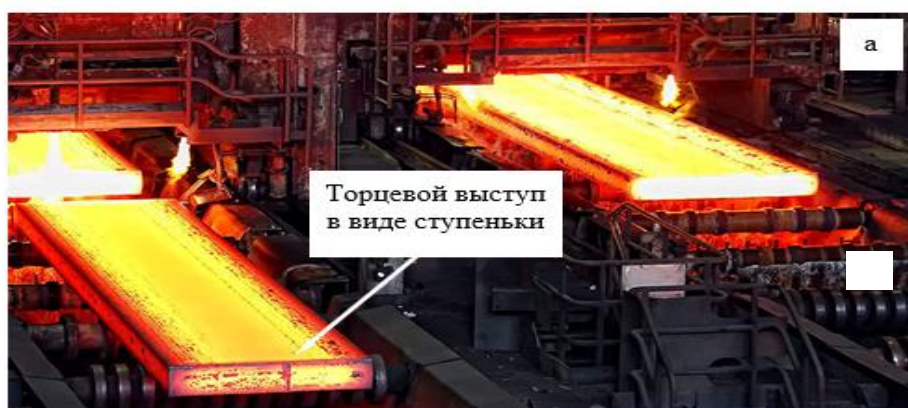


Рисунок 2 – Торцевая поверхность сляба после отделения от непрерывного слитка: а – образование ступеньки; б – слябы для производства тонкого листа; в – сляб для производства толстого листа.

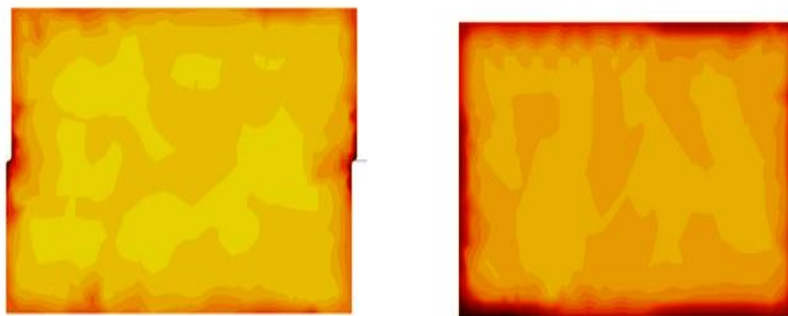


Рисунок 3 – Исходные заготовки

Приняты следующие геометрические размеры исходной заготовки: толщина – 250 мм, ширина – 1220 мм. Для сокращения времени расчета длину принимаем равной 2000 мм. Вторая заготовка имела выступ в 30 мм. Температуру нагрева заготовки перед выдачей из печи приняли одинаковой по сечению, равной 1150 °С.

Моделирование прокатки сляба в черновой группе клетей выполнено с использованием программы QForm. В расчете в качестве материала заготовки принята марка стали 10 из базы данных QForm. Материал валков – сталь X12МФ. Температура валков – 70 °С. В черновых клетях используются валки диаметром 1200 мм с длиной бочки 2000 мм. При моделировании учитывалось время охлаждения металла на участке транспортирования от печей до клетки, между клетями и пауз при реверсировании клетки № 1. Коэффициент теплопередачи приняли равным 10000 Вт/м²К. Теплообмен с заготовкой «простой». В качестве охлаждающей среды, принята температура воздуха равная 20 °С. Расчет деформации в клетях проводился с использованием закона трения по Леванову [3].

Приняты следующие геометрические размеры «ровного» сляба правильной прямоугольной в плане формы: толщина – 250 мм, ширина – 1220 мм. У сляба «с уступом» на торцевых поверхностях создали выступы в виде ступеньки величиной 30 мм (см. рисунок 3).

Проведено моделирование прокатки переднего и заднего концов раската из двух заготовок разной геометрической формы. Расчетные формы концов раската сохраняют дефекты формы сляба (рисунок 4). Выступающие участки увеличивают обрезаемую часть раската. На рисунке показаны предполагаемые линии обрезки. Для упрощения расчетов шевронную форму переднего конца раската заменили на прямую.

После обрезки концов получаем, что при прокатке сляба с выступом 30 мм конечная длина раската толщиной 30 мм после черновой группы равна 84950 мм. А при правильной форме сляба конечная длина раската равна 85360 мм, что на 410 мм больше. С геометрическим дефектом в виде уступа величина обрезки увеличивается. Увеличение массы обрезки составляет 47,7 кг. Примем долю слябов с уступом 0,01% от объема производства. Тогда объем отходов (обрезки) составит 1245,9 кг в год.

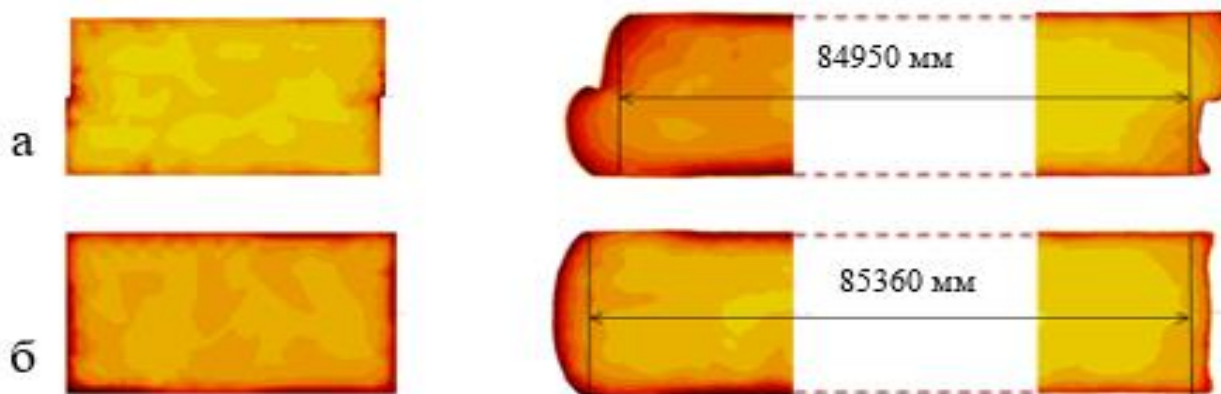


Рисунок – 4 Форма концов раската после прокатки: а – сляб с уступом, б – ровный сляб

При расчете стоимости примем за базовую цену стоимость одной тонны горячекатаного листа 3x1250x2500 из стали марки Ст3 [4, 5]. Стоимость листа толщиной 3 мм составляет 79690 рублей за тонну [6]. Экономия от снижения обрезки составит 99285,77 рублей в год. Вычисления производились с учетом производительности НШСГП 2000 равной 6,5 млн. тонн в год [7].

Таким образом, по результатам математического моделирования формы изменения раската на выходе из черновой группы клетей НШСГП 2000, с разницей массы обрезки правильной и фактической формы равной 47,7 кг, ожидаемая экономия от снижения обрезки составит 99285,77 рублей в год за счет правильной настройки резачков на УНРС.

Литература:

1. Грудев, А.П., Машкин Л.Ф., Ханин М.И. Технология прокатного производства. Учебник для вузов. – М.: Металлургия, 1994. – 656 с.
2. Непрерывная разливка стали и сплавов: учебное пособие / Н.А. Козырев, Р.А. Гизатулин, Д.А. Валуев. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2014. – 406 с.
3. Конечно-элементное моделирование технологических процессовковки и объемной штамповки: учебное пособие / [А. В. Власов и др.]; под ред. А. В. Власова. - Москва: Издательство МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2019. - 383 с.
4. ГОСТ 19903-74.
5. ГОСТ 16523-97.
6. Стоимость полосы [электронный ресурс]: Режим доступа: https://apexmetal.ru/catalog/listovoj_prokat/list_stalnoj_g_k/?filter=yes&har1=2;3.
7. В 2020 году произведено более 6,5 млн. тонн проката [электронный ресурс]: Режим доступа: <https://metallobazy.ru/news/1255>.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ УНИВЕРСАЛЬНЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА

Анисочкина Е.А., Руденко Е.А., Полухина С.В.
Донецкий национальный технический университет

С целью сокращения потерь металла с концевой обрезью и приближения формы раскатов в плане к прямоугольной применяют различные технологические мероприятия по управлению формой раскатов. Проведенные исследования показали, что решающее влияние на снижение концевой обрезки оказывает режим обжатий в вертикальных и горизонтальных валках. При обжатии толщины на концах раската образуется выпуклые торцы, а при обжатии по ширине на концах раската образуется вогнутые торцы, длина которых увеличивается по мере повышения обжатий и ширины исходного сляба. Распределение обжатий сляба по ширине при заданных обжатиях по толщине способствует значительному уменьшению концевой обрезки.

В работе [1] установлены диапазоны изменения отношений обжатий в ВВ (ΔB) и в ГВ (ΔH), определяющих форму концов подката:

- при $\Delta B/\Delta H > (0,5 - 0,6)$ – образуется вогнутый конец,
- при $\Delta B/\Delta H < (0,5 - 0,6)$ – образуется выпуклый конец.

Представляет научный интерес определение отношения $(\Delta B/\Delta H)_{\text{оп}}$, обеспечивающее минимальное отклонения формы концов раската в плане от близкой к прямоугольной по универсальным черновым клетям широкополосного стана.

Ниже приведены методика расчета отношения $(\Delta B/\Delta H)_{\text{оп}}$ и результаты вычислительного эксперимента для условий прокатки исходных прямоугольных в плане заготовок в системе вертикальные-горизонтальные валки (ВВ-ГВ) во всех пяти черновых клетях широкополосного стана 2000. Исследование выполнено для заготовок из низкоуглеродистой стали Ст. 3сп шириной 1700, 1400, 1100 мм, толщиной 250, 200, 150, 100, 60 мм для каждой ширины. Усредненные рабочие (и дополнительные) обжатия в ГВ для всех ширин по черновым клетям №1 - №5 составили 50(25)-50(25)-50(25)-40(20)-20(10) мм соответственно. Диаметры ВВ и рабочих ГВ на всех клетях приняты одинаковыми по 1000 мм. Исследование выполнены с применением пакета программ «Универсал», разработанной в Доникусе и на кафедре обработки металлов давлением ДонНТУ.

При работе с программой поиск оптимального значения обжатия в ВВ ΔB осуществляется в интерактивном пошаговом расчете параметров формы концов раската в плане путем изменения ширины B_v при заданной толщине H в окне «Ввод обжатий и скорости прокатки». Расчеты осуществляют до получения минимальных значений параметров формы концов после обжатия в ГВ. Для сокращения времени расчеты можно заканчивать при получении значений выпуклости или вогнутости на заднем конце равными нулю.

В основе подпрограммы расчета параметров формы переднего и заднего концов раската плане использованы специальные математические модели.

Форма раскатов после обжатия прямоугольной в плане заготовки в ВВ (с последующим проглаживанием в ГВ) и в ГВ показаны на рисунке 1а, б. Из рисунка видно, что основными параметрами формы концов раската в плане являются:

- уширение δ_{no}^2 , δ_{30}^2 и утяжка ширины, δ_{no}^{62} , δ_{30}^{62} переднего (no) и заднего (30) концов после обжатия в ГВ (2) и в ВВ с последующим проглаживанием в ГВ (62).

- выпуклость f_{no}^2 , f_{30}^2 и вогнутость f_{no}^{62} , f_{30}^{62} переднего и заднего торцов раската после ГВ и ВВ и последующим проглаживанием в ГВ.

- длина переднего l_{no}^2 , l_{30}^2 , l_{no}^{62} и заднего l_{no}^{62} , l_{30}^{62} концов раската с переменной шириной после ГВ и ВВ с последующим проглаживанием в ГВ.

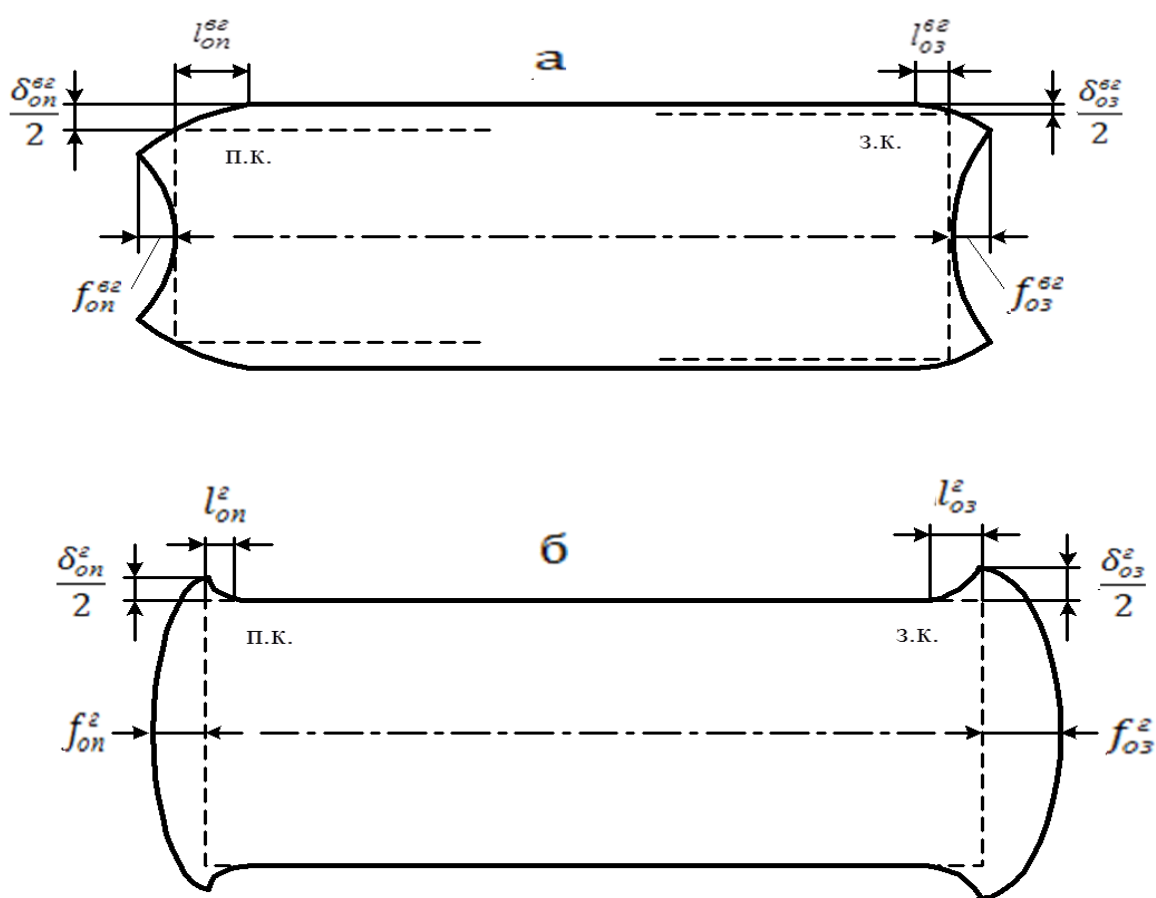


Рисунок 1 - Форма раската в плане после прокатки исходного прямоугольного сляба в вертикальных валках и проглаживания в горизонтальных валках (а), после прокатки в ГВ (б); п.к., з.к. - передний и задний концы. Остальные обозначения в тексте.

Для расчета параметров формы концов раската после обжатия в ВВ и *ГВ в программе используются следующие математические модели разработанные для условий прокатки слябов в универсальных клетях широкополосного стана [2]:

$$Z_0^{62}/B = C_0(B/H)^{c_1}(\Delta B/B)^{c_2}C(D_6/B)^{c_3}, \quad (1)$$

$$Z_0^2/B = A_0(B/H)^{a_1}(\Delta H/H)^{a_2}(D/H)^{a_3}; \quad (2)$$

В зависимостях (1) и (2):

$$Z_0^{62} = \delta_{n(3)0}^{62}, f_{n(3)0}^{62}, l_{n(3)0}^{62}; \quad Z_0^2 = \delta_{n(3)0}^2, f_{n(3)0}^2, l_{n(3)0}^2;$$

$B/H, \Delta H/H, D/H, \Delta B/B, D_6/B$ – критерии процесса формообразования;

$B, H, D, D_6, \Delta H, \Delta B$ – ширина и толщина заготовки, диаметр горизонтальных и вертикальных валков, обжатие в горизонтальных и вертикальных валках соответственно;

$A_0, C_0, a_1, a_2, a_3, c_1, c_2, c_3$ – коэффициенты.

При прокатке раската в системе ВВ–ГВ универсальной черновой клетки раскат последовательно в непрерывном режиме обжимается в ВВ и ГВ. Приняли, что исходная заготовка для каждой клетки имеет прямоугольную форму в плане. Следовательно, после обжатия в ВВ параметры формы переднего (заднего) концов раската Z_0^{62} можно определить по выражению (1).

Параметры формы концов раската после прохода в ГВ можно определить, используя принцип суперпозиции: как сумму двух составляющих. Первая составляющая является результатом деформации концевых участков раската непрямоугольной формы, вторая – прямоугольных концов вписанного в контур раската после ВВ прямоугольного раската (на рисунке (а) показан пунктиром). Особенностью формоизменения концов вписанного прямоугольного раската является наличие перед ними неполных жестких зон, уменьшающих неравномерность вытяжки по ширине и уширения по длине.

Зависимость для параметров формы концов раската после прохода в ГВ имеет вид [3]

$$Z_{n(3)}^2 = K_{Z_{n(3)}}^2 Z_{n(3)}^{62} + K_{Z_{n(3)}}^2 Z_{n(3)}^2 \quad (3)$$

где $Z_{n(3)}^2 = \delta_{n(3)}^2, f_{n(3)}^2, l_{n(3)}^2$ – параметры формы переднего (заднего) конца раската после ГВ;

$K_{Z_{n(3)}}^2 = K_{\delta_{n(3)}}^2, K_{f_{n(3)}}^2, K_{l_{n(3)}}^2$ – коэффициенты передачи соответствующих параметров формы в проходе в ГВ;

$K_{Z_{on(3)}}^2 = K_{\delta_{on(3)}}^2, K_{f_{on(3)}}^2, K_{l_{on(3)}}^2$ – коэффициенты, учитывающие сдерживающее влияние неполных внешних зон на параметры формы концов условно вписанного прямоугольного раската;

$Z_{n(3)}^2 = \delta_{on(3)}^2, f_{on(3)}^2, l_{on(3)}^2$ – параметры формы концов условно вписанного раската после прохода в ГВ без учета влияния неполных внешних зон.

Значения коэффициентов в (3):

$$K_{\delta_{n(3)}}^2 = K_{\delta_{on(3)}}^2 = K_{f_{n(3)}}^2 = K_{f_{on(3)}}^2 = 1; K_{l_{n(3)}}^2 = 0; K_{l_{on(3)}}^2 = \lambda^2$$

Результаты моделирования процесса формоизменения концов заготовок сведены в массив. Фрагмент массива для условия обжатия в системе ВВ–ГВ черновых клеток широкополосного стана 2000 заготовок шириной 1400 мм приведен в таблице 1. В таблице обозначено: $B_{02}, H_{02}, H_6, B_6, H_\Gamma$ – ширина и

толщина заготовок в горячем состоянии; толщина и ширина раската после ВВ и толщина раската после ГВ соответственно.

Таблица 1 – Параметры обжатия в ВВ-ГВ заготовок шириной 1400 мм

№	$B_{о2}$, мм	$H_{о2}$, мм	$\frac{B_{о2}}{H_{о2}}$	H_B , мм	$H_{Г}$, мм	ΔH , мм	$\frac{\Delta H}{H_B}$	B_B , мм	ΔB , мм	$\frac{\Delta B}{B_{ог}}$	$(\frac{\Delta B}{\Delta H})_{опт}$
1	1419	254	5,6	258	225	33	0,12	1397	22	0,015	0,67
2				261	200	61	0,23	1378	41	0,029	0,67
3	1419	203	7,0	206	175	31	0,15	1395	24	0,017	0,77
4				210	150	60	0,29	1370	49	0,035	0,8
5	1418	152	9,3	155	125	30	0,19	1393	25	0,018	0,83
6				158	100	58	0,37	1363	55	0,039	0,95
7	1418	102	14,0	104	80	24	0,23	1389	29	0,020	1,21
8				106	60	46	0,43	1355	63	0,044	1,37
9	1417	60,1	23,6	62	50	12	0,19	1395	22	0,015	1,83
10				63	40	23	0,37	1370	47	0,033	2,04

На рисунке 2 показаны графики изменения оптимального отношения $\Delta B/\Delta H$ в зависимости от критерия B/H

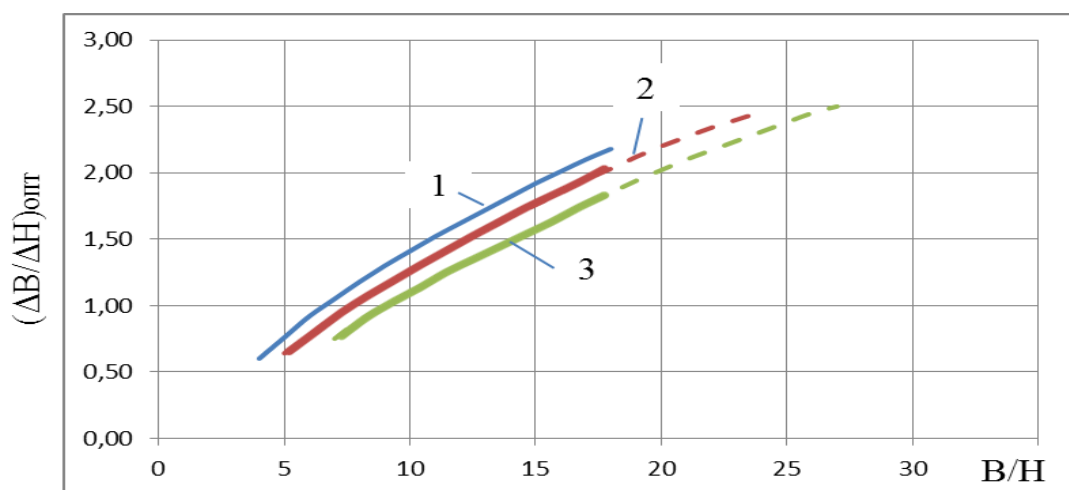


Рисунок 2 – Влияние отношения B/H при обжатии заготовок по черновым клетям стана 2000 на отношение $(\Delta B/\Delta H)_{опт}$: кривая 1-ширина 1100мм, кривая 2 – ширина 1400мм, кривая 3 – ширина 1700мм.

Как видно из таблицы 1 и рисунка 2 оптимальное отношение обжатий в системе ВВ-ГВ $(\Delta B/\Delta H)_{опт}$ увеличивается в диапазоне 0,6-2,4 от первой к пятой черновой клетки. Причем, в каждой клетке $(\Delta B/\Delta H)_{опт}$ увеличивается с ростом ширины от 1100 до 1700 мм от 0,6 - 0,7 в первой до 2,0 - 2,4 в пятой. Штриховые участки кривых на рисунке 2 означают невозможность реализации расчетных обжатий в ВВ вследствие превышения допустимых значений по устойчивости от поперечного изгиба (ширина 1700 мм) или сваливания при повороте раската вокруг продольной оси и выходе из очага деформации

(ширина 1100 и 1400 мм). Практически установлено, что обжатие в ВВ последних клеток не должно быть больше половине входной толщины.

В результате корреляционно-регрессионного анализа массива экспериментальных значений параметров процесса формоизменения получены математические модели для расчета оптимальных значений $(\Delta B/\Delta H)_{\text{опт}}$.

$$(\Delta B/\Delta H)_{\text{оп}} = 0,844 - 0,0005 B + 0,11 (B/H) - 0,0009(B/H)^2 \quad (4)$$

Стандартное отклонение модели $\epsilon=0,11$, коэффициент множественной корреляции $R=0,981$

Таким образом, в результате математического моделирования параметров процесса формоизменения переднего и заднего концов раската в плане впервые установлены значения и диапазоны изменения оптимальных отношений обжатий в системе ВВ-ГВ пяти черновых клеток широкополосного стана 2000, обеспечивающих минимальное отклонение формы концов от прямоугольной при прокатке полос шириной 1100, 1400 и 1700 мм из сляба толщиной 250 мм на подкат толщиной 40 мм.

Литература:

1. Pawelski Oskar, Vinko Piber / Möglichkeiten und Grenzen der imformung inBreitenrichtung beim Warm-Flachwalzen // Stahl und Eisen. – 1980. - №17. – р.937-949.

2. Руденко, Е.А. Математическая модель формоизменения раската в плане при редуцировании в универсальной клетки широкополосного стана / Е.А. Руденко //Наука, производство, предпринимательство - развитию металлургии: Сб. научных трудов конференции. - Донецк, “Лик”, 1998. - С.43-48.

3. Руденко, Е.А. Математическая модель формоизменения концов раската в плане при прокатке в системе вертикальные – горизонтальные валки черновой клетки широкополосного стана / Е.А. Руденко// Металлургия: Сб. науч. тр. Донецкого государственного технического университета. – Донецк: ДонГТУ. – 1999.- Вып. 8. – С. 126 –129.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ МАТЕРИАЛОВ



ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ИЗДЕЛИЙ ИЗ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИХ РАБОТОСПОСОБНОСТИ

Боднарюк С., Штыхно А. П.

Донецкий национальный технический университет

Для улучшения характеристик и увеличения работоспособности изделий из конструкционных сталей часто используют различные методы поверхностного упрочнения и восстановления исходных размеров, включая наплавку. Наплавка применяется как для восстановления изношенных деталей, так и для создания новых изделий с повышенной твердостью, износостойкостью, жаропрочностью, способностью сопротивляться термической усталости и сохранять длительную стойкость в условиях агрессивной среды. Это позволяет увеличить работоспособность изделий и снизить расход материалов. Однако процесс наплавки может вызывать остаточные напряжения, деформации и дефекты, такие как пористость и неоднородность структуры. Поэтому изучение структуры и свойств изделий из конструкционных сталей для повышения их работоспособности является важным направлением исследований.

Исследования проводились на образцах из конструкционной стали 40X после наплавки порошковой проволокой с содержанием около 15% Cr.

Для изготовления шлифа образцы заточили на абразивном круге, после чего их обработали шлифовальной бумагой различной зернистости. Полировку осуществляли на полировальной машине, диск, которого обтянут сукном. После полировки шлифы промыли водой, высушили и протравили в 4%-м растворе азотной кислоты в спирте, после чего изучали микроструктуру по сечению наплавленного и основного металла, глубину наплавленного слоя и твердость. Измерения твердости выполняли на приборе Роквелла по шкале «С».

По результатам измерения твердости построили графики распределения твердости.

Изучение микроструктуры по сечению образцов подтвердило, что структура очень сильно изменяется: от мартенсито-карбидной в наплавленном слое, далее мартенсито-трооститной до феррито-перлитной в основном металле.

Все микроструктуры после наплавки приведены на рис.1. График распределения твердости по сечению образца из стали 40X после наплавки на рис.2.

Из рисунка 2 видно, что глубина наплавленного слоя имеет наивысшую твердость 43-45 HRC и составляет около 3 мм. Далее твердость снижается, но не монотонно, что объясняется перегревом металла в зоне сплавления, далее прочность снова повышается и на глубине 12-15 мм значение твердости стабилизируются.

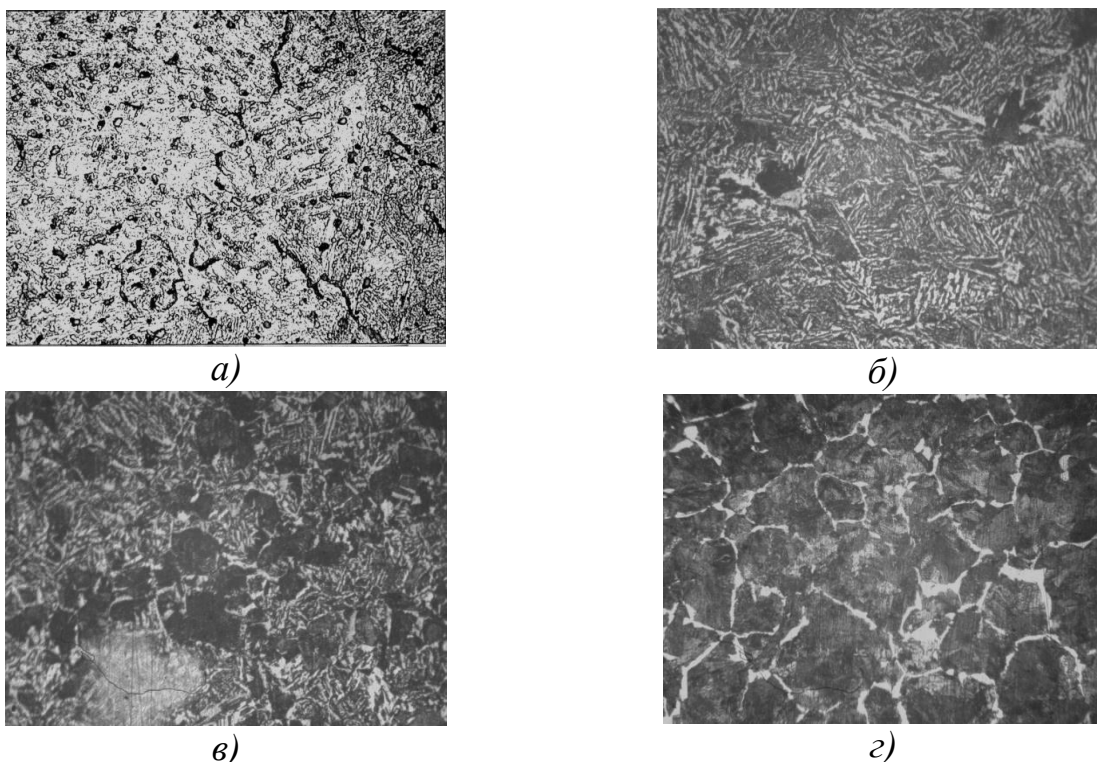


Рисунок 1 - Микроструктуры образцов стали 40X после наплавки, х500:
 а) наплавленный слой с содержанием около 15% Cr ;б) переходный слой;
 в) переходный слой;г) основной металл на расстоянии 15 мм от поверхности.



Рисунок 2 – График распределения твердости по сечению образца из стали 40X после наплавки

Такие свойства позволяют повысить износостойкость изделий в условиях абразивно-коррозионного износа и продлить его работоспособность, но после наплавки в поверхностном слое остаются внутренние напряжения, которые могут способствовать разрушению наплавленного слоя за счет получения неравновесной упрочненной структуры.

Поэтому необходимо провести низкий отпуск для снятия внутренних остаточных напряжений, возникающих при наплавке. Свойства основного и наплавленного металла при этом удовлетворяют требованиям к деталям, которые работают в абразивно-коррозионной среде.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ АГРЕССИВНОЙ СРЕДЫ НА КОРРОЗИОННУЮ СТОЙКОСТЬ АРМИРОВАННЫХ ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ, РАБОТАЮЩИХ ПРИ ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ

Венжега К.В., Штыхно А.П.

Донецкий национальный технический университет

Полипропиленовые трубы, приходящие на замену металлическим, используются повсеместно, благодаря своей устойчивости к коррозии и воздействию блуждающих токов. Изготовленные из усовершенствованного пластика, они выдерживают различные химические и температурные воздействия, обеспечивая надежность системы снабжения. Для предотвращения деформации и удлинения при высоких температурах полипропиленовые трубы армируются, что улучшает их механические свойства и сохраняет доступность для приобретения. Имея гладкую внутреннюю поверхность трубы, уровень отложения солей транспортируемой жидкости сводится к минимальным значениям, что способствует её меньшему сопротивлению и более эффективному потоку. Это значительно продлевает срок службы труб и снижает затраты на их обслуживание и замену. Армированные полипропиленовые трубы — это современное решение для систем отопления и водоснабжения, сочетающее множество преимуществ.

Объектом исследования являются образцы полипропиленовых труб с различным армирующим слоем, работающих при повышенных температурах.

Полипропиленовые трубы имеют высокую коррозионную стойкость. Однако, при повышенных температурах и наличии агрессивной среды, их коррозионная прочность может снижаться. Стало известно, что дезинфицирующие добавки (дезинфектанты) для воды из центрального водоснабжения могут способствовать коррозии в трубах, сделанных из полиолефинов. Она проявляется в виде тонкого и хрупкого слоя на внутренней поверхности труб, что приводит к их преждевременному разрушению. Скорость и механизм коррозии зависят от типа дезинфицирующего средства. Так, диоксид хлора, более эффективный против микроорганизмов и легионеллы, по сравнению с хлором, оказывает более агрессивное воздействие на полимерные материалы [1].

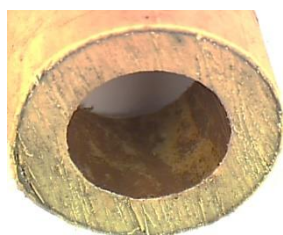
Актуальность работы обусловлена распространённостью применения полипропиленовых армированных труб в различных отраслях промышленности и бытовом хозяйстве, где они подвержены воздействию агрессивных сред и перепадам температур. Поиск наиболее технологичного армирующего слоя и его выбор позволят не волноваться о долговечности и надёжности монтируемой системы тепло- или водоснабжения, а также будет экономически целесообразен.

Целью работы является исследование воздействия химических веществ на стойкость полипропиленовых армированных труб и их свойства.

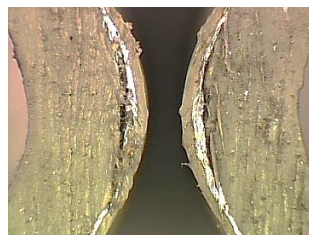
Для проверки воздействия дезинфицирующих добавок (активного хлора) на внутреннюю поверхность полипропиленовых труб, были взяты образцы с армированных труб, бывших в эксплуатации на протяжении 15 лет на предприятии и дома (используемые для отопления и холодного водоснабжения соответственно).



а – дефект на поверхности (вздутие)



б – коррозионные отложения на внутренней стенке трубы



в – дефект в разрезе (отслоение алюминия от полипропилена по внутреннему слою клея)

Рисунок 1 - Образец №1: внешний вид б/у полипропиленовой трубы для отопления, армированной алюминием



а – отложения солей/кальцитов на выходе воды



б – коррозионные отложения на внутренней стенке трубы



Рисунок 2 - Образец №2: внешний вид б/у полипропиленовой трубы, армированной алюминием, для подачи холодной воды из системы центрального водоснабжения

Для проведения имитации ударного хлорирования в системах центрального водоснабжения, данные образцы были оставлены в сушильном шкафу при температуре 70 °С на 1 час в 100 мл дезинфицирующего раствора с содержанием активного хлора (АХ) – 150 мг/дм³. Для минимизации содержания дополнительных веществ в растворе использовали дистиллированную воду.

Результаты выдержки в растворе активного хлора позволили очистить и осветлить поверхности образцов полипропилена (рис. 3), однако условий данного эксперимента не хватило для появления трещин на образцах новых труб, что свидетельствует о хорошей коррозионной стойкости полипропилена к сильным окислителям при кратковременном воздействии.

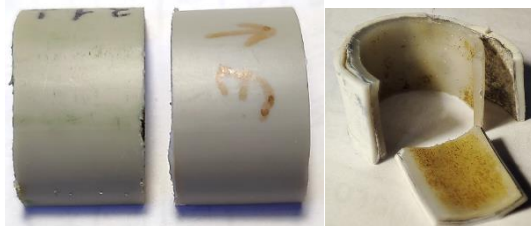


Рисунок 3 - Образцы №1 и 2 после выдержки в растворе АХ

Внутренняя стенка трубы образца №2 покрыта коррозионными отложениями так же, как и образца №1 (из-за продуктов коррозии металлических труб и наличия солевых образований в системах центрального водоснабжения). Тем не менее, на вырезанном участке, после аккуратной протирки этанолом от поверхностных загрязнений, были обнаружены трещины немеханического характера, расположенные в поперечном направлении от внутренней оси вращения трубы. Коррозионные отложения из воды осели как на поверхности стенок полипропиленовой трубы (рис. 4, а), так и в глубинных порах трещин (рис. 4, б).

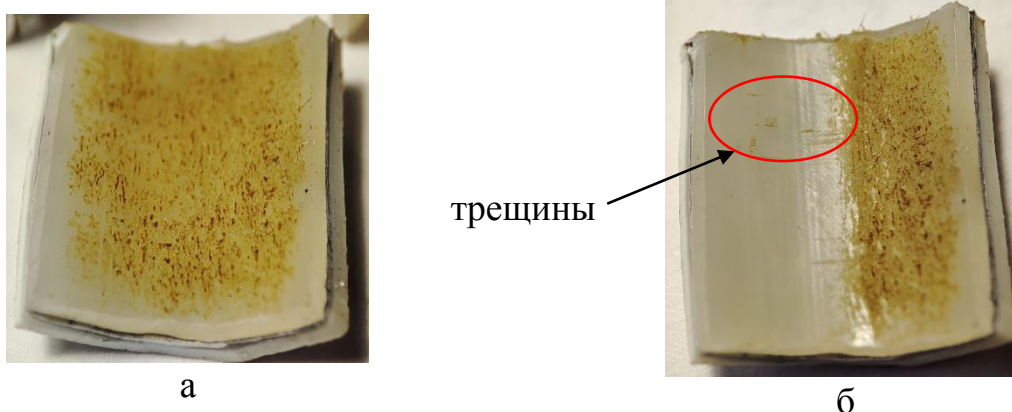


Рисунок 4 - Вырезанный участок образца №2 с отложениями

Из данного эксперимента можно сделать вывод, что наличие дезинфицирующих добавок в холодной воде систем центрального водоснабжения при долговременном воздействии может приводить к охрупчиванию и растрескиванию поверхностного слоя внутренних стенок полипропиленовых труб (при горячем водоснабжении процесс ускоряется в несколько раз).

Литература:

1. Маркосов, С.А. Возможные проблемы использования полипропиленовых труб в закрытых системах ГВС высотных МКД / С.А. Маркосов, Р. В. Юдин. - Текст :непосредственный // АВОК. - 2023. - № 4. - С. 42-46.

УПРОЧНЕНИЕ КОНСТРУКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ ПЛАЗМОТРОНОМ С ЖИДКИМ ЭЛЕКТРОДОМ

Малюта Е.Р., Эссельбах Р.В., Корсунов К.А.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

Плазменное упрочнение материалов является эффективным методом улучшения их механических свойств, таких как прочность, твердость и износостойкость. Данный метод позволяет упрочнять детали различных форм, в том числе и сложных, так как позволяет обрабатывать труднодоступные поверхности или тонкие стенки. Кроме того, метод плазменного упрочнения позволяет достаточно точно контролировать процесс упрочнения, что обеспечивает высокую повторяемость результатов.

Упрочнение деталей сложной формы повышает эксплуатационную стойкость и улучшает качество продукции. Современными методами упрочнения, обеспечивающими улучшение прочностных характеристик, твердости и износостойкости обрабатываемых материалов, что способствует повышению качества выпускаемой продукции и снижению затрат на ремонт и замену оборудования являются электроискровое легирование и газоплазменное напыление.

Плазменное упрочнение имеет ряд преимуществ в условиях, когда требования к прочности и долговечности материалов постоянно растут. Оно позволяет повысить качество и надежность изделий, его износостойчивость, жаропрочность, коррозионную стойкость и т. п.

Использование плазмотрона с жидким электродом для упрочнения деталей имеет ряд преимуществ, среди которых следующие:

- высокая эффективность и скорость обработки;
- минимальное воздействие на основной материал;
- улучшение механических свойств;
- возможность обработки различных материалов;
- экологическая безопасность;
- гибкость и точность управления процессом.

Таким образом, плазмотрон с жидким электродом является эффективным и многофункциональным инструментом для поверхностного упрочнения деталей, обладающим рядом преимуществ перед другими методами обработки.

Для исследования процесса упрочнения материалов при помощи плазмотрона с жидким электродом была выбрана Сталь 45 – это углеродистая сталь с содержанием углерода (С) примерно 0,45%. Она относится к группе конструкционных сталей, которые используются при создании широкого сортамента металлических конструкций и деталей.

Сталь 45 обладает хорошей свариваемостью и прессуемостью, широко используется в машиностроении, производстве оборудования, автомобильной промышленности, строительстве и других отраслях промышленности.

Перед проведением эксперимента был произведен отжиг образцов. Отжиг стали 45 включает в себя нагрев выше точки A_{c3} , где сталь переходит в однофазное аустенитное состояние, на $30-50^{\circ}\text{C}$ с последующим охлаждением в печи для акклиматизации стали. Этот относительно медленный процесс охлаждения приводит к тому, что микроструктура становится практически равновесной, а перлит занимает примерно 55% всей площади поля зрения. Твердость стали по HRC составила 4-6 единиц. Структура стали после отжига приведена на рис. 1.

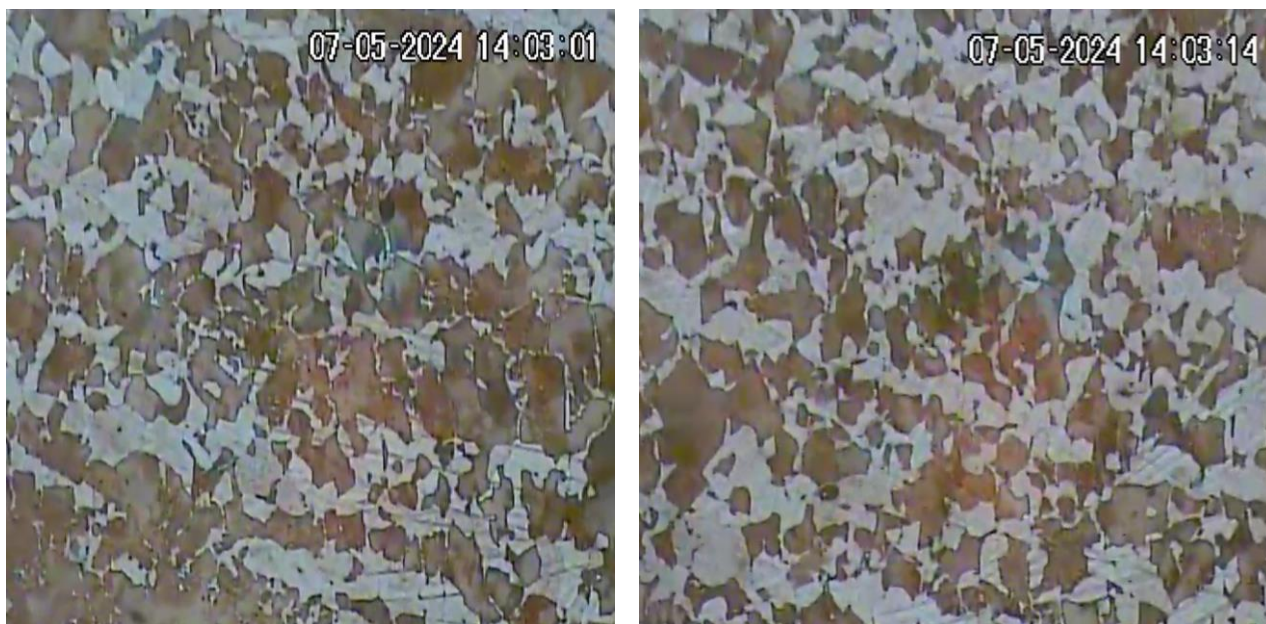


Рисунок 1 – Структура стали после отжига

Следующим этапом проведена поверхностная обработка образцов в плазмотроне с жидким электродом. Для закалки стали 45 следует нагревать ее до температуры на $30-50^{\circ}\text{C}$ выше точки A_{c3} ($820-850^{\circ}\text{C}$), с последующим быстрым охлаждением в электролите, являющимся катодом плазмотрона.

Структура стали после закалки приведена на рисунке 2. Она представляет собой игольчатый мартенсит. Оценка твердости по HRC составила 52-55 единиц по обрабатываемой поверхности и плавно падающую от 55 до 6 единиц в плоскости, перпендикулярной плоскости обработки.

Исходя из вышеизложенного можно сделать вывод, что при помощи закалки материала возможно добиться высокой твердости на рабочих поверхностях, что в свою очередь снизит износ и позволит в несколько раз увеличить срок службы изделий из таких материалов.

Таким образом, упрочнения деталей плазмотроном с жидким электродом является перспективным способом упрочнения деталей сложной формы.

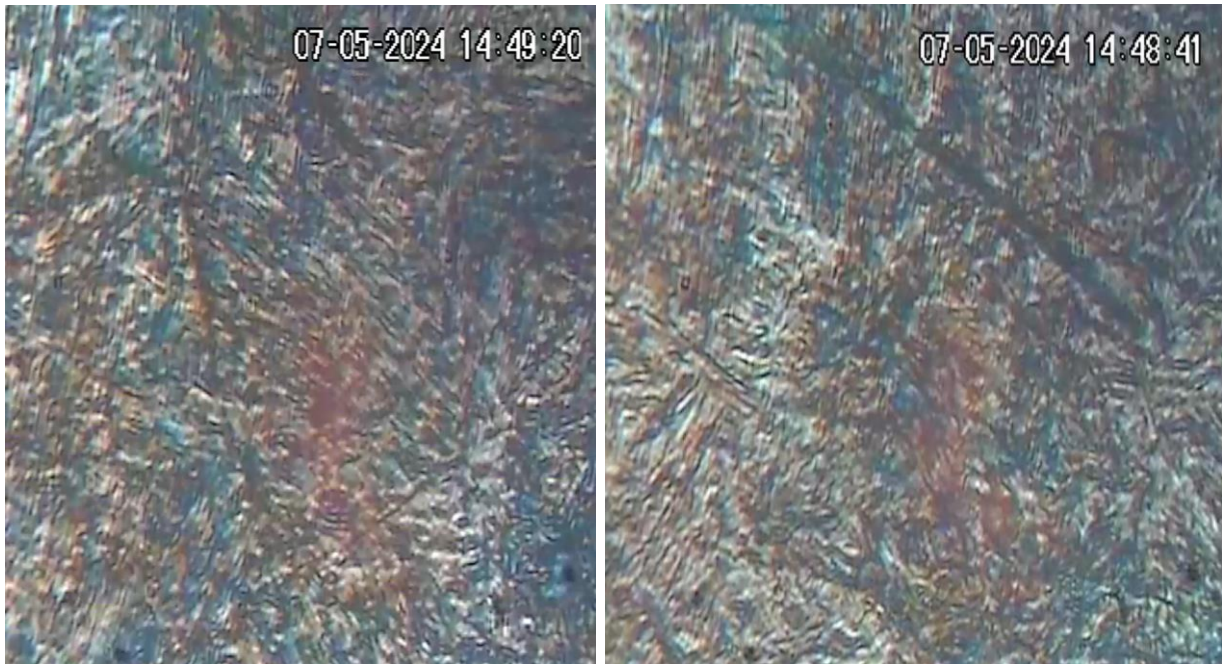


Рисунок 2 – Структура стали после обработки

Литература:

1. Степанова, Т.Ю. Технологии поверхностного упрочнения деталей машин: учеб.пособие – Иваново: Иван. гос. хим.-технол. ун-т., 2009. – 64 с.
2. Гончаров, В. С. Методы упрочнения конструкционных материалов. Функциональные покрытия: электронное учебное пособие / В. С. Гончаров. — Тольятти: Изд-во ТГУ, 2017. — 205 с.
3. Мурга, В. В. Применение плазмотрона с жидким электродом для упрочнения деталей машин / В. В. Мурга, С. Н. Сергиенко, С. А. Юрьев // Вестник Луганского национального университета имени Владимира Даля № 7 (25). – Луганск : ЛНУ им. В. Даля, 2019. С. 259 – 261.
4. Мурга В. В. Исследования эффективности обработки металлов в плазмотроне с жидким электродом / В. В. Мурга, Е. А. Грищенко // Вестник Луганского национального университета имени Владимира Даля № 7 (25). – Луганск : ЛНУ им. В.Даля, 2019. С. 236 – 239.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМОВ ЗАКАЛКИ И ОТПУСКА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ 17Г1С

Перевалов С.И., Егоров Н.Т.

Донецкий национальный технический университет

Закалка с отпуском является одним из наиболее эффективных способов повышения уровня механических и технологических свойств толстолистового проката из низколегированных сталей массового использования.

Характерной особенностью низколегированных малоуглеродистых сталей, как показывает анализ имеющихся диаграмм распада переохлажденного аустенита [1], является высокая температура начала мартенситного превращения, наличие достаточно развитой области формирования промежуточных структур, которой в довольно широком температурно-временном интервале сопутствует ферритное превращение.

В данной работе приведены результаты исследования по изучению влияния различных режимов закалки и отпуска на структуру и свойства толстолистовой низколегированной стали 17Г1С, поставляемой по ГОСТ 19282 и содержащей %: 0,17С; 1,48Mn; 0,53Si; 0,023S и 0,021P.

Образцы размером 12x12x60 мм, вырезанные из горячекатанных листов производства металлургического комбината «Азовсталь», нагревали до температуры 950 °С с последующей их закалкой в воде и масле. Отпуск закаленных образцов осуществляли при температурах 550, 650 и 700 °С. Продолжительность нагрева образцов при закалке составляла 2 мин на 1 мм их толщины, что соответствовало реальным режимам термообработки листов в промышленных условиях. Длительность выдержки при отпуске изменялась от 10 до 120 мин с последующим охлаждением на воздухе.

Исследования показывают, что микроструктура образцов стали 17Г1С после закалки в масле состоит из смеси бейнита и мартенсита, а при закалке в масле в структуре закаленной стали присутствует 80% бейнита и 20% полигонального феррита.

На рис. 1 приведены данные о влиянии температуры и длительности отпуска на твердость стали 17Г1С после различных условий ее охлаждения при закалке. Из представленных данных видно, что твердость стали после закалки в воде при всех режимах отпуска значительно выше ее значений по сравнению с закалкой в масле. С увеличением температуры и длительности отпуска твердость закаленной стали снижается, однако ее зависимость от условий охлаждения при закалке сохраняется.

Наиболее интенсивно разупрочнение стали при отпуске наблюдается после закалке в воде с получением структуры мартенсита и бейнита по сравнению с охлаждением в масле и формированием смеси нижнего, верхнего бейнита и феррита.

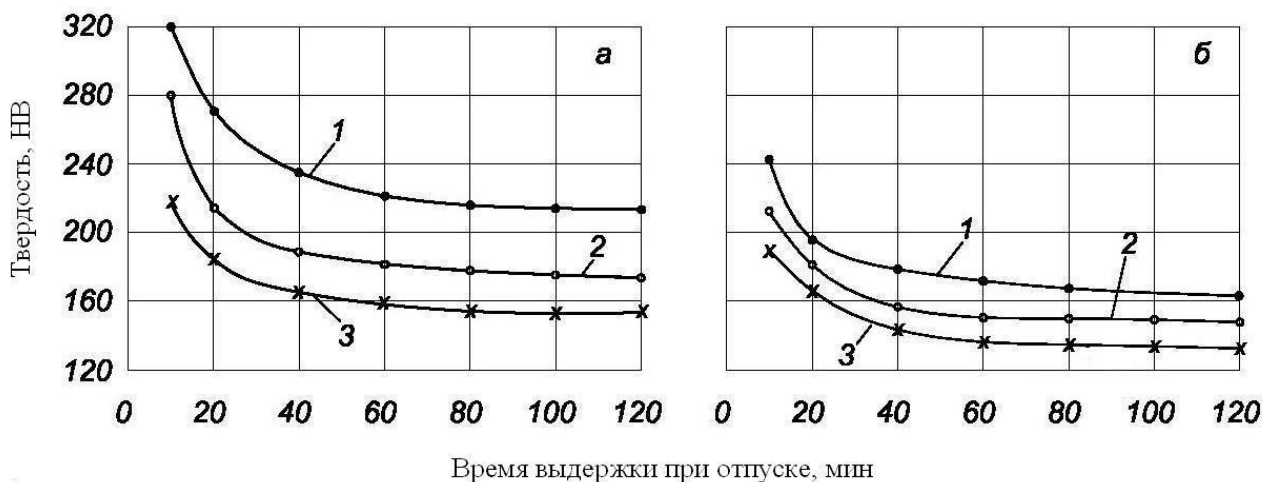


Рисунок 1 - Влияние температуры и длительности отпуска на твердость стали 17Г1С после закалки в воде (а) и в масле (б): 1 – отпуск 550 °С; 2 – 650 °С; 3 – 700 °С.

Ударная вязкость закаленной стали с охлаждением в масле выше, чем у стали после ее закалки в воде. С увеличением температуры и длительности отпуска ударная вязкость заметно возрастает. Максимальные значения ударной вязкости при закалке стали в воде достигается после отпуска длительностью 60 мин, а после охлаждения в масле – соответственно при длительности отпуска 40 мин. Дальнейшее увеличение длительности отпуска приводит к снижению ударной вязкости, особенно при температурах испытания – 70°С (табл. 1).

Таблица 1 - Удельная вязкость стали 17Г1С после закалки в воде (числитель) и в масле (знаменатель) в зависимости от температуры и длительности отпуска

Длительность выдержки при отпуске, мин	Ударная вязкость, КСУ ^{+20°С} и КСУ ^{-70°С} , Мдж/м ² после отпуска при температурах, °С:					
	550		650		700	
	+20°С	- 70°С	+20°С	- 70°С	+20°С	- 70°С
Без выдержки	<u>0,38</u>	<u>0,30</u>	<u>0,38</u>	<u>0,32</u>	<u>0,40</u>	<u>0,34</u>
	0,54	0,45	0,58	0,47	0,55	0,49
20	<u>0,48</u>	<u>0,38</u>	<u>0,54</u>	<u>0,40</u>	<u>0,62</u>	<u>0,42</u>
	0,65	0,50	0,71	0,60	0,74	0,65
40	<u>0,55</u>	<u>0,40</u>	<u>0,65</u>	<u>0,48</u>	<u>0,71</u>	<u>0,50</u>
	0,68	0,54	0,78	0,58	0,80	0,68
60	<u>0,59</u>	<u>0,45</u>	<u>0,68</u>	<u>0,50</u>	<u>0,75</u>	<u>0,68</u>
	0,71	0,50	0,78	0,55	0,79	0,66
100	<u>0,42</u>	<u>0,40</u>	<u>0,68</u>	<u>0,45</u>	<u>0,70</u>	<u>0,52</u>
	0,50	0,48	0,70	0,51	0,74	0,55

Наблюдаемое снижение значений ударной вязкости стали с увеличением времени выдержки при отпуске объясняется особенностью выделения и расположения карбидных частиц в процессе отпуска [2]. С увеличением длительности отпуска происходит не только укрупнение карбидов, но и их скопление по границам бывших мартенситных и бейнитных кристаллов, что отрицательно влияет на ударную вязкость стали (рис. 2).

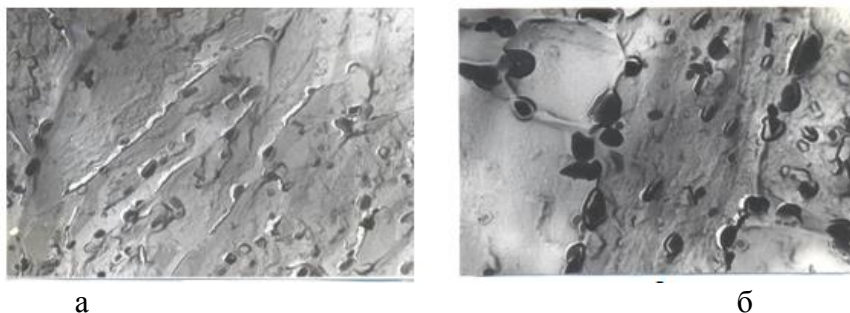


Рисунок 2 - Микроструктура стали 17Г1С после закалки в воде и отпуска при температуре 700 °С с длительностью 60 (а) и 100 (б) минут

В практике термической обработки толстолистовых низколегированных сталей продолжительность отпуска применяется, в основном, одинаковой для всего диапазона толщин обрабатываемых листов и составляет 3-4 мин на 1 мм их толщины. Это приводит к тому, что общее время нагрева и продолжительность пребывания металла в интервале температур 600 – 700 °С, когда наиболее интенсивно протекают процессы структурных изменений, существенно отличаются при обработке листов различной толщины. В частности, отпуск при температуре 700 °С с удельным временем нагрева 4 мин/мм приводит к тому, что листы толщиной 10 мм находятся при температурах 600 – 700 °С в течение 12 мин, а листы толщиной 40 мм - около 50 мин. Излишняя длительность отпуска закаленных листов не только отрицательно сказывается на производительности термического оборудования, но может также являться одной из возможных причин повышенной отсортировки термоупрочненной толстолистовой стали из-за неудовлетворительных значений ударной вязкости.

Проведенные исследования указывают на возможность и необходимость в ряде случаев, уменьшения длительности отпуска при улучшающей термообработке толстых листов. При этом, температурно-временные параметры отпуска должны выбираться с учетом получаемых при закалке структур.

Литература:

1. Попов А.А. Изотермические и термокинетические диаграммы распада переохлажденного аустенита. / А.А. Попов, Л.Е. Попова // Справочник термиста. - М:Металлургия, 1965 – 495 с.
2. Егоров Н.Т. Закалка крупногабаритных листов из малоуглеродистых низколегированных сталей /Н.Т. Егоров// Машиностроение и техносфера XXI века. Сб. трудов XXXIII междунар. конф. – Донецк: ГСУВПО «ДонНТУ», 2021.- С. 167-170.

ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ И ОКОНЧАТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ НА УПРОЧНЕНИЕ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ В ПРОЦЕССЕ АБРАЗИВНОГО ИЗНАШИВАНИЯ

Савула Е.А., Горбатенко В.П., Крымов В.Н.
Донецкий национальный технический университет

Износостойкие материалы в процессе работы в условиях износа должны быть способными к максимальному упрочнению под влиянием контактного нагружения [1]. Было показано, что весьма эффективным способом повышения износостойкости сплавов является увеличение их способности к упрочнению непосредственно в процессе изнашивания вследствие превращения метастабильного аустенита в мартенсит деформации [2]. Условия образования мартенсита деформации и эффективность его влияния на износостойкость сплавов определяются как химическим составом стали, так и условиями ее предшествующей обработки [3 - 5].

Объектом исследования в данной работе является высокоуглеродистая высокохромистая сталь, дополнительно легированная никелем – сталь типа 100X12Н4. Целью данной работы является изучение влияния условий предшествующей обработки стали и температуры нагрева при последующей закалке на проявление эффекта метастабильности остаточного аустенита в процессе абразивного изнашивания.

Сталь была переплавлена в установке ЭСП, разлита в заготовки, которые были подвергнуты нормализации с нагревом до 950 °С с последующим отпуском при 650 °С с выдержкой 2 часа. Это состояние было названо нами исходным. Далее вырезанные из такой заготовки образцы подвергали следующим видам предшествующей термической обработки: 1) нагрев до 750 °С, выдержка 1 час, охлаждение с печью (режим по технологии осуществления далее назван «отжиг 750 °С»); 2) нагрев до 860 °С, выдержка 1 час, охлаждение с печью (режим по технологии осуществления далее назван «отжиг 860 °С»); 3) закалка с нагревом до 1100 °С с выдержкой 30 минут и охлаждением в масле. В качестве дополнительной обработки стали 100X12Н4 реализовывали закалку с охлаждением в масле с нагревом до температур 850...1000 °С.

Измерение твердости проводили по методу Роквелла с использованием твердомера NOVOTEST по шкале «С». Локальное измерение твердости проводили по методу Виккерса с использованием стационарного твердомера по Микро Виккерсу NOVOTEST ТС-МКВ при нагрузке 1 Н. При этом твердость измеряли как со стороны микрошлифа, так и с обратной или боковой стороны, которая не подвергалась абразивному воздействию.

Для выявления структуры стали микрошлифы подвергали травлению в 30 % водном растворе хлорного железа. Исследование микроструктуры проводили с использованием металлографического микроскопа «Neophot – 21» и инвертированного микроскопа МЕТАМ ЛВ-41 при увеличениях x200 – x2000.

Дополнительное легирование высокохромистой стали никелем в сочетании с высоким содержанием углерода может обеспечить высокую устойчивость аустенита против распада при охлаждении. Исследования показали, что структура стали в литом состоянии представляет собой аустенитную матрицу с участками аустенитно-карбидной эвтектики. Благодаря относительно быстрому охлаждению отливки в структуре практически отсутствуют вторичные карбиды, а эвтектика оказывается неравновесной. Твердость стали в литом состоянии составляла $1800 \pm 100 \text{ Н/мм}^2$.

В результате выполнения исходной термической обработки в структуре стали наблюдали, кроме аустенита и участков эвтектики, еще и определенное количество мартенсита и большое количество дисперсных вторичных карбидов, достаточно равномерно распределенных в матрице. В результате такой обработки твердость стали повысилась до HRC 32...35. В результате дополнительного нагрева до 750 и 860 °С и медленного охлаждения с печью аустенит обеднялся по хрому и углероду в результате выделения вторичных карбидов, что снижало его устойчивость и способствовало получению в конечной структуре стали, кроме аустенита и вторичных и эвтектических карбидов, еще и достаточно большого количества мартенсита закалки, что способствовало обеспечению весьма высокой твердости сплава - HRC 53...55. Закалка от 1100 °С с охлаждением в масле способствовала получению более низкой твердости - HRC 28 благодаря значительно меньшей доле мартенсита в структуре в сравнении с более низкотемпературными нагревами.

Из анализа данных, приведенных на рис. 1, следует, что повышение температуры нагрева под закалку вызывает снижение твердости закаленной стали в связи с увеличением доли остаточного аустенита в структуре вследствие повышения его устойчивости к образованию мартенсита закалки в связи с более полным растворением в нем вторичных карбидов. В структуре стали после всех исследованных режимов обработки наблюдали мартенсит, остаточный аустенит, участки эвтектики и вторичные карбиды в различных соотношениях.

Наиболее низкие показатели твердости и максимальная скорость ее снижения с повышением температуры нагрева под закалку были получены в случае исходной литой стали (рис. 1). Судя по показателям твердости, можно полагать, что даже в случае закалки с нагревом до 850...900 °С доля мартенсита закалки в структуре стали будет относительно невысокой, а при закалке от 1100 °С его будет очень мало. В случае закалки стали, прошедшей предварительную термическую обработку, получали значительно более высокий уровень твердости, хотя и он был далек от такового, который характерен для высокоуглеродистых высокохромистых сталей (рис. 1).

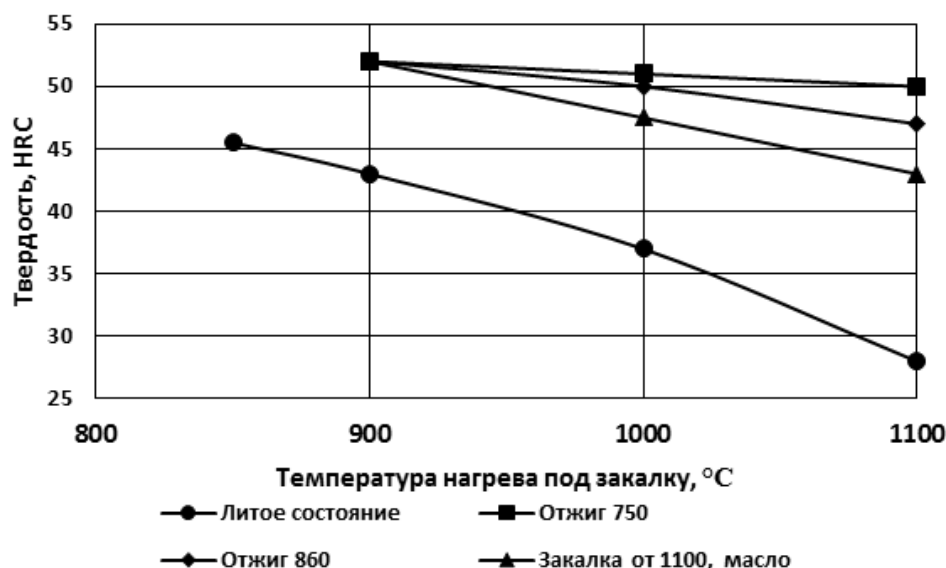


Рисунок 1 – Влияние исходного состояния (указано под графиком) на твердость стали 100X12Н4 после закалки от различных температур

При этом в случае нагрева под закалку до 900 °C показатели твердости стали мало зависели от условий предшествующей термической обработки. Однако с повышением температуры нагрева под закалку проявляются различия в твердости в зависимости от условий предшествующей обработки. Наиболее высокую твердость получали в случае предшествующего нагрева до 750 °C и охлаждения с печью. Более значительное снижение твердости стали с повышением температуры нагрева под закалку (потеря - до 6 единиц HRC) наблюдали в случае предварительной обработки с нагревом до 860 °C. Но наиболее заметно (потеря - до 10 единиц HRC) твердость снижалась в случае предварительной закалки с нагревом до 1100 °C.

В результате закалки во всех 3 случаях предшествующей термической обработки формируется структура мартенситного типа с достаточно большим количеством остаточного аустенита и при наличии участков эвтектики. Основное различие в структуре стали, предварительно нагретой до относительно низких температур (750 и 860 °C) и предварительно закаленной от высокой (1100 °C) температуры, на наш взгляд, состоит в том, что в стали, подвернутой предварительной обработке с низкотемпературным нагревом, в структуре присутствует большее количество вторичных карбидов после всех режимов последующей закалки. Очевидно, при повторном нагреве под закалку не успевают полностью раствориться те вторичные карбиды, которые выделились еще на стадии предварительной термической обработки.

Результаты оценки возможного эффекта упрочнения стали в связи с распадом метастабильного аустенита с образованием мартенсита деформации в зависимости от условий обработки приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние исходного состояния и температуры нагрева под закалку на твердость стали 100X12H4 при измерениях со стороны микрошлифа и с боковой поверхности образца и результирующую разницу между ними (ΔHV)

Состояние	Температура нагрева под закалку, °С	Твердость, HV, Н/мм ² , при измерении со стороны		ΔHV , Н/мм ²
		Боковой поверхности	Микрошлифа	
Исходное состояние	900	4380	5700	+ 1320
	1000	3610	4900	+ 1290
	1100	2800	4455	+ 1655
Отжиг при 860 °С	900	5850	6750	+ 900
	1000	5500	6150	+ 650
	1100	5025	5525	+ 500
Закалка от 1100 °С в масле	900	5870	6900	+ 1030
	1000	4850	5950	+ 1100
	1100	4360	5300	+ 940

Характер изменения твердости при измерениях, как с боковой поверхности образцов, так и непосредственно по микрошлифу, в целом подобен таковому, наблюдаемому для результатов измерения макротвердости (рис.1, табл. 1). Повышение температуры нагрева под закалку приводит к снижению твердости. Минимальные значения твердости наблюдали в случае исходного литого состояния, а максимальные – в основном в случае предшествующего нагрева до 860 °С и охлаждения с печью.

Максимальное увеличение твердости приповерхностного слоя при измерениях непосредственно по микрошлифу по отношению к таковой при измерениях с боковой поверхности образцов наблюдали в результате закалки исходных литых образцов. Причем эти различия в твердости (ΔHV) возрастают при повышении температуры нагрева под закалку (табл. 1). Учитывая, что повышение температуры нагрева под закалку вызывает увеличение количества остаточного аустенита, можно полагать, что доля образующегося при абразивном изнашивании мартенсита деформации будет прямо пропорциональна количеству остаточного аустенита.

При реализации в качестве предшествующей термической обработки нагрева до 860 °С с охлаждением вместе с печью в исходной структуре стали образуется много вторичных карбидов и эти карбиды растворяются в аустените при последующем нагреве лишь частично. Поэтому аустенит оказывается менее устойчивым к распаду при охлаждении, благодаря чему в результате закалки образуется максимальное количество мартенсита закалки в сравнении с другими исходными состояниями. Поэтому эффект упрочнения в результате образования мартенсита деформации будет меньшим в сравнении с таковым, получаемым в случае закалки стали с исходным литым состоянием (табл. 1).

При этом с повышением температуры нагрева под закалку прирост твердости стали снижается, несмотря на возможное увеличение доли остаточного аустенита в структуре.

В случае предшествующей закалки от 1100 °С наблюдается характер изменения прироста твердости, в принципе аналогичный таковому в предыдущем случае (табл. 1). Эффект упрочнения также снижается с повышением температуры нагрева под закалку. При этом степень упрочнения в связи с возможным образованием мартенсита деформации в этом случае оказывается заметно более высокой, чем в случае предшествующей обработки с нагревом до 860 °С, хотя и меньшей в сравнении с обработкой образцов с исходным литым состоянием.

Таким образом, исследованная высокоуглеродистая высокохромистая сталь, дополнительно легированная никелем, может эффективно упрочняться в приповерхностном слое изделия в процессе абразивного изнашивания в результате образования мартенсита деформации. Степень метастабильности аустенита и, соответственно, уровень такого упрочнения можно изменять путем воздействия на исходное (до окончательной термической обработки) состояние и изменения параметров окончательной термической обработки.

Литература:

1. Никифорова С.М. Новые режимы обработки высокохромистых сталей с высокой износостойкостью для насосов буровых установок / С.М. Никифорова, М.С. Хадыев, А.С. Жилин, М.А. Филиппов, М.А. Рыжков, Н.Н. Озерец // Фундаментальные исследования. – 2016. - № 10. – С. 33 – 37.

2. Способность к самоупрочнению поверхности трения в процессе абразивного изнашивания и износостойкость сталей в зависимости от содержания углерода и хрома / М.И. Андрущенко, Р.А. Куликовский, М.Ю. Осипов, А.В. Холод, А.Е. Капустян // Нові матеріали і технології в металургії та машинобудуванні. – 2014. - №1. – С. 92-99.

3. Колокольцев, В.М. Абразивная износостойкость литых металлов и сплавов / В.М. Колокольцев, Н.М. Мулявко, К.Н. Вдовин, Е.В. Синицкий. /Под ред. проф. В.М. Колокольцева. - Магнитогорск: МГТУ, 2004. - 228 с.

4. Марукович, Е.И. Износостойкие сплавы / Е.И. Марукович, М.И. Карпенко. - Москва: Машиностроение, 2005.- 428 с.

5. Петрив М.М О влиянии режима закалки на эффект упрочнения высокоуглеродистой Cr-Ni-стали при абразивном изнашивании / М.М. Петрив, В.П. Горбатенко // Металлургия XII столетия глазами молодых: материалы VII международной науч.-практ. конф. молодых ученых и студентов, 24 – 26 мая 2021 г. – Донецк, 2021. – С. 213 – 217.

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ 10X13Г6

Савула Е.А., Крымов В.Н., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет

Нержавеющие стали аустенитного класса высоко ценятся из-за благоприятного сочетания свойств: высоких прочности и пластичности, коррозионной стойкости и отличной технологичности. Фазовый состав и свойства этих сталей могут быть довольно чувствительны к колебаниям концентрации элементов. Так, например, при содержании никеля на нижнем пределе по ГОСТ 5632-2014 в стали 08X18H12T аустенит становится метастабильным и при деформации происходит образование мартенсита деформации. Сталь приобретает заметные ферромагнитные свойства.

Изменения химического состава могут оказывать значительное влияние на механические свойства этих сталей.

В данной работе рассматриваются строение и свойства нержавеющей хромоникельмарганцевой стали 10X14Г6, специально выплавленной в тигельной индукционной печи для изготовления колосников щелевых сит. Полученную проволоку перетягивали с диаметра 10 мм на диаметр 8 мм, а затем прокатывали на колосник специального профиля. На разных стадиях деформации на проволоке и подкате происходили многочисленные разрушения. Причем разрушение происходило, как правило, при ночном снижении температуры при хранении подката в мотках.

Анализ химического состава стали проводили спектральным методом на анализаторе «Spectrolab». Микроструктуру изучали на продольных и поперечных шлифах на микроскопе МЕТАМ ЛВ-41. Коэрцитивную силу при размагничивании стали измеряли на приборе ИКОС. На образцах подката сечением 5,5x5 мм проводили испытания на растяжения по ГОСТ 1497 на разрывной машине FP-100. Образцы проволоки и подката подвергали различной термической обработке.

Из данных, приведенных в таблице 1, следует, что содержание никеля в стали оказывается на порядок меньшим требуемого (по заказу проволока должна была содержать 4% никеля).

Таблица 1 – Химический состав стали, % масс.

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Mo	Cu	Др. элементы
0,106	0,41	6,65	0,02	0,165	13,7	0,45	0,53	2,1	

По структурной диаграмме Потока-Саглевича, рассчитав хромовый эквивалент мартенситообразования по формуле (1) можно определить, что сталь относится к аустенито-мартенситному классу.

$$Cr^M_{ЭКВ} = 20 \cdot [\%Cr + 1,5 \cdot \%Ni + 1,7 \cdot \%Si + 0,75 \cdot \%Mn + K_M \cdot (\%C + \%N) + 0,6 \cdot \%Mo + 1,5 \cdot \%V + 1,1 \cdot \%W + 0,2 \cdot \%Co + 0,2 \cdot \%Cu + 1,9 \cdot \%Ti + 0,1 \cdot \%Al]; \quad (1)$$

Кроме того, обращает внимание очень высокая концентрация фосфора. Это может приводить к снижению пластичности стали и значительному повышению порога хладноломкости. В сочетании с углеродом и марганцем, подобное влияние фосфора возрастает [1, 2]. Фосфор упрочняет структурные составляющие стали, как феррит, так и аустенит, однако при этом наблюдается резкое снижение пластичности стали. При этом фосфор снижает температуру перехода в хрупкое состояние.

Разрушение проволоки после волочения с 10 до 8,5 мм чаще всего происходит под углом близким к 45° к оси. Практически по всей длине образцов проволоки видна продольная трещина (рис. 1).



Рисунок 1 – Излом проволоки диаметром 8,5 мм, x1,5

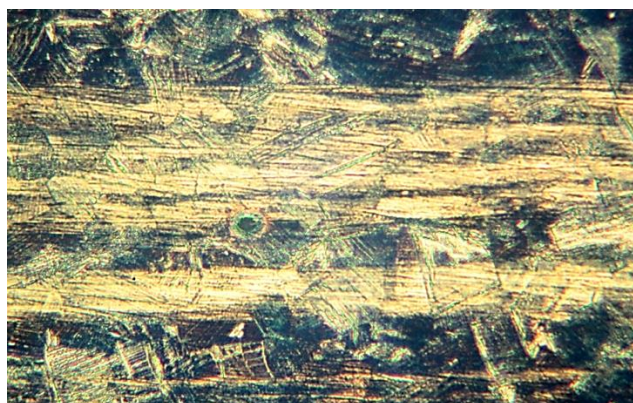
Микроструктура подката 5,5x5 после прокатки представлена аустенитом и мартенситом деформации (рис. 2). Травление реактивом на основе пикриновой кислоты, позволило выявить выделения (по-видимому, α -фазы) по границам зерен (рис. 2 а), которые были замечены преимущественно в поверхностных слоях.

Форма трещины на продольном шлифе (рис. 2 б) говорит о том, что она развивалась по границам зерна. Это, по-видимому, объясняется обогащением границ зерен фосфором, который является горофильным элементом. Травление в реактиве на основе хлорида железа, предназначенном для выявления ликвации фосфора, показало, что осевая зона подката характеризуется его повышенным содержанием. При прокатке обогащенные фосфором слои вытягиваются и на шлифе принимают вид светлых полос (рис. 2 в).



а

б



в

Рисунок 2 – Микроструктура подката 5,5x5 мм; а, б – х500; в – х400

Образование мартенсита деформации при прокатке и волочении заметно повышает магнитные свойства, что подтверждается измерением коэрцитивной силы (табл. 2).

Таблица 2 – Изменение механических свойств и коэрцитивной силы (тока размагничивания) при термической обработке стали

Обработка	σ_b , Н/мм ²	$\sigma_{0,2}$, Н/мм ²	δ , %	ψ , %	HRC	Ток размагничивания, мА
Холодная деформация	1260	1110	0,5	6	40	10
Отжиг 650-680°C:	918	568	10	2	36	1
Отжиг 950°C	756	379	58	10	22	0
Закалка, °C						
950	670	373	51	12	16	0
1000	618	357	42	13	15	
1050	605	344	41	12	15	
1100	524	325	40	11	14	

Для повышения пластичности образцы стали подвергали различным видам термической обработки: закалке в воду и отжигам при разных температурах. После этого образцы подката испытывали на растяжение.

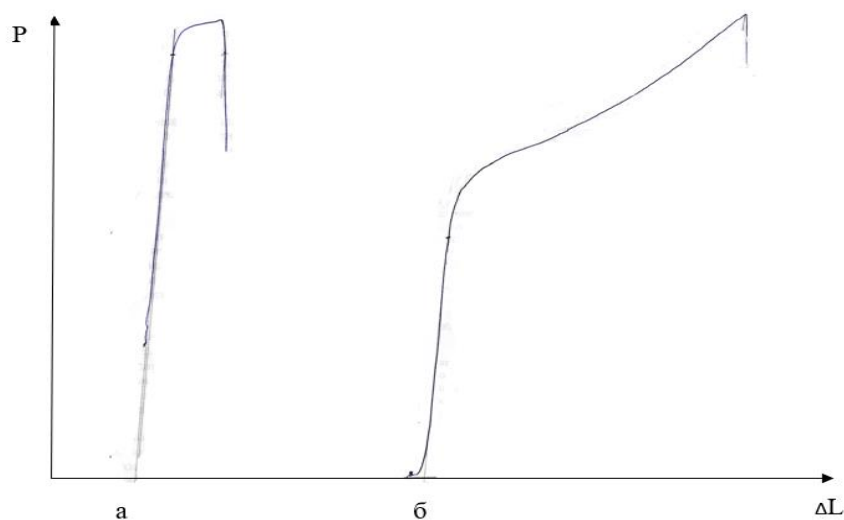
Даже незначительная холодная деформация (в табл. 2 — это волочение с 10 до 8 мм) значительно повышает прочность стали. Это является следствием наклепа марганцовистого аустенита, а также образования мартенсита деформации. Пластические свойства при этом резко падают.

Низкотемпературный рекристаллизационный отжиг заметно снижает прочность, повышая пластические свойства (табл. 2). После закалки, а также высокотемпературного отжига сталь приобретает чисто аустенитную структуру, что подтверждается измерением тока размагничивания.

Наибольшую пластичность сталь приобретает после закалки и отжига с нагревом до 950 °С, относительное удлинение достигает 50-60%, а относительное сужение - до 25%. Пластичность с ростом температуры закалки меняется с максимумом. Это, вероятно, связано с ростом аустенитного зерна. При этом прочность непрерывно падает.

Термическая обработка приводит к радикальному изменению вида технической диаграммы растяжения (рис. 3). Диаграмма растяжения деформированного образца имеет форму, характерную для большинства конструктивных сплавов в упрочненном виде. На ней четко виден максимум, соответствующий условному пределу прочности и хоть и слабо выраженная нисходящая ветвь, соответствующая локализации деформации в шейке.

После закалки или отжига диаграмма резко меняется и становится похожей на диаграмму сжатия. Т.е., усилие по мере пластической деформации непрерывно возрастает, что говорит о постоянном и очень сильном упрочнении при деформации и об отсутствии локальной деформации (не образуется шейка). Это подтверждается необычными значениями характеристик пластичности. При относительном удлинении 50-60 % сужение составляет всего 10-20% (для обычных конструктивных сталей соотношение обратное).



Обработка: а – холодная прокатка; б – закалка

Рисунок 3 – Технические диаграммы растяжения образцов подката

Такое поведение образцов стали при растяжении может быть объяснено не только высокой склонностью марганцовистого аустенита к наклепу, но и деформационным мартенситным превращением, которое развивается постепенно по рабочей длине образца. Т.е., данная сталь является сталью с метастабильным аустенитом и ведет себя как классическая ПНП-сталь.

Закаленные образцы разрушались с более значительным сужением, и образовавшийся излом имел почти «чашечный» вид (рис. 4). Т.е., сталь после закалки демонстрировала более высокую пластичность. Разрушение отожженных образцов происходило «отрывом».



Рисунок 4 – Изломы образцов после испытания на растяжение; слева – закалка 1050 °С, справа – отжиг 950 °С

Таким образом, разрушение проволоки и подката происходило вследствие значительного падения пластичности при холодной деформации. Снижению пластичности способствовали три фактора: а) снижение концентрации никеля; б) повышенное содержание в стали фосфора – сильного упрочняющего элемента; в) деформационное мартенситное превращение марганцовистого аустенита. По-видимому, фосфор усиливал осевую неоднородность в прокате, что приводило к образованию осевой трещины, с которой и начиналось разрушение.

Для повышения пластичности подката наиболее целесообразно применять закалку с 950 °С или высокотемпературный отжиг. Повышение температуры нагрева до обычных 1050-1100°С экономически нецелесообразно. Выбор того или иного вида термической обработки может быть сделан в соответствии с имеющимся оборудованием.

Литература:

1. Y. Mandiang; D. Azilidon; M. Adj; G. Cizeron. Effect of phosphorus on stability of cold worked structure in 316Ti austenitic stainless steel / Materials Science and Technology. - Volume 16, Issue 4 (01 April 2000). - pp. 399-407.
2. Малинов, Л.С. Влияние ТМО на структуру и механические свойства высокопрочных Cr-Mn-сталей переходного класса/ Л.С. Малинов, А.П. Чейлях, К.Н. Соколов// МиТОМ. – 1985. - №2. – С.36-39.

ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА СРЕДНЕУГЛЕРОДИСТЫХ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ НА ПРОКАЛИВАЕМОСТЬ

Сергованцев С.И., Петрущак С.В.

Донецкий национальный технический университет

Одной из важнейших эксплуатационных характеристик деталей оборудования является прокаливаемость сталей, из которых эти детали изготовлены. Другими словами, на качество изделий влияет глубина закаленного слоя.

Легирующие элементы, входящие в состав легированных конструкционных сталей, могут значительно изменить структуру, а соответственно и характеристики сталей.

Для изготовления деталей машин широко используются такие среднеуглеродистые конструкционные стали: 45, 40Х, 40ХН2МА, 35ХГСА, 60Г, 60С2. Для каждой марки стали определяется полоса прокаливаемости, которая зависит от сочетания содержания углерода и легирующих элементов. Поэтому в ряде работ [1, 2] предлагают проводить селективный отбор сталей по плавкам с целью сужения полосы прокаливаемости и устанавливать более узкий интервал температур и разработку режима термической обработки.

Для исследований были отобраны образцы перечисленных выше марок сталей, на которых провели торцевую закалку от температур $A_{c3}+40$ °С. После торцевой закалки по всей длине образца проводили измерение твердости. Результаты измерения твердости образцов приведены на рис. 1 и рис.2.

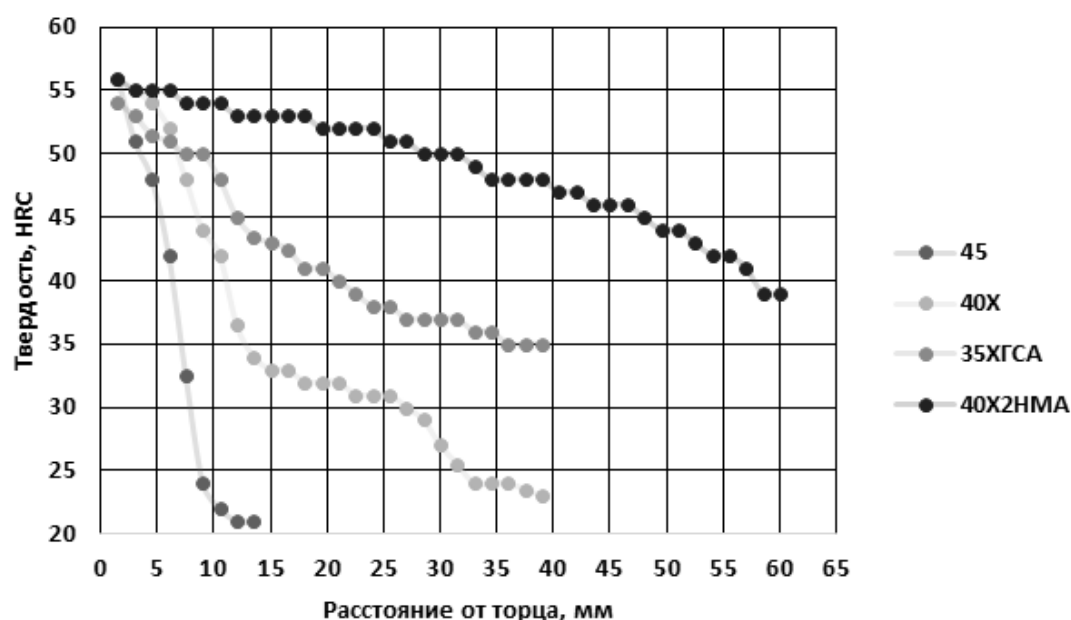


Рисунок 1 – Графики зависимости твердости HRC конструкционных улучшаемых сталей от расстояния от охлаждаемого торца

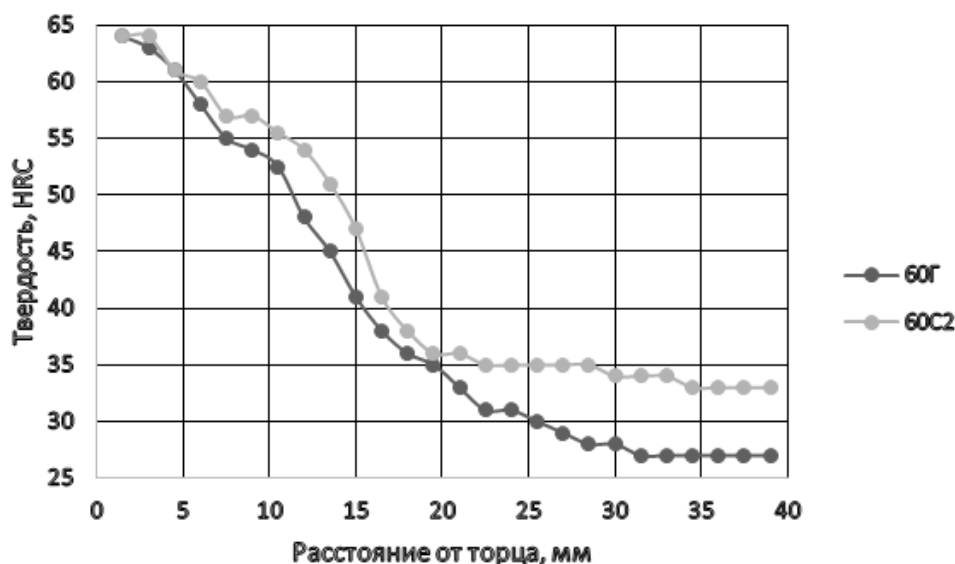


Рисунок 2 – Графики зависимости твердости HRC конструкционных рессорно-пружинных сталей от расстояния от охлаждаемого торца

Из анализа приведенных графиков видно, что на твердость охлаждаемого торца оказывает влияние, в первую очередь, содержание углерода. Так для сталей с содержанием углерода 0,35-0,40 % начальная твердость составляет 54-56 HRC, а для сталей с содержанием углерода 0,6 % - 64 HRC.

Все легирующие элементы, за исключением Co, замедляют распад аустенита, что приводит к повышению устойчивости переохлажденного аустенита и, как следствие, увеличению глубины закаленного слоя.

Из анализа рис.1 следует, что наиболее сильное влияние на прокаливаемость оказывают Mo, Cr. Особенно это заметно при совместном легировании с Ni. Так глубина прокаливаемости стали 45 составляет 6-7 мм, стали 40X – 20 мм, 35ХГСА – до 38 мм, 40Х2НМА – до 60 мм.

Из анализа рис.2 видно, что влияние Si оказывается сильнее влияния Mn и прокаливаемость стали 60С2 выше (до 30 мм), чем у стали 60Г (до 20 мм).

Таким образом, в результате проведенных исследований влияния легирующих элементов среднеуглеродистых конструкционных сталей было установлено, что при одинаковом содержании углерода наличие Cr около 1 % приводит к увеличению прокаливаемости практически в 2 раза. Легирование сталей Mn, Ni, Si кроме того, что увеличивает прокаливаемость, способствует повышению твердости на 4-6 единиц HRC.

Литература:

1. Малинкина Е.И. Прокаливаемость стали / Е.И Малинкина, В.Н. Ломакин. – М.: Машиностроение, 1970. – 180 с.
2. Носов В.Б. Расчет прокаливаемости конструкционной стали по химическому составу / В.Б. Носов, С.А. Брасов // МиТОМ. – 1995, № 1. – С. 27-29.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУР КРИТИЧЕСКИХ ТОЧЕК ДОЭВТЕКТОИДНЫХ СТАЛЕЙ

Шаплыхина В.С., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет

Как известно, значения критических точек сталей используют в практике термической обработки для расчета параметров технологического процесса. Но их определение экспериментальным путем для стали конкретного состава требует специального оборудования и в производственных условиях не представляется возможным. Поэтому разработка расчетных методов определения критических точек стали по ее химическому составу представляется перспективной материаловедческой задачей.

Целью данной работы явилась разработка уточненных математических моделей для расчета положения критических точек A_1 , A_3 и M_n , включающих только значимые факторы.

Нами ранее [1] с использованием компьютерной программы STATISTICA-11.0 на основе данных, приведенных в справочной литературе [2] были разработаны приведенные ниже уравнения множественной регрессии (1) – (3) для расчета критических точек A_1 , A_3 и M_n с учетом всех компонентов состава доэвтектоидных сталей, характеризующиеся весьма высокими статистическими характеристиками:

- критическая точка A_1 :

$$A_1 = 734 - 14,60 \cdot [C] - 16,16 \cdot [Mn] + 26,42 \cdot [Si] + 14,52 \cdot [Cr] - 14,73 \cdot [Ni] + 2,32 \cdot [Mo] + 30,72 \cdot [W] + 38,29 \cdot [V] \pm 13 \text{ } ^\circ\text{C}; \quad (1)$$

для уравнения (1): $R = 0,863$; $R^2 = 0,745$; $F(8,164) = 59,78$;

- критическая точка A_3 :

$$A_3 = 870 - 202,37 \cdot [C] - 10,16 \cdot [Mn] + 38,83 \cdot [Si] + 0,10 \cdot [Cr] - 15,02 \cdot [Ni] + 11,01 \cdot [Mo] + 1,76 \cdot [W] + 85,57 \cdot [V] \pm 16 \text{ } ^\circ\text{C}; \quad (2)$$

для уравнения (2): $R = 0,888$; $R^2 = 0,788$; $F(8,164) = 76,37$;

- критическая точка M_n :

$$M_n = 524 - 382,24 \cdot [C] - 27,38 \cdot [Mn] - 10,98 \cdot [Si] - 13,60 \cdot [Cr] - 18,12 \cdot [Ni] - 14,0 \cdot [Mo] - 28,92 \cdot [W] + 8,30 \cdot [V] \pm 18 \text{ } ^\circ\text{C}; \quad (3)$$

для уравнения (3): $R = 0,911$; $R^2 = 0,829$; $F(8,164) = 99,70$.

В этих и последующих зависимостях $[C]$, $[Mn]$, $[Si]$, $[Cr]$, $[Ni]$, $[Mo]$, $[W]$, $[V]$ – концентрация указанного компонента состава стали в % по массе; R – коэффициент множественной корреляции, $F(8,164)$ – критерий Фишера.

Всего было выбрано 172 состава сталей, включая ряд углеродистых сталей, а также низко- и среднелегированных сталей, содержащих как один, так и несколько легирующих элементов. Область действия моделей представлена в таблице 1.

Таблица 1 – Статистические характеристики химического состава сталей

Характеристика	Содержание химического элемента, % масс.							
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Mo	W	V
Среднее значение	0,354	0,810	0,391	0,759	0,739	0,178	0,026	0,026
Максимальное значение	0,60	2,06	2,46	3,52	5,00	5,44	1,35	0,82
Минимальное значение	0,17	0,04	0,10	0,04	0,03	0,01	0,01	0,01

Полученные зависимости являются адекватными и обеспечивают достаточно высокую точность результатов при расчетах. Однако в приведенных зависимостях присутствуют отдельные члены уравнений с незначимыми коэффициентами при некоторых компонентах состава (значения $p \geq 0,05$). Так, для критической точки A_1 такими компонентами состава являлись углерод ($p = 0,173$) и молибден ($p = 0,286$). Для критической точки A_3 незначимыми были коэффициенты уравнения для хрома ($p = 0,963$) и вольфрама ($p = 0,862$). Для критической точки начала мартенситного превращения Mn незначимым был только коэффициент уравнения для ванадия ($p = 0,685$).

Ниже приведены уточненные зависимости для определения критических точек доэвтектоидных сталей, не содержащие незначимых коэффициентов:

- критическая точка A_1 :

$$A_1 = 730 - 16,53 \cdot \text{Mn} + 26,32 \cdot \text{Si} + 14,72 \cdot \text{Cr} - 14,73 \cdot \text{Ni} + 31,15 \cdot \text{W} + 37,49 \cdot \text{V} \pm 13,4 \text{ } ^\circ\text{C}; \quad (4)$$

для уравнения (4): $R = 0,860$; $R^2 = 0,740$; $F(8,164) = 78,68$;

- критическая точка A_3 :

$$A_3 = 870 - 202,67 \cdot \text{C} - 10,28 \cdot \text{Mn} + 38,82 \cdot \text{Si} - 15,02 \cdot \text{Ni} + 10,97 \cdot \text{Mo} + 86,03 \cdot \text{V} \pm 16 \text{ } ^\circ\text{C}; \quad (5)$$

для уравнения (5): $R = 0,888$; $R^2 = 0,788$; $F(8,164) = 103,05$;

- критическая точка Mn:

$$\text{Mn} = 524,90 - 382,61 \cdot \text{C} - 27,70 \cdot \text{Mn} - 11,15 \cdot \text{Si} - 13,73 \cdot \text{Cr} - 18,24 \cdot \text{Ni} - 14,15 \cdot \text{Mo} - 28,03 \cdot \text{W} \pm 18 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (6)$$

для уравнения (6): $R = 0,911$; $R^2 = 0,829$; $F(8,164) = 114,50$;

После исключения незначимых коэффициентов уравнений наиболее заметные изменения в сторону его существенного увеличения для всех зависимостей проявляет критерий Фишера.

Полученные уравнения не противоречат известным представлениям о том, что элементы, расширяющие γ -область (углерод, марганец, никель) способствуют снижению критических точек A_1 и A_3 , а элементы, расширяющие α -область и, соответственно, сужающие γ -область, наоборот, будут эти критические точки повышать. Подтверждается также и тенденция к снижению положения точки Mn под влиянием легирования стали и повышения в ней концентрации углерода.

Судя по значениям коэффициентов перед переменными в уравнении для определения критической точки A_1 , можно сделать вывод о том, что наиболее сильное влияние на ее положение следует ожидать при легировании стали кремнием, вольфрамом и ванадием.

На критическую точку A_3 наиболее сильное понижающее влияние оказывает углерод. Достаточно сильный эффект повышения A_3 следует ожидать при легировании ванадием, также кремнием.

На положение критической точки Mn – температуры начала мартенситного превращения – также наиболее сильное понижающее влияние оказывает концентрация углерода. Эффект легирующих элементов в сравнении с углеродом будет в 12...22 раза слабее,

В таблице 2 приведены расчетные и экспериментальные значения для ряда марок сталей случайной выборки, которые характеризуют точность расчетов по разработанным математическим моделям.

Таблица 2 – Сравнение экспериментальных и расчетных (по уточненным моделям) значений температур критических точек A_1 , A_3 и Mn ряда марок конструкционных сталей

Марка стали	Критическая точка A_1 , °C		Критическая точка A_3 , °C		Критическая точка Mn, °C	
	Эксперим.	Расчет	Эксперим.	Расчет	Эксперим.	Расчет
35	735	728	810	800	360	374
50	735	728	765	769	310	309
35X	750	748	800	800	340	355
50XH	735	730	755	770	300	307
30XH3M	690	699	770	771	310	326
45XГНМ	720	724	780	778	310	328
25X3M	770	774	835	825	360	363
50XГ	740	735	785	772	300	315
50XФ	740	746	780	788	300	316
20XH	720	718	800	812	410	409
35XH2M	690	696	790	777	330	334

Из сравнительного анализа приведенных данных следует, что предложенные зависимости обеспечивают достаточно высокую сходимость экспериментальных и расчетных результатов и могут быть использованы для оценки положения критических точек конструкционных сталей.

Следует, однако, отметить, что для некоторых сталей расчеты критических точек оказались не столь точными (например, 35ХН2М, 35 и др.), однако, погрешности расчетов оказываются в пределах доверительных интервалов.

Исходя из полученных статистических характеристик, можно заключить, что математическая модель для определения критической точки A_1 описывает исходный массив данных на 74 %, математическая модель для определения критической точки A_3 - на 78,8 %, математическая модель для определения критической точки M_n - на 82,9 %.

Таким образом, разработанные уточненные математические модели для расчета положения критических точек A_1 , A_3 и M_n по химическому составу для доэвтектоидных сталей являются адекватными, обеспечивают достаточно высокую сходимость экспериментальных и расчетных данных, описывают исходный массив данных на 74...82,9 % и могут быть использованы в практических целях.

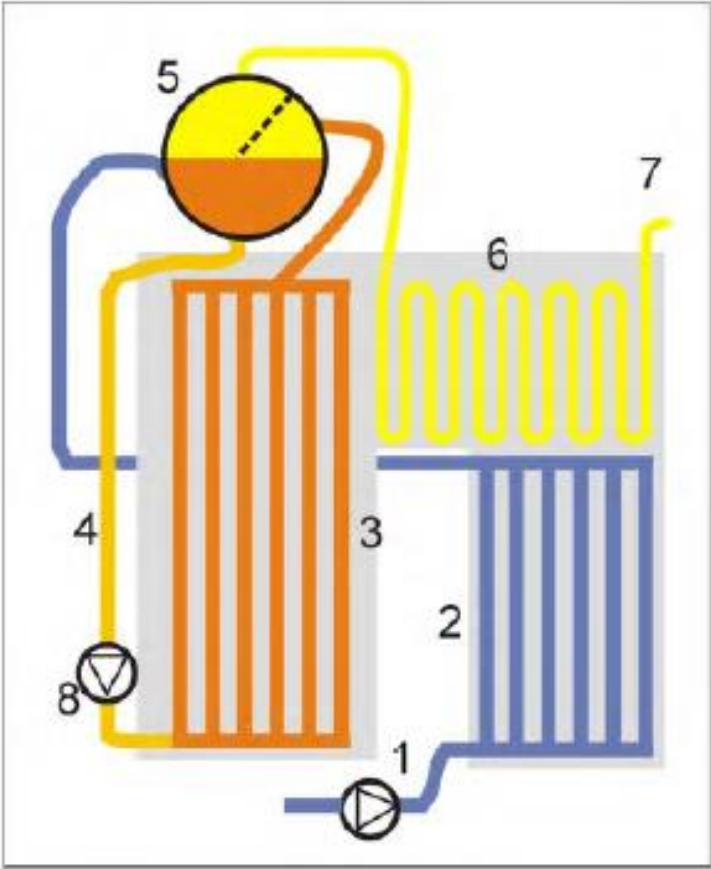
На основании анализа полученных математических моделей установлено, что на положение критической точки A_1 наиболее сильное повышающее влияние оказывают вольфрам, ванадий и кремний, а марганец и никель способствуют ее некоторому снижению. Критическая точка A_3 может наиболее сильно снижаться с повышением концентрации углерода, а возможное ее заметное повышение следует ожидать под влиянием ванадия и кремния. Критическая точка M_n может наиболее сильно снижаться с повышением концентрации в стали углерода и заметно слабее – под влиянием легирующих элементов, из которых самыми эффективными в этом плане являются марганец, вольфрам и никель.

Литература:

1. Шаплыхина В.С. Разработка математической модели для расчета температур критических точек конструкционных сталей / В.С. Шаплыхина, В.П. Горбатенко // *Металлургия XXI столетия глазами молодых* [Электронный ресурс]: [материалы IХ Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / ФГБОУВО «Донецкий национальный технический университет, факультет металлургии и теплоэнергетики. – Донецк: ДонНТУ, 2023. – С. 127-130.

2. Попова Л.Е. Диаграммы превращения аустенита в сталях и бета-раствора в сплавах титана: Справочник термиста / Л.Е. Попова, А.А. Попов. – 3-е изд., перераб. и доп. - Москва: Металлургия, 1991. – 503 с.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



ДИАГНОСТИКА И ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ПЛАМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Халабуда А.Н., Гнитиёв П.А.

Донецкий национальный технический университет

В промышленности вопрос эффективной работы пламенных печей занимает ключевую позицию. Это обусловлено необходимостью повышения производительности при одновременном снижении себестоимости и негативного воздействия на окружающую среду. Эффективность пламенных печей напрямую зависит от качества теплообмена, процесса горения и технического состояния оборудования.

Диагностика эффективности работы пламенных печей является ключевым аспектом в области теплообмена и энергоэффективности. Правильно работающая пламенная печь должна обеспечивать не только нужный температурный режим, но и максимально эффективное использование топлива, сокращение эмиссий вредных веществ и минимальный износ оборудования. С учетом этих факторов диагностика печей подразумевает мультисистемный подход, включающий в себя обследование механического состояния, теплообменных процессов, системы управления, химический анализ продуктов сгорания.

Первым шагом в диагностике является проверка технического состояния печи. Износ огнеупорной кладки, целостность теплообменников и состояние дымохода могут привести к утечке тепла и увеличению расхода топлива. Также важно обеспечивать герметичность системы подачи воздуха и газа.

Теплообмен в печи должен быть оптимизирован под конкретные процессы. Для этого необходимо обеспечивать равномерное распределение пламя и контролировать турбулентность потоков. Использование современных теплообменников позволяет значительно повысить коэффициент полезного действия печи [1].

Химический анализ продуктов сгорания помогает оценить не только экологичность процесса, но и его экономичность. Присутствие в дымовых газах избыточного количества кислорода или несгоревших углеводородов свидетельствует о неполном сгорании топлива и, как следствие, недостаточной эффективности работы печи.

С развитием автоматизации производственных процессов роль системы управления печами несравненно возросла. Именно автоматика контролирует подачу топлива и воздуха, оптимизирует режимы работы для достижения максимальной эффективности. Регулярное тестирование и настройка системы управления – обязательный элемент диагностики.

Осуществляя диагностику работы пламенных печей, стоит полагаться на профессиональный инструментарий и высококвалифицированных специалистов, а также реализовывать комплексные программы постоянного мониторинга и обновления оборудования. Это позволяет не только повысить

надёжность и экономичность процессов, но и гарантировать соответствие всё возрастающим стандартам экологической безопасности.

Повышение эффективности работы пламенных печей имеет важное значение по нескольким причинам:

- снижение затрат на топливо: основная статья расходов при эксплуатации промышленных печей связана с покупкой топлива. Повышение эффективности позволяет использовать меньшее количество топлива для получения такого же количества энергии, что приводит к значительному сокращению операционных расходов;

- уменьшение воздействия на окружающую среду: улучшая эффективность сгорания, компании снижают объем выбросов углекислого газа и других вредных веществ, таких как оксиды азота и серы, что способствует сокращению вредного влияния на экосистему и соответствие экологическим стандартам и регулированиям;

- увеличение продолжительности эксплуатации оборудования: печи, работающие с оптимальной эффективностью, испытывают меньшие тепловые нагрузки и механический износ. Это увеличивает срок их службы и снижает затраты на техобслуживание и ремонт;

- улучшение безопасности процессов: эффективное управление топливно-воздушной смесью и процессами горения не только повышает КПД, но и сокращает риск аварийных ситуаций, связанных с перегревом;

- повышение качества продукции: равномерное распределение тепла и стабильность температурного режима способствуют улучшению качества обрабатываемых материалов и продуктов, что важно для многих промышленных процессов, от металлургии до керамического производства.

Для улучшения параметров работы печи можно рассмотреть следующие методы:

- проверка оборудования на предмет теплопотерь. Теплопотери могут происходить через поверхность печи, если теплоизоляция не соответствует техническим требованиям или физически износилась. Использование высококачественных огнеупорных материалов с низкой теплопроводностью и хорошей термической стойкостью для внутренних поверхностей печи может существенно сократить потери тепла. Так же необходимо использовать диагностическое оборудование такое как инфракрасные камеры, которые помогут выявить области с наибольшими теплопотерями;

- оптимизация конструкции горелки [2]: горелка должна обеспечивать равномерное распределение топлива и воздуха для идеального сгорания. А значит, есть необходимость в достижении оптимальной топливно-воздушной смеси, путем применения конструкции горелок с форсунками или диффузорами, способствующими мелкодисперсному распылению топливной смеси. Так же современные технологии позволяют производить модуляцию пламени, что в свою очередь достаточно точно позволяет контролировать процесс теплообмена и расход топлива. Контролировать процесс можно путем анализа продуктов сгорания при помощи газоанализатора;

- использование теплообменников дает возможность использовать энергию отработанных газов для предварительного подогрева воздуха или топлива. Это повышает общий коэффициент полезного действия печи и снижает требуемое количество топлива для поддержания необходимой температуры при работе печи. Системы рекуперации тепловой энергии работают на принципах теплопереноса от высокотемпературных отработанных газов к более холодному теплоносителю (как правило, воздуху или топливу), который затем используется в процессе горения.

Выделим основные два вида такого теплообмена [3]:

1) Использование рекуперативных теплообменников позволяет передавать тепло дымовых газов через разделительную стенку, данные теплообменники постоянного действия;

2) Использование регенеративных теплообменников связан с особенностью их работы в переменном цикле. Сперва через данный теплообменник пропускают горячие газы, которые нагревают стенки теплообменника, после через теплообменник пропускают так называемый холодный теплоноситель, который нагревается, проходя через регенеративный теплообменник.

Важно так же понимать, что наравне с оптимизацией работы печей необходимо проводить диагностику эффективности работы пламенных печей систематически. Диагностика – это не однократная операция, а регулярная процедура, позволяющая своевременно выявлять проблемы и предотвращать возможные сбои. Применение современных инструментов диагностики и аналитических систем позволяет вовремя оптимизировать процессы, обновлять оборудование и обеспечивать бесперебойную и безопасную эксплуатацию печного оборудования.

Непрерывная работа над усовершенствованием процессов сгорания, теплоизоляции оборудования, регулярное техническое обслуживание и использование передовых систем управления и мониторинга приводит к значительному улучшению энергетических показателей и сокращению операционных издержек производства, обеспечивают соответствие высоким требованиям экономической эффективности, повышает надежность и долгосрочную работу оборудования.

Литература:

1. Бирюков, А. Б. Энергоэффективность и качество тепловой обработки материалов в печах : монография / А. Б. Бирюков ; ГОУВПО «ДОННТУ». – Донецк : ДОННТУ, 2012. – 247 с.

2. Исследование действующих и разработка новых эффективных печных горелок / В. Д. Катин, М. Х. Ахтямов, В. В. Криштоп, А. Ю. Березуцкий // Фундаментальные исследования. – 2015. – № 8-2. – С. 287-292.

3. Несенчук, А. П. Пламенные печи для нагрева и термообработки металла / А. П. Несенчук, Н. П. Жмакин, И. И. Калыман. – Минск : Вышэйшая школа, 1973. – 363 с.

ОСОБЕННОСТИ РЕКУПЕРАЦИИ ТЕПЛОТЫ В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ

Костяной А.Р., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

Важнейшей составляющей в современных высокотемпературных теплотехнологических агрегатах (нагревательных или термических пламенных печах, парогенераторов и пр.) является наличие устройств, утилизирующих теплоту отходящих продуктов сгорания. При начальном проектировании новых теплотехнологических агрегатов стоит задача в выборе наиболее эффективного теплоутилизационного устройства. Чтобы решить эти задачи могут быть использованы: центральные регенераторы; радиационные рекуператоры; рекуперативные или регенеративные горелки. Анализ ведущих фирм, проектирующих и поставляющих промышленные печи, показывает, что рекуперативные и регенеративные горелки не доминируют, поэтому в настоящее время отдается предпочтение рекуператорам [1].

При температурах дымовых газов, входящих в рекуператор выше 920-1000°C большее количество тепла передается излучением, потому как теплоотдача излучением пропорциональна толщине излучающего слоя и не зависит от скорости газа, то так называемые «радиационные рекуператоры», все больше широко применяются, и конструируются таким образом, что дымовые газы проходят в них относительно с небольшой скоростью в канале большого диаметра. Для наиболее эффективной работы радиационных рекуператоров их рационально применять при таких условиях, чтобы температура дымовых газов, покидающих радиационные рекуператоры, была не ниже 600-700°C [2]. Сейчас используют радиационные рекуператоры в основном 2-х конструкций: щелевые и трубчатые, иногда комбинированные. К ним можно отнести игольчатые рекуператоры, панельные, комбинированные радиационно-конвективные рекуператоры, спиральные и щелевые. На нагревательных печах, как правило, применяются радиационные, трубчатые, игольчатые и радиационно-конвективные рекуператоры. Для термических печей применяют трубчатые, струйные, панельные и другие типы рекуператоров. На рис. 1. представлен один из вариантов конструкционного исполнения рекуператора.

Установка таких устройств влияет на тепловой и аэродинамический режимы работы нагревательной печи, поэтому к рекуператорам предъявляют ряд теплотехнических и технологических требований. Они должны обеспечивать качественный подогрев топлива и воздуха, широкие пределы регулирования, высокую надежность и работоспособность, иметь сравнительно небольшие габариты и возможность включения в систему автоматического регулирования теплового и аэродинамического режимов работы.

Радиационные рекуператоры обладают следующими преимуществами: возможностью утилизации теплоты газов с высокой температурой,

нециклическим режимом работы, газоплотностью, малым аэродинамическим сопротивлением, низкой загрязняемостью технологическим уносом.

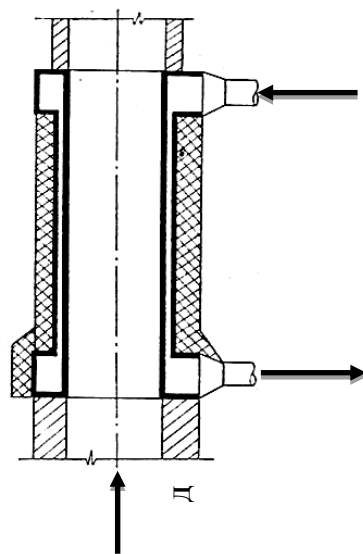


Рисунок 1 – Схема работы радиационного щелевого рекуператора

Вместе с этим они имеют и ряд серьезных недостатков: громоздкость конструкции, большая металлоемкость, относительно низкие температуры подогрева воздуха (до 600 °С), малые коэффициенты теплоотдачи со стороны воздуха и, следовательно, высокие температуры стальной стенки, что вызывает необходимость применения дорогостоящих легированных марок сталей.

Проанализировав недостатки в области совершенствования тепловой работы теплообменных устройств, используемых в металлургии, по таким журналам как «Металлург», «Черные металлы», «Черная металлургия», «Технология металлов», можно сказать, что существует немало перспективных разработок, пользующихся успехом. В качестве передовых технических решений используются совершенствование формы турбулизующих вставок, разрабатываются новые типы пластинчатых рекуператоров, производится размещение вторичных излучателей в дымовой и воздушной полостях и т.д.

В результате был сделан вывод, что необходимо применять трубчатый радиационный рекуператор в нагревательных печах с выкатным подом. Принцип работы этого рекуператора состоит в том, что он служит для нагрева или охлаждения теплоносителя. Подобный трубчатый рекуператор можно будет легко применить на металлургических предприятиях России.

Литература:

1. Иванов, А. Н. Теплообменное оборудование промпредприятий : учеб.пособие / А. Н. Иванов, В. Н. Белоусов, С. Н. Смородин. – Санкт-Петербург : ВШТЭ СПбГУПТД, 2016. – 184 с.
2. Павловец, В. М. Рекуператоры для промышленных печей / В. М. Павловец. – Новокузнецк : СибГИУ, 2012. – 218 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ВОЗДУХА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕПЛООБМЕНА В РЕКУПЕРАТОРЕ

Кубраков М.Б., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Тепловое оборудование металлургической промышленности является основными потребителем ценнейшего топлива. Подавляющее большинство нагревательных и термических промышленных печей работает с низким тепловым КПД, который в производственных условиях, чаще всего, не превышает 20-30 % для садочных печей и 50-60 % для проходных печей, например, в 3-4 раза ниже КПД современных паровых котельных. Проблему утилизации продуктов сгорания и повышения термического КПД печей исследуют давно, в частности, такие известные авторы как Тебеньков В.П., Равич М.Б., Мочан С.И., Крейнин Е.В. Как известно, недостаточная утилизация тепла дымовых газов является основной причиной перерасхода энергоресурсов, поэтому естественной задачей является снижение доли тепла, отводимого из рабочего пространства печи, или возврат (рекуперация) части этой энергии в рабочее пространство теплового агрегата [1-2]. Рекуперация тепла характеризуется тем, что дымовые газы являются теплоносителем, а нагретый воздух или газ – приемником тепловой энергии.

В основном все рекуператоры представляют собой теплообменник, работающий в устойчивых тепловых условиях, в котором тепло регулярно передается от охлажденных дымовых газов к нагретому воздуху (газу) через разделительную стенку [1].

Направление утилизации отходящего тепла продуктов сгорания топлива на металлургических предприятиях является использование рекуперативных и регенеративных горелок, а также радиационных рекуператоров.

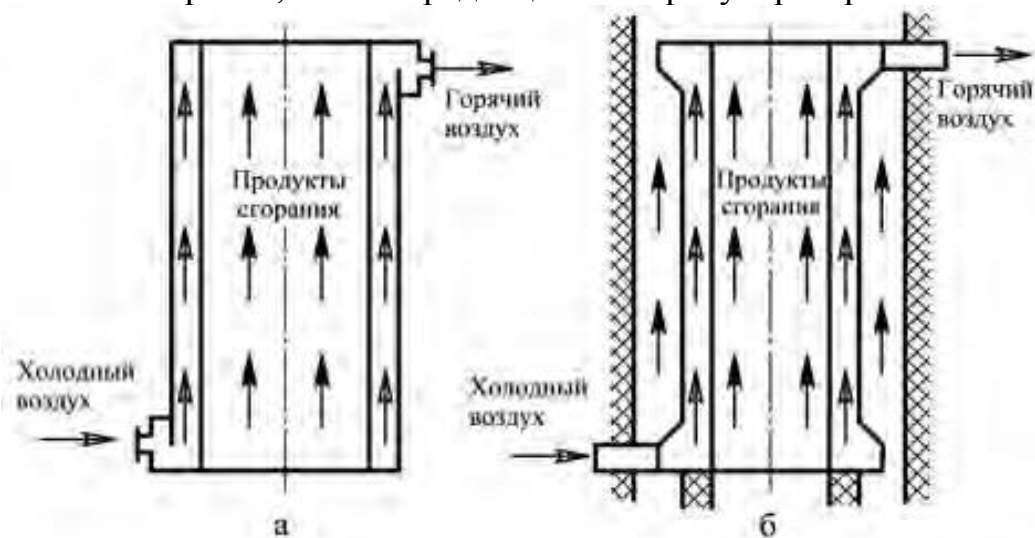


Рисунок 1 – Радиационные щелевые рекуператоры: а – с односторонним обогревом; б – с двухсторонним обогревом

Для сокращения расхода топлива рекомендуется следующее:

- 1) интенсификация циркуляции дыма, быстрый и равномерный нагрев металла при помощи модернизации системы отопления;
- 2) когда происходит выкатывание подины необходимо закрыть подподовое пространство экраном из отражательной плёнки;
- 3) для поддержки постоянной мощности можно разделять функции нагрева и выдержки между несколькими печами путем пересадки садки по ходу процесса;
- 4) применение в кладке печи современных волокнистых теплоизоляционных материалов;
- 5) применение современных регенеративных горелок;
- 6) использование импульсной системы отопления.

Одним из важных преимуществ радиационных рекуператоров является возможность осуществления высокотемпературного нагрева воздуха или газа при более низком расходе жаропрочной стали по сравнению с конвективными рекуператорами за счет большей удельной тепловой нагрузки на поверхности теплообмена.

Недостатком данных рекуператоров является небольшая площадь обогрева, так как воздушное пространство подогревают только лишь в кольцевом канале, а рабочее пространство дымового канала используется нерационально [3].

В учебных заведениях Национального газового университета, была предложена новая структура для радиационного рекуператора (RRD), благодаря оптимальному расположению поверхности нагрева и установке дополнительных радиаторов в дымоходном канале, достигается увеличение температуры нагрева воздуха $T_{(a,ex)}$ и теплового потока, передаваемого нагретому теплоносителю – воздуху для горения (или низкокалорийному газу). Конструктивная схема представлена на рис. 2.

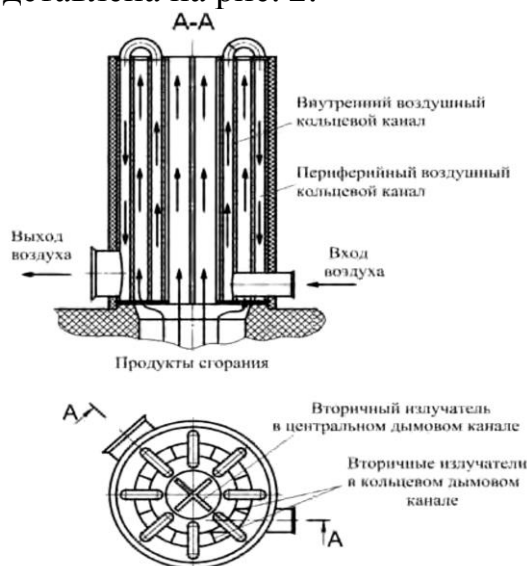


Рисунок 2 – Радиационный рекуператор типа RRD конструкции Института газа НАНУ

Для повышения эффективности теплопередачи в рассматриваемом рекуператоре RRD в центральный канал продуктов сгорания (недиатермичная среда) внедрены вторичные излучатели, состоящие из пересекающихся радиальных пластин, а в кольцевой канал продуктов сгорания установлены дополнительные излучатели в виде плоских радиальных ребер.

В рассмотренном рекуператоре RRD высокая результативность нагрева воздуха обеспечивается за счет результата двухступенчатого подогрева:

- 1-я стадия – внутренний воздушный круговой канал вместе с двухсторонним подогревом, омываемый продуктами сгорания с края центрального цилиндрического и периферийного кольцевого каналов продуктов сгорания;

- 2-я стадия – внешний атмосферный кольцевой канал. Здесь организован однонаправленный подогрев продуктами сгорания с края, удаленного кругового канала продуктов сгорания. Внутренний и внешний вид кольцевых воздушных каналов объединены между собой перепускными трубами [4].

Переработка теплоты уходящих дымовых газов дает возможность достигнуть экономии топлива, при этом, экономия топлива зависит от степени утилизации теплоты уходящих газов, выраженной как отношение энтальпии подогретого воздуха к энтальпии отходящих из рабочего пространства газов. Степень утилизации теплоты также может быть выражена как коэффициент полезного действия рекуператора [5].

Рекуперация теплоты, дает возможность экономить вплоть до 30-40 % потребляемой энергии. В результате, при том же расходе топлива количество теплоты, получаемой в процессе горения, возрастает на 10-15 %.

По методике Тебенькова В. П., был проведен расчет «влияние скорости воздуха на коэффициент теплоотдачи» (с зависимостью α_v от ω и с заданным шагом 10÷30 м/с). Исходя из расчетов, точки влияния скорости на коэффициент теплоотдачи построены и приведены на графике (рис. 3).

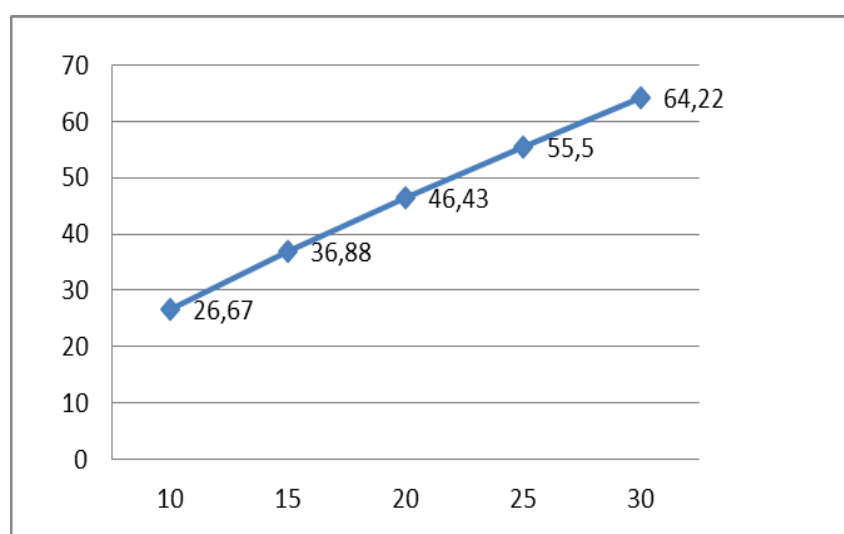


Рисунок 3 – График влияния скорости воздуха на коэффициент теплоотдачи

В настоящее время на промышленных печах широко применяются различные типы металлических рекуператоров: игольчатые, термоблочные, трубчатые, радиационные и другие. Они наиболее эффективны в случаях, когда необходим надежный подогрев воздуха свыше 600-700 °С согласно условиям технологии нагрева. Однако применение металлических рекуператоров из жаропрочной и окалиностойкой стали может быть неэкономичным [6].

Литература:

1. Бирюков, А. Б. Современные аспекты использования регенеративных горелок для отопления пламенных печей / А. Б. Бирюков // Черная металлургия. – 2015. – № 11. – С. 31-36.

2. Ганул, А. О. Анализ потенциала использования отходящих газов нагревательных печей / А. О. Ганул // Вестник Национального исследовательского технологического университета «МИСИС» : науч.-техн. журн. – 2016. – №1. – С. 92-94.

3. Бирюков, А. Б. Современные аспекты использования рекуперативных горелок для отопления пламенных печей / А. Б. Бирюков // Черная металлургия. – 2015. – № 8(1388). – С. 73-79.

4. ТОВАЖНЯНСКИЙ, Л. Л. Интегрированные энергосберегающие теплотехнологии в стекольном производстве / Л. Л. ТОВАЖНЯНСКИЙ, А. В. КОШЕЛЬНИК, В. В. СОЛОВЕЙ. – Харьков : ХПИ, 2008. – 638 с.

5. Тебеньков, Б. П. Рекуператоры для промышленных печей : книга для студентов образоват. учреждений / Б. П. Тебеньков. – Москва : Металлургия, 1967. – 358 с.

6. Сорока, Б. С. Системы сжигания и теплоутилизационные устройства технологических печей: современное состояние и мировые тенденции развития / Б. С. Сорока // Энерготехнологии и ресурсосбережение. – 2012. – № 2. – С. 54-69.

ДИАГНОСТИКА ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ ШАРИКОВОЙ МИКРОРЕГЕНЕРАТИВНОЙ НАСАДКИ

Начкебия Н.С., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

Использование теплоты отходящих газов является одним из наиболее эффективных способов повышения энергоэффективности. Утилизировать тепло отходящих газов можно различными способами. При выборе способа утилизации необходимо принимать во внимание температуру отходящих газов, их состав, особенности агрегатов производственного цикла и наличие места для размещения агрегата для утилизации тепла.

При высоких температурах теплоносителя рациональным является использование регенеративных теплообменников. Высокую эффективность на практике показало применение регенеративных горелок. Такие горелки позволяют утилизировать до 90% тепла отходящих дымовых газов и обеспечить нагрев воздуха до очень высоких температур. При применении горелок такого типа потребление топлива может снизиться до 60%. Эти горелки применяются в диапазоне температур 800-1500 °С.

Принцип работы регенератора циклический. Регенеративный цикл состоит из двух периодов: нагрева и охлаждения насадки. Поэтому, как правило, регенеративные горелки применяются парно. В первом периоде цикла один из регенераторов разогревается продуктами сгорания, второй охлаждается воздухом, идущим на горение. После «перекидки клапанов» происходит реверс газовых потоков, первый регенератор начинает охлаждаться, а второй нагревается отходящими газами.

Несмотря на существующий опыт эксплуатации таких горелочных устройств, все еще недостаточно исследованы процессы теплообмена в микрорегенеративной насадке. На сегодняшний день не существует общепринятой методики расчета для регенеративных горелок.

Моим предложением для диагностики температурного поля шариковой микрорегенеративной насадки, и понимания теплообменных процессов, которые происходят в слоях насадки, составить математическую модель для расчета поля температур с учетом термической массивности шариков и подтвердить ее достоверность экспериментально на физической модели.

Мною была разработана математическая модель для исследования влияния конструктивных параметров шариковой насадки на ее температурное поле, а также на изменение температур газообразных теплоносителей. Модель основывается на рассмотрении элементарных тепловых балансах условно выделенных по высоте насадки слоев теплоаккумулирующей засыпки (шариков).

Расчеты произведенные при помощи модели дают возможность оценить картину распределения температуры по толщине насадки. Для этого было выделено 5 условных слоев шариков.

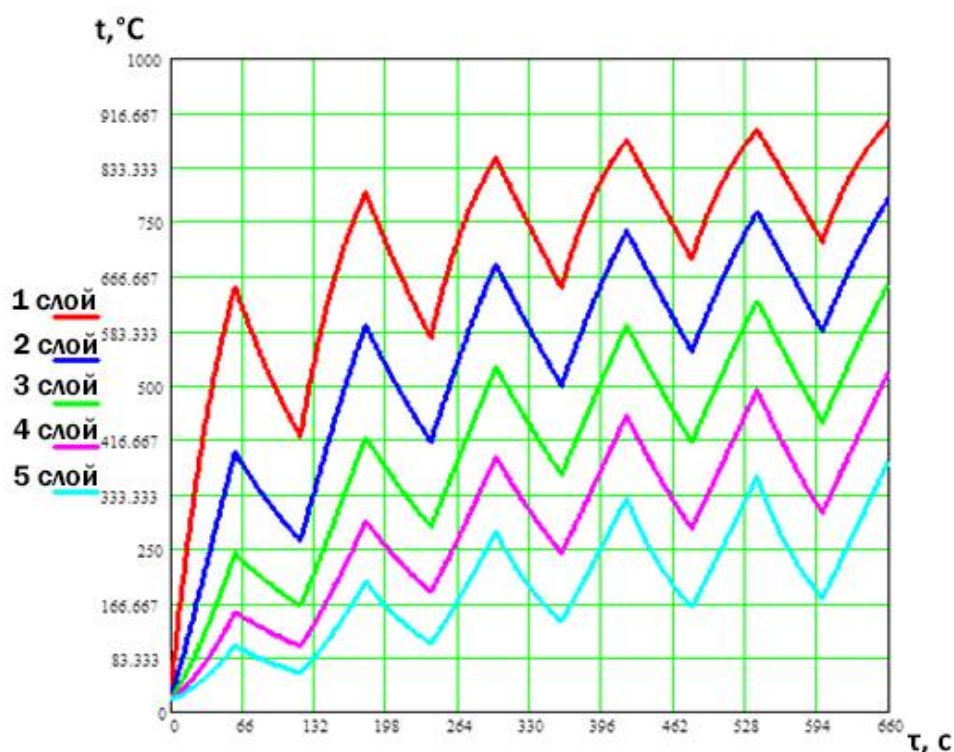


Рисунок 1 - График распределения температур по толщине микрогенеративной насадки

Сравнив результаты расчетов с учетом потерь тепла через ограждающие конструкции и без них, можно сделать вывод, что учет тепловых потерь через ограждающие стенки насадки не имеет значимого значения при использовании современных теплоизоляционных материалов. Разница, получаемая при расчетах, на графиках не заметна, хотя имеет место в численных значениях.

На данный момент мы с помощниками создаем лабораторную модель для подтверждения результатов моделирования. На лабораторной модели можно будет провести как тепловые так и гидравлические испытания.

Проанализировав полученные в результате моделирования данные и сравнив их с данными полученными на производстве можно сделать выводы:

1. Разработанная математическая модель качественно правильно описывает исследуемый процесс.
2. При применении современных теплоизоляционных материалов доля потерь в окружающую среду через ограждающие стенки теплообменной насадки не является существенной.
3. Период разогрева шариковой регенеративной насадки (время выхода на стационарный режим работы) составляет около 30 минут.

Литература:

1. Начкебия Н.С., Бирюков А.Б. Анализ расчетных методов и математических моделей теплообменных процессов в насадках регенеративных горелок/ Вестник Донецкого национального университета. Серия Г: технические науки. - 2023. - № 1 – С. 50-56.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАСЧЕТНОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ ПОНИЖЕННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Турулина Ю.О., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет

Тепловая обработка материалов в рамках прокатного производства характеризуется высоким потреблением и низким коэффициентом использования органического топлива (КИТ).

Основной статьей расхода топлива является нагрев металла перед прокаткой. При этом даже в наиболее энергоэффективных методических печах КИТ не превышает 0,5.

Резервом для сокращения расхода топлива, снижения экономических затрат и повышения, таким образом, уровня энергоэффективности технологии служит совершенствование режимов нагрева, обеспечивающих заданную температуру и равномерность нагрева металла и исключающих брак заготовок и чрезмерное образование окалины, особенно в условиях снижения объемов производства, при которых производительность печи имеет широкий диапазон, а требования к качеству нагрева остаются постоянными.

Применение расчетных методов является необходимой основой при проектировании новых либо усовершенствования существующих систем управления технологическим процессом (АСУ ТП).

Совершенствование расчетного метода [1], в первую очередь, заключалось в однозначном определении температуры уходящих газов путем вычисления температуры поверхности металла и среднemasсовой температуры заготовки в конце методической зоны с помощью метода последовательных приближений [2]. Процесс вычислений был автоматизирован и входит в компьютерную программу расчета теплового состояния металла.

Дальнейшее совершенствование заключалось в разработке методики расчета температурного профиля печи, обеспечивающего заданное состояние заготовки при пониженной производительности прокатного стана [3].

При расчетах температурного профиля печи использовались прямые и обратные методы решения задачи, а также итерационные вычисления энтальпии металла по печи.

Для подтверждения правомерности предложенных усовершенствований производились вычислительные эксперименты, в частности, для трехзонной методической печи длиной $L = 27$ м (методическая зона – 9,45 м, сварочная – 10,8 м, томильная – 6,75 м) при нагреве квадратной заготовки со сторонами 0,15 м и длиной 1,5 м с номинальной производительностью $P = 60$ т/ч.

Температуры газов по длине печи рассчитывались для режимов с производительностью 0,5P, 0,75P, 0,9P, P.

На рис. 1 представлено изменение температуры газов по длине печи при различной производительности.

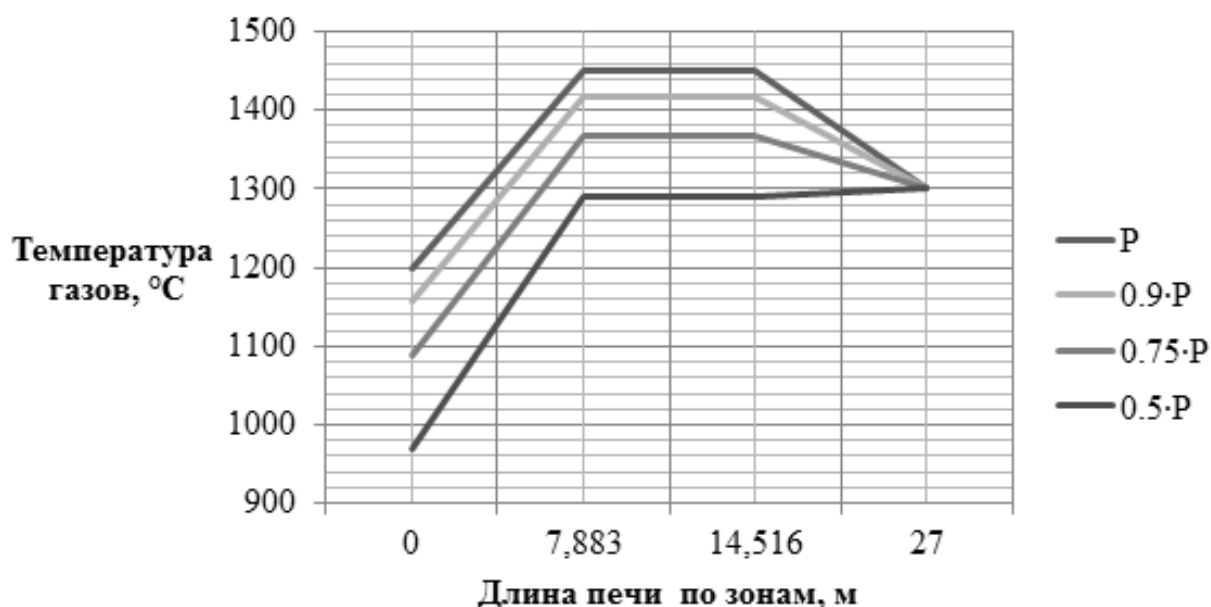


Рисунок 1 – Температура газов по длине печи при различной производительности

Значения вычисленных с применением инженерных методов параметров с достаточной степенью точности совпадают с результатами прямого численного расчета с использованием явной конечно-разностной схемы.

Таким образом, установление температурного режима, полученного при помощи предлагаемого метода позволит обеспечивать заданное теплосодержание металла в конце нагрева для режимов с пониженной производительностью печи при минимальных экономических затратах и повышенной степенью энергоэффективности. Данный метод целесообразно использовать при оптимизации режимов тепловой обработки металла и разработке технологических карт.

Литература:

1. Гусовский В.Л., Лифшиц А.Е. Методики расчета нагревательных и термических печей: Учебно-справочное издание – М.: Теплотехник, 2004. – 400 с.
2. Бирюков, А.Б. Повышение точности определения теплового состояния металла в методической зоне проходной печи при использовании инженерных методов / А.Б. Бирюков, А.Н. Лебедев, Ю.О. Турулина, С.А. Онищенко // Вестник Института гражданской защиты Донбасса: научный журнал. – Донецк: ДонНТУ, 2017. – Вып. 1(9). – с. 5-10.
3. Бирюков, А. Б. Методика определения температурного профиля методической печи, работающей в условиях пониженной производительности / А.Б. Бирюков, А.Н. Лебедев, Ю.О. Турулина // Сталь. – 2017. – № 10. – с. 74-77.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



АНАЛИЗ СХЕМЫ ИСТОЧНИКА ОТОПЛЕНИЯ НА БАЗЕ ТЕПЛООВОГО НАСОСА

Бородин А.А., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет

Одним из основных критериев эффективности вложения денежных средств в реконструкцию систем автономного теплоснабжения по схеме, в которой базовым источником отопления выступает тепловой насос, а пиковым котел, является простой срок окупаемости. В связи с чем, важным вопросом при проектировании подобной схемы является определение расчетных условий и параметров, при которых срок окупаемости инвестиций будет минимальным. К ним относятся мощность теплового насоса и рабочие характеристики, определенные в соответствии с температурным графиком системы отопления и расчетной температурой наружного воздуха, при которой тепловой насос будет иметь возможность самостоятельно выполнять нагрузку отопления. Таким образом, значение приобретает температура наружного воздуха, при которой тепловой насос будет самостоятельно выполнять нагрузку отопления. Эта температура, по сути, характеризует условия проектирования теплового насоса. Срок окупаемости, соответствующий температуре проектирования теплового насоса t , обозначим $T_{ок}^t$.

Удельные капиталовложения, приведенные к единице мощности теплового насоса, рассчитанного на самостоятельное удовлетворение нагрузки отопления при температуре $t_{p,ТНУ}$, руб./кВт:

$$K^t = Q_{ТНУ}^{ном, t} \cdot Ц_{ТНУ}^t \quad (1)$$

где $Q_{ТНУ}^{ном, t}$ - номинальная тепловая мощность теплового насоса, выбранного для самостоятельного удовлетворения нагрузки отопления при температуре наружного воздуха $t_{p,ТНУ}$;

$Ц_{ТНУ}^t$ - удельная стоимость 1 кВт номинальной тепловой мощности теплового насоса. Если при проектировании бивалентной системы рассматриваются тепловые насосы одного типа и одного производителя, но разной мощности, то удельную стоимость можно считать постоянной.

Обозначим отношение расчетной тепловой мощности к номинальной, для одного и того же теплового насоса, выбранного при расчетной температуре наружного воздуха для проектирования ТНУ, равной $t_{p,ТНУ}$, как коэффициент мощности:

$$k_M^t = \frac{Q_{ТНУ}^t}{Q_{ТНУ}^{ном, t}}, \quad (2)$$

откуда:

$$Q_{\text{ТНУ}}^{\text{НОМ}, t} = \frac{Q'_{\text{ТНУ}}}{k_M^t}. \quad (3)$$

В свою очередь, расчетную тепловую нагрузку отопления для проектирования теплового насоса выразим через проектную нагрузку отопления:

$$Q'_{\text{ТНУ}} = Q'_0 \cdot R^t, \quad (4)$$

где R^t - относительная нагрузка отопления при температуре наружного воздуха равной $t_{p,\text{ТНУ}}$.

С учетом выражений (3), (4), формула (1) примет вид:

$$K^t = \frac{Q'_0 \cdot R^t}{k_M^t} \cdot \zeta_{\text{ТНУ}} \quad (5)$$

Относительная отопительная нагрузка:

$$R^t = \frac{Q_0}{Q'_0} = \frac{t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}}{t_{\text{ВН}} - t_{p,0}} \quad (6)$$

Получим выражение для определения срока окупаемости использования теплового насоса, рассчитанного на самостоятельную работу при $t_{p,\text{ТНУ}}$:

$$T_{\text{ОК}}^t = \frac{Q'_0 \cdot (t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}) \cdot \zeta_{\text{ТНУ}}^t \cdot \bar{\mu}^t}{k_M^t \cdot (t_{\text{ВН}} - t_{p,0}) \cdot b_{\text{КОТ}} \cdot \zeta_{\text{ТОПЛ}} \cdot (\bar{\mu}^t - \mu^{**}) \cdot n_{\text{Ч}}^t}. \quad (7)$$

Таким образом, относительный срок окупаемости внедрения теплового насоса определим на основании выражения (4.33):

$$\frac{T_{\text{ОК}}^t}{T_{\text{ОК}}^{t=8}} = \frac{\zeta_{\text{ТНУ}}^t}{\zeta_{\text{ТНУ}}^{t=8}} \cdot \frac{k_M^{t=8}}{k_M^t} \cdot \frac{\bar{\mu}^t}{\bar{\mu}^{t=8}} \cdot \frac{\bar{\mu}^{t=8} - \mu^{**}}{\bar{\mu}^t - \mu^{**}} \cdot \frac{n_{\text{Ч}}^{t=8}}{n_{\text{Ч}}^t} \cdot \frac{t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}}{t_{\text{ВН}} - 8}, \quad (8)$$

где $\bar{\mu}^t$ - средний за отопительный период критерий эффективности использования топливных ресурсов в системе отопления, при $t_{p,\text{ТНУ}} = t$;

μ^{**} - коэффициент преобразования теплового насоса, при котором стоимость теплоснабжения от него будет равна стоимости теплоснабжения от котла;

$n_{\text{ч}}^t$ - число часов использования установленной мощности теплового насоса при $t_{\text{р.ТНУ}} = t$.

При сопоставлении однотипных тепловых насосов различной мощности одного производителя можно считать $\zeta_{\text{ТНУ}}^t = \zeta_{\text{ТНУ}}^{t=8}$. Тогда выражение примет вид:

$$\frac{T_{\text{ок}}^t}{T_{\text{ок}}^{t=8}} = \frac{k_M^{t=8}}{k_M^t} \cdot \frac{\bar{\mu}^t}{\bar{\mu}^{t=8}} \cdot \frac{\bar{\mu}^{t=8} - \mu^{**}}{\bar{\mu}^t - \mu^{**}} \cdot \frac{n_{\text{ч}}^{t=8}}{n_{\text{ч}}^t} \cdot \frac{t_{\text{вн}} - t_{\text{р.ТНУ}}}{t_{\text{вн}} - 8} \quad (9)$$

На основании приведенных исходных данных покажем зависимость относительного срока окупаемости реконструкции от температуры $t_{\text{р.ТНУ}}$ при значении $\mu^{**} = 2,57$ (рисунок 1).

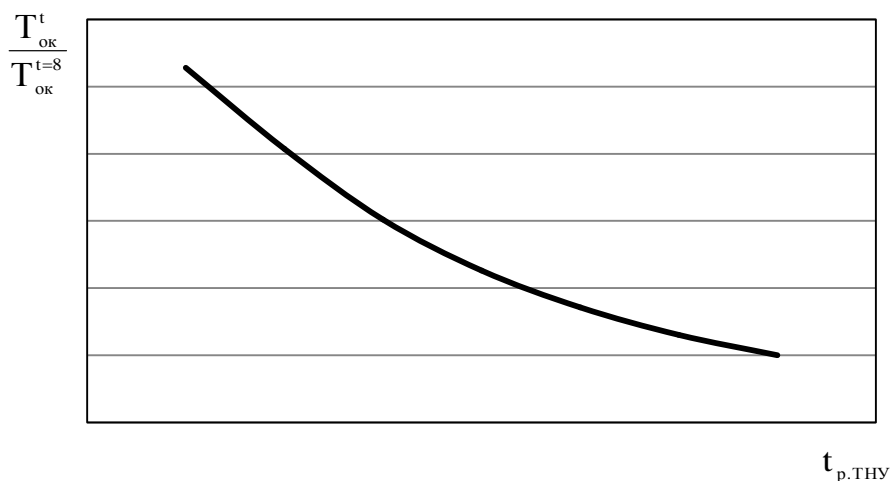


Рисунок 1 - Зависимость относительного срока окупаемости реконструкции от температуры $t_{\text{р.ТНУ}}$ при значении $\mu^{**} = 2,57$

Как видим, наименьший срок окупаемости в приведенном примере достигается при расчете проектной мощности теплового насоса на самостоятельное удовлетворение отопительной нагрузки при $t_{\text{р.ТНУ}} = 8^{\circ}\text{C}$. При этом средний критерий, характеризующий использование топливных ресурсов в теплоснабжении равен $\bar{\mu} = 2,94$, что соответствует расходу условного топлива, равному 119,4 г.у.т/кВт·ч или 138,9 кг.у.т/Гкал. Это на 12,5% меньше, чем в котельной, работающей с к.п.д. 90%. Доля тепловой нагрузки, которую выполнит тепловой насос за отопительный период $\alpha=0,29$, а котел $\beta=0,71$.

НЕОБХОДИМОСТЬ СОБЛЮДЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО ГРАФИКА И ОТСЛЕЖИВАНИЕ ВО ВРЕМЯ ОТОПИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

Бородин А.А., Сафонова Е.К.

Донецкий национальный технический университет

Для надежной и рациональной работы котельных во время отопительных сезонов используется температурный график, созданный для быстрого регулирования отпуска тепла в зависимости от температуры окружающей среды.

При отпуске тепла в соответствии с этим графиком котельная работает рационально в плане затрат на топливо и электроэнергию, и отпускает достаточное количество тепла для комфортного отопления потребителей тепловой энергии.

Температурный график – это зависимость температуры сетевой воды от температуры внешнего воздуха. Температурные графики рассчитываются по формулам, в основе которых лежат уравнения теплопередачи.

Характеристики качества теплоснабжения являются условием соглашения, заключаемого между теплоснабжающей организацией и исполнителем оказываемой услуги.

Характеристики качества теплоснабжения включают в себя температуру в подающем трубопроводе, которая определяется по температурному графику регулирования отпуска тепла с источника тепловой энергии, предусмотренному схемой теплоснабжения.

Образцовый температурный график – это такой график, при котором гарантируется минимум затрат на «доставку» покупателям тепловой энергии, минимум общих затрат на выработку и на транспорт тепловой энергии. Удельные расходы на транспорт (передачу) тепловой энергии определяются из расхода тепла на компенсацию тепловых потерь и расхода электроэнергии на циркуляцию сетевой воды. Также к этой группе будем относить сетевые насосы источника теплоты.

По этому удельному показателю очень удобно сопоставлять результативность работы систем теплоснабжения между собой. Также его расчёт входит в состав нормативных энергетических данных тепловых сетей, которые обязаны разрабатываться не реже, чем 1 раз в 5 лет для каждой системы теплоснабжения с присоединённой нагрузкой 50 Гкал/ч и более.

В связи с тем, что в на протяжении отопительного сезона температура обратной сетевой воды изменяется в масштабе от +55°C до +35°C, что ниже минимальной требуемой температуры (+60...+65)°C, в схемах водогрейных котельных, использующих независимо от подключённой или отдельно выделенной нагрузки горячего водоснабжения (ГВС), учитывается установка циркуляционных насосов между подающим и обратным трубопроводом для поддержания требуемых температур на входе в котёл.

Конечно, при стабильных температурах от –9°C до –12°C при

температурных графиках 95/70 и 150/70 соответственно, температура «обратки» составляет более 60°C, и, следовательно, включение в работу циркуляционных насосов не потребуется. Тем самым мы получаем экономию электрической энергии на их привод.

То есть, можно сделать вывод, что повышенная температура обратной сетевой воды (выше температурного графика), возвращаемой в водогрейную котельную, способствует:

- снижению использования топлива котлами, так как чем выше t_2 , тем меньше требуется топлива для нагрева теплоносителя до t_1 ;

- уменьшению потребления электроэнергии моторами рециркуляционных насосов, так как для увеличения температуры теплоносителя T_2 до +60...+62°C, надо перекачать меньше теплоносителя с температурой T_1 ;

- повышению потерь тепловой энергии через теплоизоляционные конструкции теплопроводов, так как интенсивность теплообмена в первую очередь зависит от разницы температур между средами, и, чем она больше, тем интенсивнее идут процессы теплообмена;

- повышению скорости внутренней кислородной коррозии трубопроводов, которая особенно активно выражается при +60°C;

- появлению упущенной выгоды от недореализованной продукции в виде тепловой энергии.

Вне зависимости от сложности расчёта воздействия указанных критериев на финансовую составляющую работы теплоисточника в зависимости от состава оборудования, срока эксплуатации, подключённой нагрузки и протяжённости сетей, нужно отметить, что в целом повышение температуры обратной сетевой воды уменьшит эффективность работы тепловой сети по всем показателям и повысит удельные экономические затраты (руб/Гкал) на выработку тепловой энергии.

Нормативное уменьшение температуры обратной сетевой воды водогрейных котельных приводит к следующим эффектам:

- увеличению использования топлива котлами;

- повышению потребления электроэнергии двигателями рециркуляционных насосов;

- уменьшению потерь тепловой энергии через теплоизоляционные конструкции теплопроводов;

- получению экономических средств за дополнительную реализацию тепловой энергии;

- сокращению скорости внутренней кислородной коррозии трубопроводов.

Для наблюдения за котельной используем сравнение площадей температурных графиков, исходя из того, что графики можно привести к виду трапеции, построив для текущего отопительного периода линию тренда и наложив его на существующий температурный график, выданный на котельную.

Формула площади трапеции:

$$S = \frac{a+b}{2} * h,$$

где а и b– разница минимальной и максимальной температур отопительного периода;

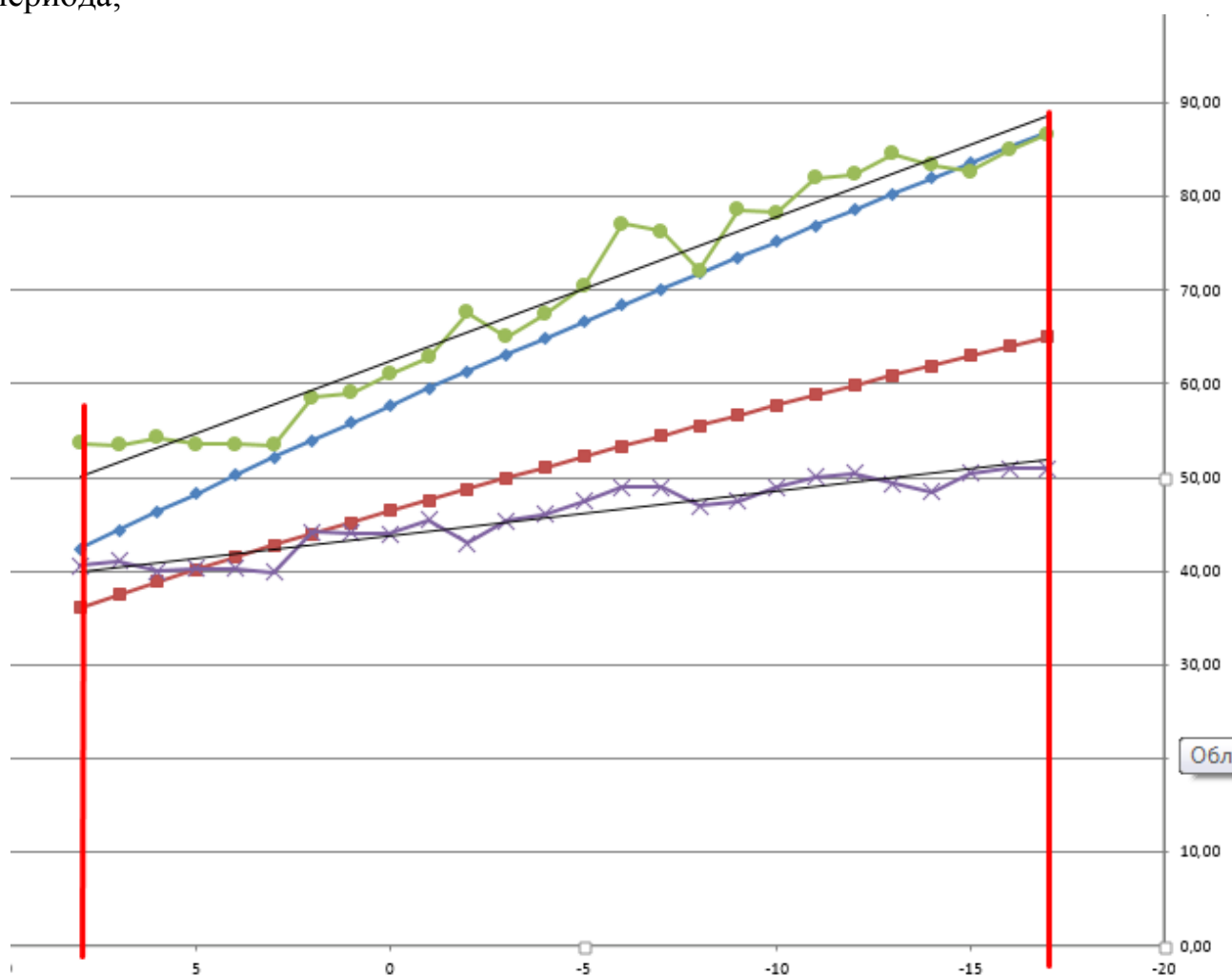


Рисунок 1 – Наглядные площади температурных графиков

h - сумма между минимальной и максимальной температурами окружающей среды (по модулю).

$$S = \frac{(t_{п.min} - t_{o.min}) + (t_{п.max} - t_{o.max})}{2} * (|t_{окр.min}| + |t_{окр.max}|)$$

$$S' = \frac{(t'_{п.min} - t'_{o.min}) + (t'_{п.max} - t'_{o.max})}{2} * (|t'_{окр.min}| + |t'_{окр.max}|)$$

$$k = \frac{\frac{(t_{п.min} - t_{o.min}) + (t_{п.max} - t_{o.max})}{2} * (|t_{окр.min}| + |t_{окр.max}|)}{\frac{(t'_{п.min} - t'_{o.min}) + (t'_{п.max} - t'_{o.max})}{2} * (|t'_{окр.min}| + |t'_{окр.max}|)}$$

$$k = \frac{\frac{(t_{п.min} - t_{о.min}) + (t_{п.max} - t_{о.max})}{2}}{\frac{(t'_{п.min} - t'_{о.min}) + (t'_{п.max} - t'_{о.max})}{2}}$$

$$k = \frac{(t_{п.min} - t_{о.min}) + (t_{п.max} - t_{о.max})}{(t'_{п.min} - t'_{о.min}) + (t'_{п.max} - t'_{о.max})}$$

где $t'_{п.min}$ и $t'_{о.min}$, $t'_{п.max}$ и $t'_{о.max}$ — температуры существующего температурного графика минимальные и максимальные поддающего и обратного трубопровода соответственно.

$t_{п.min}$ и $t_{о.min}$, $t_{п.max}$ и $t_{о.max}$ — температуры, отопительного сезона, температурного графика минимальные и максимальные поддающего и обратного трубопровода соответственно.

Если коэффициент $k < 0,9$, следовательно, котельная не поставляет достаточное количество тепла потребителю, что приводит к увеличению тепловых потерь, коррозии металлов и уменьшению объемов реализации тепла.

Если коэффициент $k > 1,1$, следовательно, котельная выдает больше тепла и перетапливает потребителей или температура обратного трубопровода сильно занижена, что приведет к жалобам потребителей, а также увеличивает расход топлива и электроэнергии циркуляционными насосами.

Если коэффициент $0,9 < k < 1,1$ то котельная работает в допустимом режиме, при котором удельное потребление топлива и электроэнергии с тепловыми потерями и реализацией тепла является рациональным.

Правильное отслеживание соответствия текущего режима к температурному графику позволит экономить топливо и электроэнергию, а также уменьшит вероятность «перетопа» и «недотопа» потребителей.

Литература

1. Грубов, А.В. Анализ причин, вызывающих необходимость проведения эксплуатационных очисток водогрейных котлов на районных котельных.
2. Киселев Н.Н., Житко О.Л. Факторы, влияющие на температуру обратной сетевой воды // Новости теплоснабжения, 10 (206), 2017.
3. Жанэ, А.Д. Температурный график в отношениях ресурсоснабжения.
4. Положение о разработке, согласовании и утверждении нормативно-технических документов по топливоиспользованию: РД 34.09.154-95.— М.: СПО ОРГРЭС, 1995.

МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЛА ТВГ-8М С ЗАМЕНОЙ КРУГЛЫХ ТРУБ НА ОВАЛЬНЫЕ В КОНВЕКТИВНОЙ ЧАСТИ

Гребенюк А.А. Сафонова Е.К.

Донецкий национальный технический университет

Котел ТВГ-8М по своим техническим характеристикам удовлетворяет требованиям, подходящим к оборудованию для многих котельных. Применяется для снабжения горячей водой и отопления населенных пунктов. В качестве топлива используется природный газ. Температура воды в нем не превышает 150 °С, что соответствует сетевому отоплению.

Котел состоит из 2 отдельно совмещенных частей: конвективной и радиационной поверхностей нагрева (рис.1). Конвективная поверхность размещена в газоходе. Представляет собой экономайзер. Он состоит из 16 секций. Трубки диаметром 28х3мм вваренные в вертикальные экраны диаметром 57х3мм, расположены за распределительной перегородкой. Радиационная поверхность нагрева состоит из 5 вертикальных топочных экранов и одного потолочного, переходящего во фронтонной.

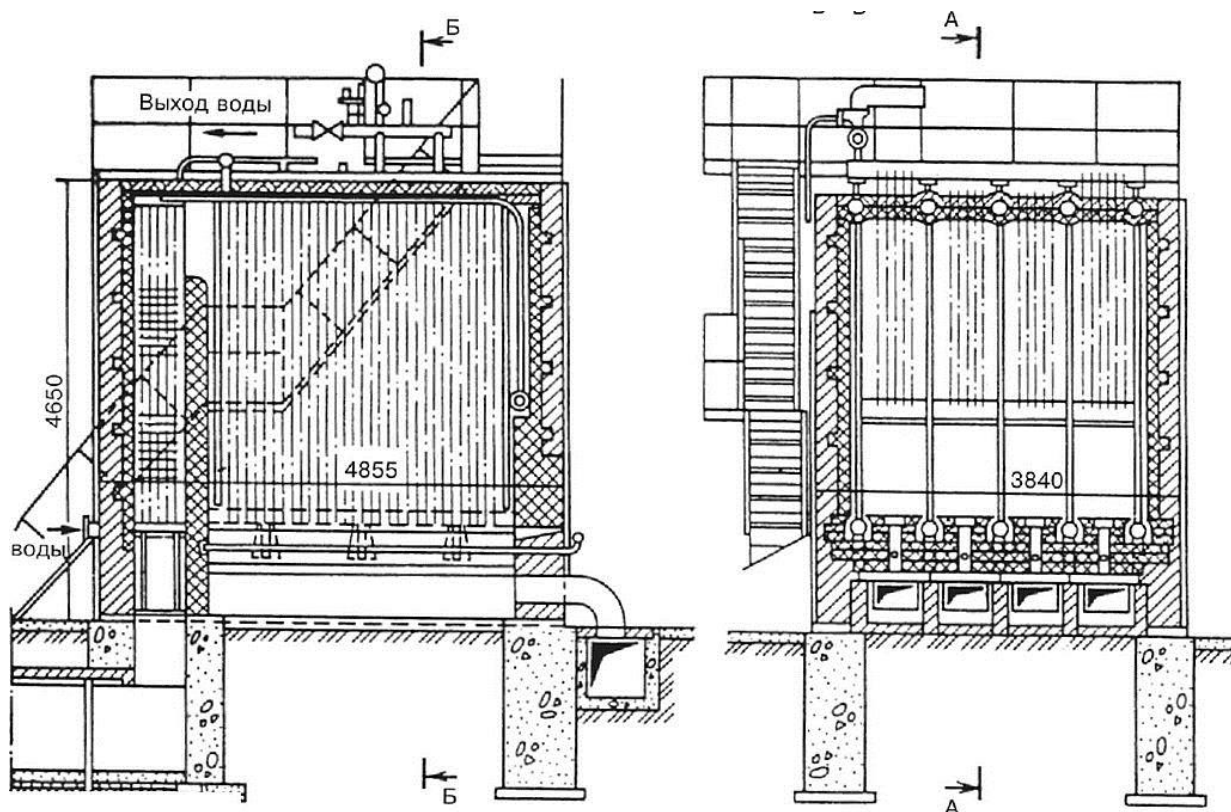


Рисунок 1 – Конструкция котла ТВГ-8М

Проблемой в данном котле является мало модернизированная конвективная часть котла. Большое количество не использованной температуры дымовых газов после топочного пространства.

Для решения задачи по модернизации предлагается замена круглых труб на овальные в конвективной части котла, что приведет к увеличению КПД котла, снижению расхода газа и большему использованию полезного тепла после топочных экранов.

Трубы, выполненные из различных материалов, представляют собой современный профильный продукт металлопроката. Их основная отличительная черта – сечение в виде эллипса (овала) (рис.2).

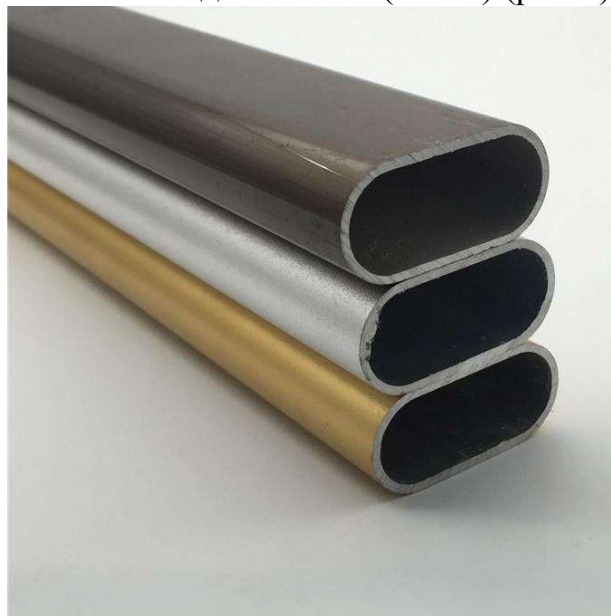


Рисунок 2 – Овальные трубы

Технический диаметр труб в конвективных поверхностях 28x3мм. Выбирая соответствующий эквивалентный диаметр для овальных труб, мы получаем, что пропускная способность труб остается неизменной, но при этом увеличивается периметр.

В таблице 1 приведено сравнение показателей работы котла до и после модернизации.

Таблица 1 – Сравнение показателей котла до и после модернизации

Показатель	Значение до модернизации	Значение после модернизации
КПД, η	90,2 %	91,4 %
Расход топлива, B	0,33 м ³ /с	0,31 м ³ /с
Потери тепла с уходящими газами, q_2	7,65 %	6,52 %
Температуры газов на выходе из конвективной части котла, $g_{\text{вых}}$	175 °С	160 °С
Поверхность нагрева конвективной части котла, H_U	110 м ²	210 м ²
Температура воды на выходе из конвективных поверхностей нагрева, $t''_{\text{вых}}$	78 °С	86 °С

При проектировании района города размещается котельная с данными котлами. Обеспечение жителей отоплением и горячей водой укажет, насколько целесообразно введение новых модернизаций котельного оборудования.

На рисунке 3 представлен график потребления теплоты на отопление и горячее водоснабжение жилых и общественных зданий района.

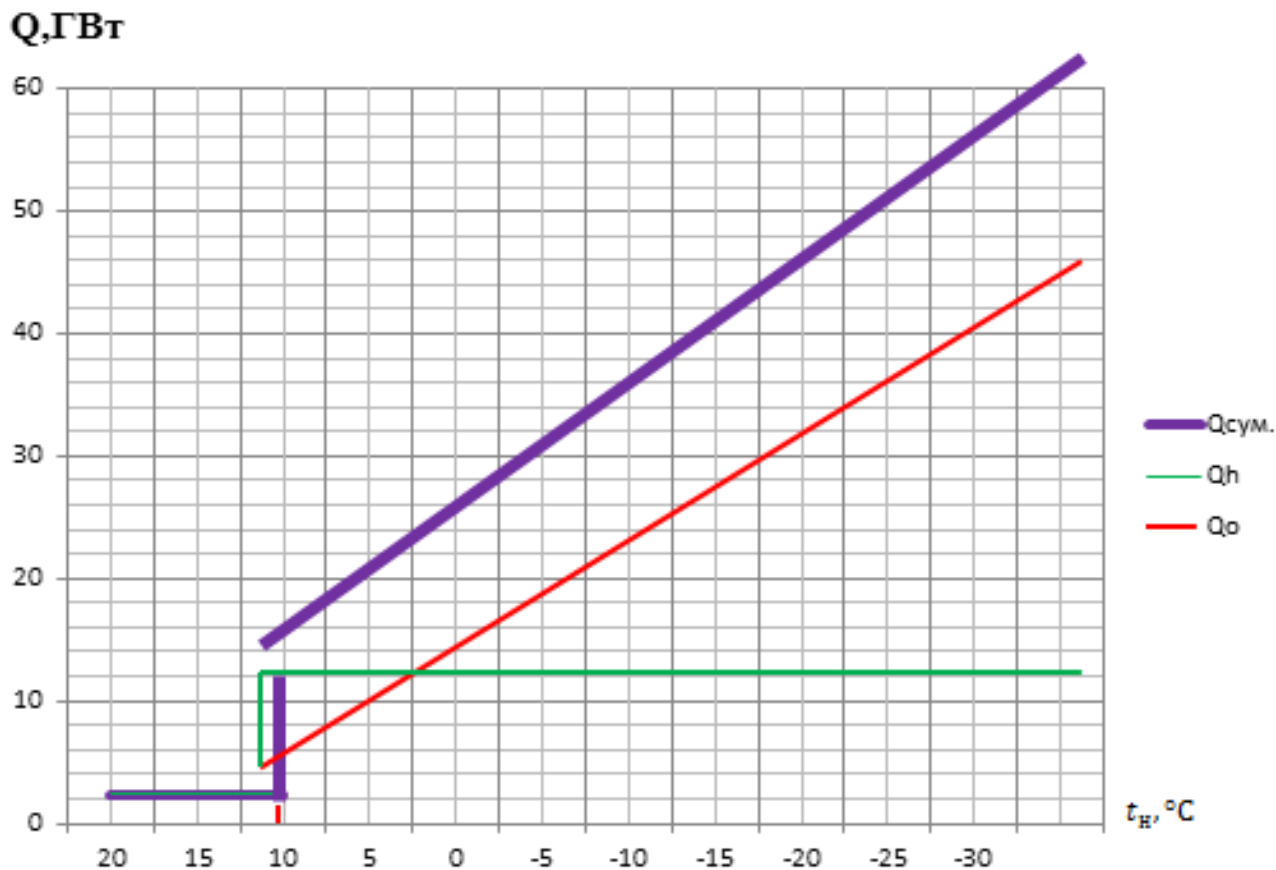


Рисунок 3 - График потребления теплоты на отопление и горячее водоснабжение жилых и общественных зданий района.

Из графиков тепловых нагрузок (рис.3) видно, что тепловые нагрузки на отопление сильно зависят от температуры наружного воздуха; нагрузки на ГВС, напротив, практически не изменяются на протяжении года.

В результате выполненных исследований было выполнено экономическое обоснование предлагаемой реконструкции, которое показало, что замена труб привела к годовой экономии топлива в размере 179,262 тыс.руб. за окупаемый период времени в 157 дней, экономическая эффективность оценена в 101,502 тыс.руб..

В таблице 2 представлены результаты расчетов выбросов вредных газообразных веществ после модернизации

В таблице 3 представлены результаты расчетов секундных выбросов окислов азота и углерода.

Таблица 2 – Расчет выбросов вредных газообразных веществ после модернизации

Показатель	Численное значение
Суммарное количество оксидов азота, M_{NO_2}	0,43 г/с
Суммарное количество оксида углерода, M_{CO}	0,0026 г/с
Выход оксида углерода, C_{CO}	8,57 г/м ³
Расход топлива, B_p	0,31 м ³ /с

Таблица 3 - Результаты расчетов секундных выбросов

До модернизации	После модернизации
$B_p = 0,33 \frac{M^3}{c}$	$B_p' = 0,31 \frac{M^3}{c}$
$M_{CO} = 0,0028 \frac{г}{c}$	$M_{CO}' = 0,0026 \frac{г}{c}$
$M_{NO_2} = 0,46 \frac{г}{c}$	$M_{NO_2}' = 0,43 \frac{г}{c}$

Загрязнению атмосферы угрожает выпадение вредных газообразных веществ на почву и растительный мир. Для решения данных угроз в котельной используется железобетонная дымовая труба высотой 40м, которая рассеивает опасные вещества в воздушную область.

Таким образом, согласно полученным данным, можно сделать вывод о том, что модернизация котлов была направлена на улучшение качества работы котла.

Литература:

1. Тепловой расчет котельных агрегатов. Нормативный метод. -М.: Энергия, 1973. -296 с.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ В ТЕПЛОАККУМУЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Токарева Л.А., Мирошниченко О.А., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет

Одним из условий комфорта в жилом помещении является поддержание комфортной температуры воздуха в отапливаемых помещениях. При продолжительности отопительного периода более 6 месяцев также наблюдается наличие продолжительных переходных периодов – осенне-весенние периоды. При наличии постоянного и надёжного доступа к природному газу по приемлемым ценам проблемы поддержания нужных комфортных условий не существует.

В случае отсутствия возможности использования природного газа для отопления частного дома по любым причинам острой становится проблема поиска источника энергии. Для нашего региона типичным является использование твёрдотопливных котельных агрегатов, электрической энергии и тепловых насосов (использование бытовых кондиционеров в режиме отопления). Все приведенные варианты имеют ряд существенных недостатков. Так, например, использование электрической энергии является наиболее затратным из предлагаемых вариантов. [1-3]

Естественной необходимостью является решение по увеличению эффективности и экономичности системы отопления за счёт обеспечения равномерности его работы. Стандартная схема с твёрдотопливным котельным агрегатом является цикличной по сути своей работы – это связано с цикличностью загрузки топлива. То есть, будут присутствовать периоды набора мощности («пик») и период остывания («провал»). При работе в пиковом режиме обычно возникает избыток тепловой энергии, который будет неостребованным (возникает «перетоп») или выведен в окружающую среду (например за счёт увеличения инфильтрации). При наличии обслуживающего персонала этот процесс можно частично нивелировать, но это требует постоянного контроля. Техническим решением проблемы неравномерности и контроля является установка более дорогостоящего котельного оборудования, обеспечивающего поддержание длительного режима горения. Однако данное оборудование требует наличия электрической энергии и квалифицированного сервисного обслуживания.

В случае использования электрических котельных агрегатов стоимость электрической энергии заставляет задуматься об использовании зонных тарифов, с использованием периода повышенного натопа в период низкой стоимости электроэнергии. Опять возникает необходимость накопления энергии в суточном выражении в том или ином виде.

Использование дополнительных источников энергии в виде солнечных коллекторов (как водяных, так и фотоэлектрических) также создаёт неравномерность выработки энергии (тепловой или электрической).

В результате рассмотренного выше возникает технологическая необходимость включения в работу специального устройства - бака-аккумулятора, который позволит использовать избыточную мощность существующего теплогенерирующего оборудования для нагрева теплоносителя, что обеспечит возможность её накопления с возможностью отдачи накопленной энергии по мере необходимости.

Установка баков-аккумуляторов не требует больших капитальных затрат, однако требует выделения дополнительного пространства для его размещения. При наличии специализированных мест установки котельного агрегата (например, котельные помещения) эта проблема легко решается, а при использовании настенных газовых котлов в кухонных помещениях может стать непреодолимым техническим ограничением.

В работе предлагается установка солнечных фотоэлектрических коллекторов для выработки электрической энергии для нужд электроснабжения потребителей, а её избыток отводится при помощи дополнительного электрического нагревателя (ТЭНа) на нагрев воды в баке-аккумуляторе.

К достоинствам рассматриваемой системы можно отнести возможность обеспечения работы базовых котельных агрегатов (твёрдотопливных) в стабильном режиме работы, что обеспечит эффективность использования энергоресурсов, а дополнительное поступление тепловой энергии позволит снизить её потребление от органического топлива. Это повысит коэффициент полезного действия котельного агрегата в частности, и всей системы теплоснабжения в целом.

Таким образом, установка фотоэлектрических панелей в совокупности с баками-аккумуляторами позволит одновременно решить проблемы энергоснабжения как по электрической энергии, так и тепловой.

Литература:

1. Колесниченко, Н. В. Перспективы использования мини-ТЭЦ с регулированием нагрузок на базе систем аккумуляции теплоты / Н. В. Колесниченко // Актуальные эколого-политологические аспекты современности : Сборник научных трудов II научно-практической конференции (в рамках XXVIII Моисеевских чтений. "Россия в XXI веке: глобальные вызовы, риски и решения"), Донецк, 03 марта 2020 года. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2020. – С. 47-52.

2. Обоснование целесообразности использования бака-аккумулятора для регулирования отопительной нагрузки газопоршневой мини-ТЭЦ / Н. В. Колесниченко, С. М. Сафьянц, А. Б. Бирюков, О. В. Литвинов // Вестник Ивановского государственного энергетического университета. – 2021. – № 1. – С. 21-30. – DOI 10.17588/2072-2672.2021.1.021-030.

3. Колесниченко, Н. В. Обеспечение безопасности систем централизованного теплоснабжения районных котельных с использованием баков-аккумуляторов / Н. В. Колесниченко, Д. Л. Безбородов, Ю. А. Боев // Вестник Академии гражданской защиты. – 2020. – № 2(22). – С. 36-41.

УСТАНОВКА ПРОТОЧНЫХ РАСШИРИТЕЛЬНЫХ БАКОВ - ЭФФЕКТИВНЫЙ СПОСОБ ПОДДЕРЖАНИЯ ДАВЛЕНИЯ В СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Тоткал Т.С., Барашин В.А., Салмаш И.Н.
Донецкий национальный технический университет

Существующие в настоящее время системы теплоснабжения в подавляющем числе основаны на передаче нагретого теплоносителя в виде воды (наиболее распространённый вариант) потребителю. Как известно, при изменении температуры теплоносителя происходит и изменение его физического объёма. Следовательно, поддержание расчётных параметров в системе теплоснабжения является основой надёжной работы как теплообменного оборудования, так и всей системы теплоснабжения [1].

Нештатные изменения объёмов прокачиваемого теплоносителя могут оказать негативное влияние как на экономичность, так и эффективность работы котельной. [2, 3] Так, разгерметизация трубопроводов приводят к увеличению утечек физических объёмов теплоносителя, что приводит к общему падению давления в системе теплоснабжения. При неоперативном устранении причин утечек может возникнуть ситуация с нехваткой объёмов подпиточной воды, которую система водоподготовки котельной готова обеспечить. Это приведёт к нарушению физико-химических характеристик теплоносителя, что также негативно сказывается на работе теплообменного оборудования.

При проведении ремонтных работ на системах транспорта в большинстве случаев требуется осуществлять сброс теплоносителя. Это приводит к снижению давления в связанных трубопроводах, что приводит к изменению геометрических размеров труб и попаданию воздуха (усилит коррозию на металлических поверхностях) не только на ремонтируемом участке.

Исходя из приведенного, следует закономерное следствие – создание технических решений, обеспечивающих поддержание постоянного избыточного давления теплоносителя в системе теплоснабжения является основополагающим фактором, обеспечивающим надёжность её работы. То есть, несмотря на режимы нагрева и охлаждения в каждой точке системы теплоснабжения должно поддерживаться расчётное избыточное давление, которое обеспечит снижение риска нарушения работы насосного оборудования, запорной и регулирующей арматуры, а также устранил возможность появления кавитации и вероятность попадания воздуха.

Увеличение температур теплоносителя в замкнутом объёме трубопроводов приводит к росту давления внутри них, что требует реализации мероприятий по компенсации давления или корректировкой объёма теплоносителя (сбросные клапана и станции поддержания давления) или установкой расширительных баков.

В индивидуальных системах теплоснабжения применяются системы с расширительными баками (атмосферного или избыточного давления), а в

работе централизованных систем теплоснабжения, как правило, используются системы, основанные на подаче дополнительного теплоносителя в систему подпиточными насосами (в ручном или автоматическом режиме).

Для коммунальных систем теплоснабжения малой и средней мощности (до 10 МВт) целесообразно рассмотреть возможность комбинированной системы гидрокомпенсации. Предлагается установка расширительных баков напорного типа, расположенных в каждом индивидуальном тепловом пункте у потребителей, а общее регулирование давления осуществлять при помощи автоматической станции поддержания давления, расположенной непосредственно на котельной. Такая система позволит значительно гладить колебания давления, которые могут быть вызваны практически любыми причинами. Кроме этого, при проведении ремонтных работ на отдельном участке (при его изолировании при помощи запорной арматуры) позволит не снижать давления в оставшейся системе до окончания ремонтных работ.

Для снижения количества соединений и расхода труб и фитингов предлагается установка проточных расширительных баков. Конкретное техническое решение должно определяться проектировщиками с привязкой к существующей схеме трубопроводов.

Таким образом, установка проточных расширительных баков в индивидуальных тепловых пунктах позволит нивелировать колебания давления в системах теплоснабжения, что положительно скажется на работе как теплообменного оборудования, так и трубопроводов.

Литература:

1. Саликов, Е. А. Надёжность работы теплообменного оборудования как фактор безопасности производственного процесса / Е. А. Саликов, Д. Л. Безбородов, Ю. А. Боев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : СБОРНИК ДОКЛАДОВ V международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, Донецк, 22 мая 2019 года* / Отв. ред. Кочура В.В.. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2019. – С. 289-290.

2. Скоробогатая, В. Э. Повышение эффективности работы системы теплоснабжения районной котельной / В. Э. Скоробогатая, Д. Л. Безбородов, Е. К. Сафонова // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : СБОРНИК ДОКЛАДОВ III международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, Донецк, 25 мая 2017 года* / Отв. ред. Кочура В.В.. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2017. – С. 207-210.

3. Сафонова, Е. К. К вопросу проведения энергетического обследования на водогрейных котельных / Е. К. Сафонова, А. С. Гнитиева, И. А. Леоненкова // *Донбасс будущего глазами молодых ученых : сборник материалов научно-технической конференции, Донецк, 19 ноября 2019 года* / ГОУВПО "Донецкий национальный технический университет". – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2019. – С. 56-58.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ НАРУЖНЫХ ТЕПЛОВЫХ СЕТЕЙ

Юрьев И.П., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

Эффективность эксплуатации тепловых сетей определяется величиной потерь и затрат энергии и теплоносителя при его транспортировке, экономическими показателями эксплуатации и показателями, связанными со снижением повреждаемости трубопроводов сетей.

В настоящее время существует довольно значительное количество показателей оценки эффективности систем теплоснабжения и их составляющих, разработанных на основе положений различных теорий. Но, за редким исключением, все они сложны для применения на практике и требуют большого числа замеров или при минимуме количество замеров не учитывают ключевые параметры, определяющие энергоэффективность работы тепловых сетей и систем теплоснабжения в целом. Это подтверждается следующими примерами.

Достоверность и точность нахождения тепловых потерь в сети централизованного теплоснабжения чрезвычайно важны, поскольку их численные значения в современной литературе имеют широкий диапазон [1]. Так, по данным [2] фактические теплотери (ФТП) составляют до 30% всей транспортируемой тепловой энергии, по другим, они в 5-9 раз превышают нормативные теплотери (НТП). На практике теплоснабжающие организации определяют величину ФТП в водяных тепловых сетях как разницу между отпущенной и реализованной тепловой энергией.

Анализ литературных источников по данному вопросу позволяет выделить три метода оценки тепловых потерь. Первый метод – это определение теплотери на основе опытных и экспериментальных данных, полученных в результате испытаний тепловых сетей. Этот метод самый достоверный, но на практике не всегда оказывается реализуемым из-за сложности выполнения требований эксперимента, особенно на тепловых сетях малой протяженности, поэтому его применяют в основном на магистральных теплопроводах, но теплотери в распределительных сетях намного больше [1].

Второй метод заключается в снятии показателей по приборам учёта у потребителя. По данному методу разработано несколько методик [2], однако, по разнице показаний между отпущенной тепловой энергией и зафиксированной у потребителя можно дать оценку лишь средним потерям по теплосети, определить потери на конкретной её части невозможно. Поэтому метод не представляет практического интереса, так как не позволяет выявить участок теплопровода с наибольшими потерями.

Третий метод определения тепловых потерь основан на результатах математического моделирования удельных потерь тепловой энергии, когда в процессе использования тепловой изоляции происходит изменение её свойств

[1, 3]. Результаты исследований [3, 4] показали, что на прирост тепловых потерь влияет не только проблема увлажнения изоляции, а и её физическое деградирование и повреждение целостности изоляционного слоя.

Таким образом, на сегодняшний день отсутствует универсальная методика определения ФТП в тепловых сетях, несмотря на то, что это задача определяет эффективность передачи тепловой энергии.

Кроме ФТП большое значение имеют НТП. Их правильное определение позволяет обосновать выбор мощности основного и вспомогательного оборудования, температурного графика тепловых сетей и структуры системы теплоснабжения с возможной её децентрализацией.

ФТП не должны превышать нормативное значение НТП при любом виде изоляции, это достигается за счёт разной толщины изоляционного слоя для разных видов изоляции. Однако это применимо лишь к изоляционному материалу типа минеральная вата, современные изоляционные материалы выпускаются с заводской толщиной (ППУ, ТИЛИТ и др.), изменить которую эксплуатирующие организации не могут, существующая методика не позволяет учитывать эти особенности.

Необходимо также отметить, что произвести объективное сравнение ФТП и НТП в тепловой сети сравнительно недавно было затруднительно в связи с отсутствием возможности определить точную величину фактических тепловых потерь, особенно в распределительных, внутриквартальных сетях. Только массовая установка приборов учёта тепловой энергии у потребителей и на источниках тепловой энергии позволила решить эту проблему.

В ситуации, когда есть все возможности и предпосылки для проведения тепловых испытаний, ФТП (Вт/м) в тепловой сети определяют, исходя из результатов тепловых испытаний:

$$\begin{aligned} q_{\text{под}} &= \frac{c \cdot (G_1 - 0,25 G_n) \cdot (t_{11} - t_{12})}{3600 \cdot L}, \\ q_{\text{обр}} &= \frac{c \cdot (G_1 - 0,75 G_n) \cdot (t_{21} - t_{22})}{3600 \cdot L}, \end{aligned} \quad (1)$$

где $q_{\text{под}}$, $q_{\text{обр}}$, - ФТП в прямом и обратном трубопроводах, Вт/м (кВт/м);

G_1 , G_n - усредненный расход сетевой воды соответственно в прямом трубопроводе и питательной воды, кг/ч;

t_{11} , t_{12} , t_{21} , t_{22} - усредненные температуры воды в начале и в конце подающего и обратного трубопроводов, соответственно, °С.

Коэффициенты 0,25 и 0,75 характеризуют относительное количество питательной воды в прямом и обратном трубопроводах.

Таким образом, анализ результатов тепловых испытаний тепловой сети проводится с целью определения ФТП в тепловой сети с дальнейшей их оценкой путем сравнения с проектными и нормативными потерями. После этого определяется коэффициент превышения ФТП K_{ϕ} над нормативными.

В качестве примера рассмотрим результаты тепловых испытаний участков тепловой сети, теплоснабжение по которому осуществляется от котельной

филиала «Донецктеплосеть» ГУП ДНР «ДОНБАССТЕПЛОЭНЕРГО», расположенной в одном из микрорайонов г. Донецка. Общая протяженность тепловых сетей котельной составляет 132 км. Ежегодно планируется замена 4км труб на тепловых сетях котельной, поэтому расчет годовой экономии тепловой энергии выполнен для 4 км изолирования заменяемых труб при использовании изоляции из пенополиуретана (ППУ).

Тепловые испытания по определению ФТП надземных и подземных трубопроводов тепловых сетей с различными типами прокладки, подключенных к указанной котельной, проводились на нескольких участках тепловых сетей. Основные параметры тепловых испытаний на всех участках определялись расчётным путём согласно [5]. В ходе тепловых испытаний измерялись: расход воды, циркулирующей по испытываемому кольцу; расход подпиточной воды; температура воды в точках наблюдения.

В результате испытаний определены ФТП для каждого из участков испытываемого кольца, а также отдельно для подающего и обратного трубопроводов, и произведен расчёт ФТП этих участках. Полученные значения тепловых потерь по каждому испытанному участку пересчитывались на среднегодовые условия работы тепловой сети для сравнения с нормативными значениями, принятыми в теплотрассах «Донецктеплосеть».

Установлено, что ФТП для подземной прокладки превышают нормативные в 1,97-3,59 раза, а для надземной - в 5-11 раз:

- потери тепла на 1 км тепловой сети ($Q_{\text{кис}}$) по нормам «Донецктеплосеть» составляют 13,42%, что соответствует 172,25 Гкал/год:

$$Q_{\text{кис}} = \frac{Q_{\text{отп}} \cdot 13,42}{100 \cdot L} = \frac{169428 \cdot 13,42}{100 \cdot 132} = 172,25 \text{ Гкал/год.}$$

где $Q_{\text{отп}}=169428$ Гкал/год - отпускаемая тепловая энергия (по данным «Донецктеплосеть»);

L - общая протяженность тепловых сетей, $L=132$ км;

- ФТП в неизолированных или плохо изолированных трубопроводах составляют 20%, что соответствует $Q_{\text{ф}}=256,71$ Гкал/год;

- ФТП в трубопроводах, изолированных ППУ изоляцией, составляют 2%, что соответствует $Q_{\text{ф}}=25,67$ Гкал/год.

Снижение ФТП на 1 км теплотрассы составило по сравнению с НТП при применении ППУ: $\Delta_1=146,58$ Гкал/г; по сравнению с ФТП: $\Delta_2=231,04$ Гкал/год.

Основным показателем тепловой эффективности тепловой сети являются теплопотери с наружной поверхности изолированными трубопроводами при бесканальной, канальной или воздушной прокладке, а также срок эксплуатации тепловой изоляции. Исходя из этих показателей высчитывают проектное значение КПД тепловой изоляции теплопроводов по формуле: $\eta_{\text{из}}^{\text{п}} = (Q_{\text{тр}} - Q_{\text{из}}) / Q_{\text{тр}}$, где $Q_{\text{тр}}$ - теплопотери неизолированного теплопровода; $Q_{\text{из}}$ - теплопотери изолированного теплопровода.

Проектные значения КПД тепловой изоляции тепловых сетей принимают на уровне $\eta=0,9...0,95$. В нашем случае при применении ППУ КПД тепловой

изоляции составит: $\eta_{\text{из}}^{\text{н}} = (172,25 - 25,67)/172,25 = 0,85$. В КПД изоляции тепловых сетей, рассчитанные в соответствии с ФТП, при применении ППУ изоляции составит: $\eta_{\text{из}}^{\text{ф}} = (256,71 - 25,67)/256,71 = 0,9$. Сравнение полученных значений КПД использования тепловой изоляции при расчетах по НТП и ФТП показывает, что они различаются между собой на 5%. При этом значения коэффициента $K_{\text{ф}}$ превышения фактических потерь тепла над нормативными значениями на неизолированном теплопроводе: $K_{\text{ф}} = 256,71/172,25 = 1,49$, на изолированном теплопроводе: $K_{\text{ф}} = 231,04/146,58 = 1,58$.

Это означает, что НТП были занижены минимум на 6% ($1 - 1,49/1,58 = 0,94$), что подтверждается анализом данных проведенных тепловых испытаний (фактические потери тепла в неизолированных или при плохо изолированных трубопроводах 20% при нормативных 13,4%).

Таким образом, представленный в работе коэффициент $K_{\text{ф}}$ учитывает фактические режимы эксплуатации тепловых сетей, коэффициент прост для расчетов и требует минимального количества несложных измерений и приборов для оценки его реальных и достоверных значений.

Коэффициент $K_{\text{ф}}$ превышения фактических потерь тепла над нормативными значениями можно использовать в практических целях для анализа энергоэффективности тепловых сетей при энергетических обследованиях, а также при целевом энергетическом мониторинге в системах энергетического менеджмента для отслеживания эффекта от внедренных энергосберегающих мероприятий.

Литература:

1. Халецкая О. А., Гридин С. В., Сафьянц С. М. Решение задачи высокоточного определения спада температуры теплоносителя при его транспорте по элементам тепловых сетей // *Металлургия XXI столетия глазами молодых/ Материалы III Международной научно-практической конференции студентов.* – Донецк: ДОННТУ, 2017. С. 193-195.

2. Байбаков С. А., Тимошкин А. С. Методики определения и оценки фактических потерь через изоляцию в водяных сетях систем централизованного теплоснабжения без отключения потребителей // *Новости теплоснабжения.* 2009. № 5. С. 38-44.

3. Определение необходимой толщины теплоизоляционного слоя Сафьянц С. М., Патана Ю. Р., Гридин С. В. *Вестник Донецкого национального университета. Серия Г: Технические науки.* 2020. № 4. С. 68-72.

4. Халецкая О. А., Гридин С.В. Оценка температурных полей подземных теплопроводов // *Металлургия XXI столетия глазами молодых. Сборник докладов Международной научно-практической конференции студентов.* Отв. ред. Кочура В.В., 2015. - С. 97-98.

5. СП 124.13330.2012. Тепловые сети / Актуализированная редакция СНиП 41-02-2003 - М.: Изд-во стандартов, 2012. - 74 с.

ПЕРВИЧНЫЕ НАВЫКИ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЫ КАК ОСНОВА ПРАКТИЧЕСКОЙ ПОДГОТОВКИ ИНЖЕНЕРОВ- ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКОВ

Боровская А.В., Безбородов Д.Л., Салмаш И.Н.
Донецкий национальный технический университет

В 2020 году приказом Министерства науки и высшего образования РФ и Министерства просвещения РФ №885/390 «О практической подготовке обучающихся» определено понятие «практическая подготовка» обучающихся, которая внесена в 2019 году в статью 2 Федерального закона от 29.12.2012 №273-ФЗ «Об образовании в Российской Федерации». Определяется, что «практическая подготовка» связана с формированием, развитием и закреплением практических навыков во время освоения образовательной программы.

Учебным планом подготовки бакалавров по направлению подготовки 13.03.01 Теплоэнергетика и теплотехника для формирования основ будущей профессиональной деятельности предусматривается прохождение учебной практики по получению первичных навыков научно-исследовательской работы, что соответствует требованиям соответствующего федерального государственного образовательного стандарта высшего образования. В 2024 году заданием для исследования определялось в виде исследования гидродинамических показателей истечения жидкости через сопло произвольной формы.

В сфере теплоэнергетики поддержание гидравлических режимов является основой правильной работоспособности всей системы теплоснабжения в целом. Одним из наиболее распространённых теплоносителей, используемых в производственном и коммунальном сегментах является жидкий теплоноситель – вода. Следовательно, понимание основ и физических принципов, описывающих взаимосвязи параметров теплоносителей позволят более эффективно управлять, проектировать, оценивать показатели эффективности работы систем энергоснабжения будущим инженерам-теплоэнергетикам.

В рамках учебной практики разработано задание, позволяющее осуществить практическую «привязку» теоретических знаний, полученных в ранее освоенных курсах: «Высшая математика», «Инженерная и компьютерная графика» и «Информатика». В качестве практического примера моделируется ситуация разгерметизации трубопровода с физической потерей теплоносителя, истекающего через отверстие (сопло) произвольной формы. Практическое задание, позволяющее связать «теорию» с «практикой» заключается в сравнении методов оценки физических параметров возникающей струи. В результате использования трёх различных методов оценки геометрических параметров истечения (длины, высоты, площади ограниченной струей) можно разработать практические методы оценки фактических объёмов потерь теплоносителя, что положительно скажется при дальнейшем становлении

специалиста в области теплоэнергетики.

Полученные теоретические знания и практические навыки позволят более эффективно подходить к изучению профильных дисциплин (например, «Математические методы в инженерии», «Инженерные методы эксперимента и САПР») и выполнения индивидуальных заданий по научно-исследовательской работе студентов.

Понимание особенностей применения теоретических знаний в области движения теплоносителя позволяет решать такие практические задачи как изменение температур теплоносителя при его движении по тепловым сетям с учётом нормируемых и фактических утечек [1], оценки температурных полей подземных теплопроводов как с учётом физических потерь теплоносителя, так и без них [2], так и вопросы прогнозирования тепловых нагрузок [3] и расходов энергоресурсов для работы систем энергоснабжения.

Таким образом, прикладное применение теоретических знаний позволяет более эффективно осваивать профильные дисциплины, а также более гармонично входить в производственный процесс с уже имеющимся базовым уровнем практической подготовки. Понимание практических аспектов будущей производственной деятельности позволяет молодым специалистам приступать к ней без испытательных сроков и позволяет обеспечить хороший старт для карьерного роста.

Литература:

1. Халецкая, О. А. Решение задачи высокоточного определения спада температуры теплоносителя при его транспорте по элементам тепловых сетей / О. А. Халецкая, С. В. Гридин, С. М. Сафьянц // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : СБОРНИК ДОКЛАДОВ III международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, Донецк, 25 мая 2017 года* / Отв. ред. Кочура В.В.. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2017. – С. 196-199.

2. Халецкая, О. А. Оценка температурных полей подземных теплопроводов / О. А. Халецкая, С. В. Гридин // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : СБОРНИК ДОКЛАДОВ Международной научно-практической конференции студентов, Донецк, 21 мая 2015 года* / Отв. ред. Кочура В.В.. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2015. – С. 97-98.

3. Квашенко, А. А. Прогнозирование тепловых нагрузок при фактических условиях окружающей среды / А. А. Квашенко, Е. Г. Малыхин, Д. Л. Безбородов // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : Материалы VI Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов: сборник докладов, Донецк, 26–27 мая 2020 года* / Редколлегия: С.М. Сафьянц (пред.) [и др.]. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2020. – С. 305-307.

ЭКОЛОГИЯ, РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ



ОЗДОРОВЛЕНИЕ УСЛОВИЙ ТРУДА В АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ЦЕХАХ

Бутков Д.В., Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Оздоровление условий труда в аглодоменном производстве имеет первостепенное значение для обеспечения здоровья и безопасности работников, а также повышения эффективности производства. Агломерация является одним из наиболее вредных и опасных процессов в металлургической промышленности - все стадии производства агломерата сопровождаются выделением большого количества пыли, вредных газов, а также неблагоприятной шумовой обстановкой.

В агломерационных цехах многих предприятий условия труда остаются неудовлетворительными. Концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны превышают предельно допустимые значения, уровень шума и вибрации высок. Санитарно-гигиенические исследования, проведенные в агломерационных цехах [1, 2] показали, что температура воздуха в помещениях агломерационных лент в летнее время колеблется в пределах 25-47°, содержание окиси углерода у зажигательного горна - 0,02-0,06 мг/л и в середине помещения между машинами - в пределах 0,016-0,04 мг/л. Запыленность воздуха вблизи хвостовой части машины составляет 11-68 мг/м³, у зажигательного горна - 20,7-41,4 мг/м³, а при процессах подготовки компонентов шихты для агломерации может достигать до 72,5 мг/м³; интенсивность лучистой энергии – 1760-2520 Вт/м².

Удручающие факты рисков канцерогенных заболеваний у работников аглодоменных цехов приведены в [3]:

1. Канцерогенными факторами в агломерационных и доменных цехах являются ископаемые угли и углепородные пыли с содержанием свободного диоксида кремния до 5 %, формальдегида, бенз(а)пирена.

2. В агломерационном цехе на рабочих местах бункеровщика, дозировщика, дробильщика неприемлемый для профессиональных групп канцерогенный риск ($\geq 1,0 \times 10^{-3}$) формируется при стаже работы более 22 лет.

3. В доменном цехе неприемлемый канцерогенный риск ($\geq 1,0 \times 10^{-3}$) формируется при стаже работы более 17 лет.

Таким образом, для аглоцехов крайне необходимо комплексное оздоровление условий труда с использованием современных технологий и организационных мероприятий. Это позволит улучшить состояние здоровья работников, повысить их трудоспособность и эффективность производства, а также снизить негативное воздействие на окружающую среду.

Технологический процесс агломерации включает подготовку сырья, его дозирование, смешение, увлажнение, укладку агломерационной шихты на агломашину, зажигание и спекание шихты, охлаждение и грохочение готового агломерата.

При этом основными вредными и опасными факторами, воздействующими

на работников агломерационных цехов, являются:

- пыль (преимущественно оксиды железа, кремния, марганца) - выделяется на всех этапах технологического процесса, особенно при разгрузке и пересыпке материалов, а также при работе агломашины;

- газы (оксид углерода, диоксид азота, диоксид серы) - образуются при сгорании топлива и спекании шихты;

- шум - создается работающим оборудованием (агломашиной, грохотами, транспортерами) и газоотводящим трактом, эксгаустерами, циклонами;

- вибрация - передается от работающего оборудования на рабочие места;

- тепловое излучение - исходит от нагретых поверхностей агломашины и готового агломерата.

У работников агломерационных цехов чаще, чем у работников других профессий, развиваются профессиональные заболевания органов дыхания (пневмокониоз, хронический бронхит), сердечно-сосудистой системы (ишемическая болезнь сердца, гипертония), опорно-двигательного аппарата (остеохондроз, артрозы). Кроме того, у работников агломерационных цехов наблюдается снижение иммунитета, высокая заболеваемость простудными и инфекционными заболеваниями, высокий риск канцерогенных заболеваний.

Таким образом, условия труда в агломерационных цехах являются вредными и опасными и требуется проведение комплексных мероприятий по их оздоровлению путем реализации следующих мероприятий.

Во-первых, необходимо внедрение технических мероприятий по уменьшению выбросов пыли, газа и шума:

- установка современных пылеулавливающих устройств (электрофильтров, рукавных фильтров) на всех источниках пылевыделения;

- обезвреживание газообразных выбросов за счет использования скрубберов, адсорберов и других установок;

- герметизация технологического оборудования;

- использование увлажнения и аспирации для подавления пыли;

- использование шумопоглощающих материалов и конструкций для снижения уровня шума;

- экранирование горна агломашины.

Во-вторых, для кардинального улучшения условий труда необходима модернизация оборудования и технологических процессов:

- замена устаревшего оборудования на современное, более экологичное;

- модернизация агломашин с внедрением новых технологий спекания шихты;

- переход на использование более качественного сырья и топлива.

В-третьих, использование новых пылеулавливающих и шумопоглощающих материалов:

- применение высокоэффективных фильтровальных материалов для пылеулавливающих устройств;

- использование звукоизоляционных и звукопоглощающих материалов для снижения уровня шума.

В-четвертых, для снижения образования вредностей в агломерационных цехах требуется минимизация влияния человеческого фактора на производственные процессы за счет автоматизации и механизации производственных процессов и внедрения прогрессивных технологий агломерации:

- автоматизация и механизация производственных процессов позволит удалить работников из опасных зон;
- применение дистанционного управления оборудованием;
- использование новых технологий агломерации, позволяющих снизить образование пыли и газа (например, технология спекания в кипящем слое, рециркуляция агломерационных газов).

Кроме того, важно повысить эффективность организационных мероприятий, в частности:

- диагностика и профилактика профессиональных заболеваний, предусматривающая регулярные медицинские осмотры работников, проведение профилактических мероприятий, раннее выявление и лечение профессиональных заболеваний;

- оптимизация режимов труда и отдыха за счет установления оптимального соотношения между временем работы и отдыха, предоставления дополнительных перерывов для работников, занятых на вредных работах;

- использование средств индивидуальной защиты (респираторы, наушники, защитные очки);

- информирование и обучение работников путем проведения инструктажей и обучения работников по вопросам охраны труда, ознакомление с вредными и опасными факторами и мерами защиты от них.

Реализация перечисленных мероприятий по оздоровлению условий труда в агломерационных цехах требует значительных финансовых затрат. Однако в долгосрочной перспективе эти затраты окупаются за счет:

1. Снижения заболеваемости и травматизма работников, что приводит к уменьшению затрат на лечение и компенсации.

2. Повышения производительности труда и качества продукции.

3. Улучшения имиджа предприятия и привлечения квалифицированных работников.

4. Соответствия требованиям природоохранного законодательства и снижения штрафов за загрязнение окружающей среды.

Таким образом, оздоровление условий труда в агломерационных цехах не только улучшает состояние здоровья работников, но и имеет значительный экономический эффект для предприятия.

Реализация комплексной программы по оздоровлению условий труда в агломерационных цехах позволит достичь значительных положительных результатов. Снижение концентраций вредных веществ в воздухе рабочей зоны, уровня шума и вибрации, улучшение освещенности и повышение эффективности средств индивидуальной защиты ведут к улучшению состояния здоровья работников, повышению производительности труда, а кроме того к

снижению негативного воздействия на окружающую среду.

Перспективы дальнейшего совершенствования условий труда в аглоцехах связаны с внедрением новых технологий и оборудования, позволяющих минимизировать воздействие вредных и опасных факторов на работников. Особое внимание следует уделить автоматизации и роботизации производственных процессов, что позволит снизить риски для здоровья работников.

Оздоровление условий труда промышленных предприятий, в том числе в агломерационных цехах металлургических заводов, имеет большое значение для социально-экономического развития Донбасса. Здоровье работников предприятий является основой для развития промышленности, повышения производительности труда и улучшения качества жизни населения региона. Кроме того, улучшение условий труда способствует снижению социальной напряженности и повышению имиджа металлургических предприятий как социально-ответственных работодателей.

Литература:

1. Условия труда и вредные факторы на агломерационных фабриках черной металлургии / URL: https://meduniver.com/Medical/gigiena_truda/223.html (дата обращения: 01.05.2024).

2. Амангельдин С.К. Гигиеническая эффективность мероприятий по оздоровлению условий труда на агломерационных фабриках черной металлургии / С.К. Амангельдин, В.О. Кобер, Ш.К. Кабаев // Гигиена и санитария. - 1991. - №8. – с. 24-27.

3. Оценка канцерогенных рисков рабочих основных профессий агломерационного и доменного цехов / С. Ю. Гарькуша, О. В. Кишка, Е. А. Федорова [и др.] // Актуальные вопросы современной медицинской науки и здравоохранения : Сборник статей VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов , Екатеринбург, 17–18 мая 2022 года. – Екатеринбург: ФГБОУ ВО «Уральский государственный медицинский университет» Министерства здравоохранения Российской Федерации, 2022. – С. 674-678.

О ПРОВЕДЕНИЯ АНАЛИЗА ЭЛЕМЕНТНОГО СОСТАВА УГЛЕРОДНЫХ МАТЕРИАЛОВ С ПОМОЩЬЮ АНАЛИЗАТОРА УГЛЕРОДА И СЕРЫ CS-3000

Платова О.К., Дедовец И.Г.
Донецкий национальный технический университет

Уголь, который является основным сырьем на коксохимических заводах, существенно влияет на качество и свойства кокса и сопутствующих продуктов.

Возможность использования угля для коксования зависит от содержания в нем углерода, общего количества серы и ее различных форм. Формы серы практически во всех случаях играют важную роль при оценке твердого топлива.

Сера содержится в угле в виде разнообразных соединений, которые составляют органическую и минеральную части ископаемого топлива. Сера попадает в уголь в процессе разложения растительных остатков и из окружающих горных пород [1].

Все соединения серы способны негативно влиять на термическую переработку твердого ископаемого топлива, вызывая технические и экологические проблемы. Сера из угля попадает во все образовавшиеся продукты коксования, сильно влияя на их свойства. Например, ухудшается качество кокса, уменьшается его прочность, что приводит к ограничению его применение для получения металла. Помимо этого, возникают такие проблемы как загрязнение полупродуктов, коррозия оборудования, загрязнение воздуха.

В результате обновления оборудования на кафедру «Химическая технология топлива» поступил прибор «Анализатор углерода и серы CS-3000». Проведение анализа с использованием такого оборудования является инновационным и эффективным способом проведения элементного анализа.

Одним из главных достоинств анализатора является время проведения анализа. Среднее значение времени измерения составляет 40 секунд, что намного быстрее и выгоднее самого известного метода определения серы в углях – метода Эшка, время проведения которого доходит до 6 часов [2].

Однако при работе на новом оборудовании может возникнуть проблема с материалами, в которых содержится большая концентрация углерода. Примерами таких материалов являются уголь и продукты коксования. Проблема связана с предельным количеством продуктов сгорания углерода, при котором прибор еще может нормально функционировать.

«Анализатор углерода и серы CS-3000» оснащен высокочастотной индукционной печью и четырьмя отдельными инфракрасными детекторными ячейками, которые могут измерять содержание углерода и серы различных концентраций в навеске.

Принцип работы анализатора заключается в сжигании образцов, помещенных в керамические тигли с последующим измерением содержания углерода и серы в газообразных продуктах сгорания (CO_2 и SO_2) методом инфракрасной абсорбции.

Полученные газообразные продукты анализируются на содержание углерода и серы через инфракрасное поглощение и теплопроводность продуктов сгорания соответственно. Результаты измерений отображаются на экране персонального компьютера.

Для получения точных результатов, нелинейный выходной сигнал инфракрасного детектора, полученный во время анализа инфракрасным детектором, требует линейной калибровки (рис. 1).

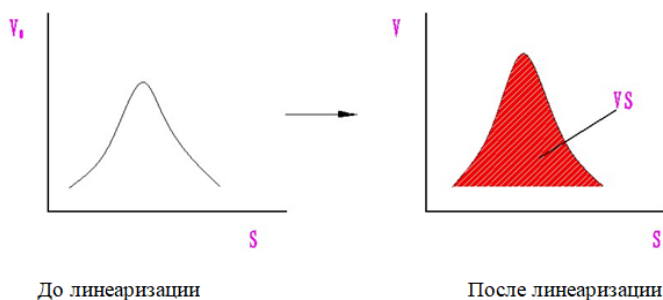


Рисунок 1 - Линейаризация инфракрасного сигнала обнаружения

Этот процесс включает в себя линейную корректировку каждого полученного выходного сигнала. Далее, с помощью двойного интегрального суммирования, вычисляются интегральные площади, которые соответствуют содержанию углерода и серы в образце. Таким образом рассчитывают массовые доли углерода и серы в исходном образце. После этого производится калибровка с использованием эталонного образца, чтобы установить связь между интегральными площадями и количеством углерода и серы в образце. Линия, которая отображена на дисплее, является кривой, пока не пройдет процесс линейаризации.

Наклон, полученный на изображении после калибровки эталонного образца, и отрезок, который отсекается на координатной оси, являются поправочным коэффициентом и значением холостой пробы для прибора соответственно.

Эти параметры позволяют достичь точности и стабильности результатов анализа за счет правильной калибровки анализатора и обеспечивают достоверное определение содержания углерода и серы в угольных образцах.

На рисунке 2 показано как отображается зависимость между интегральной площадью, которая вычисляется после линейаризации и калибровки эталонного образца, и содержанием углерода в образце. На графике по оси абсцисс отложена интегральная площадь (VS), а по оси ординат — содержание углерода в образце, выраженное в абсолютной массе определяемого вещества в миллиграммах.

После выполнения линейной калибровки и определения поправочного коэффициента, компьютер автоматически вычисляет процентное соотношение содержания углерода и серы и записывает в виде %C и %S соответственно.

Значение холостой пробы, определенное заранее, автоматически вычитается из результата измерений, чтобы исключить возникнувшие погрешности во время анализа.

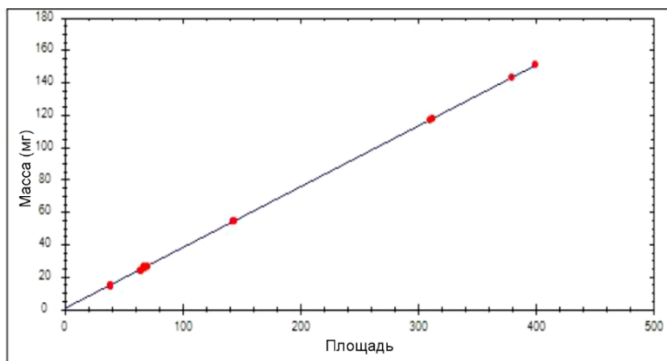


Рисунок 2 - Линейная взаимосвязь

«Анализатор углерода и серы CS-3000» оборудован схемой автоматической регулировки нуля, которая позволяет обеспечить стабильность базового инфракрасного сигнала перед каждым анализом образца. Это особенно важно, поскольку колебания базового инфракрасного сигнала могут повлиять на точность и достоверность результатов измерений.

Программное обеспечение анализатора позволяет установить определенный диапазон для автоматической регулировки нуля, чтобы обеспечить оптимальные условия для проведения анализа. Если базовый инфракрасный сигнал выходит за установленные пределы, образец не будет проанализирован, и оператор получит соответствующее уведомление о необходимости коррекции или повторного измерения.

В роли исследуемого вещества могут выступать различные вещества. Например, чугун, медь, керамика.

При проведении анализа углеродных материалов на содержание углерода и серы при помощи анализатора могут возникнуть сложности. Связано это с тем, что у оборудования диапазон измерения углерода составляет 0,0001 - 6 %, а его содержание в составе углей Донецкого бассейна в зависимости от марочного состава может составлять 76-96%. Следовательно, чтобы анализ прошел успешно, необходимо расширить диапазон измерения углерода.

Мы предлагаем расширить диапазон измерения путем изменения веса навески. Согласно техническим данным паспорта прибора «Настольный анализатор углерода и серы в твердых веществах NCS CS-3000 S/N K41122166», стандартный вес навески составляет 0,5 – 1,0 г. Для того, чтобы анализ прошел успешно и прибор работал в нормальных условиях, необходимо, чтобы продуктов сгорания углерода в обоих случаях было бы одинаково. Следовательно, вес угля должен быть в 16 раз меньше стандартного веса навески, что составляет 60 мг.

Исходя из руководства по эксплуатации «CS-3000. Анализатор углерода и серы» минимальная масса навески может составлять 40 мг. Следовательно, выбранный вес навески подходит для проведения анализа.

При изменении массы навески также изменяется и точность измерения серы. При стандартном весе навески диапазон измерения составляет 0,0001-30%. Следовательно, при 0,06 г навески точность измерения содержания серы уменьшается также примерно в 16 раз, что будет составлять 0,000006-1,8%.

Согласно руководству по эксплуатации «CS-3000. Анализатор углерода и серы» при проведении анализа на содержание серы дополнительно добавляют к пробе железный акселератор массой приблизительно 0,1 г. Это означает, что

масса навески будет составлять 0,16 г, а точность измерения содержания серы – 0,000016-4,8%.

В таблице 1 представлены показатели содержания серы на действующих шахтах ДНР.

Таблица 1 – Содержание серы на предприятиях ДНР

Марка угля	Показатель серы, %
«Шахта Комсомолец Донбасса»	
пласт l ₇	1,7
пласт l ₆	1,8
пласт l ₄	5,2
пласт l ₃	1,23
ООО «Углеком»	
пласт m ₃	3
пласт l ₆	1,3
ООО «Горняк - 95»	
пласт k ₃	0,7
пласт k ₄	0,6
пласт k ₈	1,0
Шахта «им. Лутугина»	
пласт h ₇	1,0

Проанализировав таблицу 1, можно сделать вывод, что в большинстве случаев прибор вполне годится для определения таких показателей с приемлемой точностью.

В заключении можно сказать, что проведение измерения содержания углерода и серы в углях с применением оборудования «Анализатор углерода и серы CS-3000» возможен при выполнении следующих условий:

- 1) при определении углерода масса навески должна составлять 60 мг;
- 2) при определении серы необходимо добавлять 0,1 г железного акселератора.

Литература:

1. Авгушевич, И.В. Стандартные методы испытания углей. Классификации углей / И.В. Авгушевич, Е.И. Сидорук, Т.М. Броневец: – М.: «Реклама мастер», 2019. – 576 с.

2. ГОСТ 8606–2015 (ISO 334:2013). Топливо твердое минеральное. Определение общей серы. Метод Эшка: утвержден и введен в действие Межгосударственным Советом по стандартизации, метрологии и сертификации от 27.10.2015 № 81-П: дата введения 2017-04-01.

3. Паспорт. Настольный анализатор углерода и серы в твердых веществах NCS CS-3000. – 6 с.

4. Руководство по эксплуатации. Высокочастотный инфракрасный анализатор углерода и серы: - NCS TESTING TECHNOLOGY CO, LTD. – 39 с.

ПРИМЕНЕНИЕ МОКРОГО СПОСОБА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ДНР

Колодова М.А., Дедовец И.Г.

Донецкий национальный технический университет

Угольная промышленность - одна из перспективных отраслей мирового потребления. Она направлена на добычу, обогащение и переработку каменного и бурого угля, который, в свою очередь, является наиболее доступным топливом.

Добываемый в шахтах и на разрезах уголь имеет много примесей и не соответствует требованиям потребителей по основным качественным характеристикам: влажности, зольности, теплоте сгорания и спекающимся свойствам. Повышение качества «черного золота» в современных условиях возможно только с применением методов обогащения, которые позволяют получать высококачественный уголь, востребованный как на внутреннем, так и на внешнем рынках.

Обогащение угля представляет собой процесс, состоящий из нескольких технологических операций обработки: подготовительный, основной и заключительный, в результате которых в конечном продукте уменьшается содержание минеральных примесей, снижающих прочность кокса.

На первом - подготовительном этапе, каменный уголь разделяется по крупности кусков на классы при помощи дробления и измельчения в специальных дробильных установках. Далее, сырье поступает на виброгрохот представляющий собой сита с разными размерами ячеек, где делится на группы (сортируется по фракциям по размерам и сорту зерен) - этот процесс называется грохочением.

Следующим – основным этапом, выступает обогатительный процесс, предшествующий коксованию, который может осуществляться двумя способами: сухим и мокрым [1].

Большее распространение получил мокрый тип обогащения.

Данный метод основывается на различии плотности самого угля и более легких примесей, которые имеют меньший показатель этого параметра. В водной среде они отделяются друг от друга. Этот процесс гравитационного обогащения осуществляется в отсадочных машинах, где, непосредственно, сам уголь подается на сито, через которое постепенно поднимается вода, при этом тяжелая порода опускается вниз, а легкий уголь поднимается вверх. Примеси транспортируют в отвал (от 10 до 15%), а обогащенный уголь – концентрат отправляют на отгрузку.

Заключительным этапом является сушка продуктов обогащения, которая требуется в случае мокрого метода [2].

Отсадку следует считать наиболее универсальным процессом, который эффективно применяется для обогащения углей крупностью от 0,5 до 250 мм.

Уголь обычно обогащается в отсадочных машинах отдельно по классам:

крупный класс – размер угля более 10 или 13 мм, мелкий - от 0,5 до 13 (10) мм.

Используются также схемы обогащения угля в ширококлассифицированном виде: 6-250 мм (антрациты) или 0,5-80 (100) мм. Применение таких схем обычно приводит к определенному ухудшению качества продуктов, но это допускается по экономическим соображениям или при отсутствии условий для применения более совершенной технологии на действующих фабриках ДНР.

В отдельных случаях встречаются обогащения угля в неклассифицированном виде – 0-80 (100) мм. Обогащение по такой схеме приводит к особенно высоким потерям угля с отходами обогащения и засорению концентрата породными фракциями (табл. 1)[3].

Таблица 1 – Показатели обогащения углей различной крупности методом отсадки

Наименование показателя	Класс крупности, мм			
	13-100	0,5-13	0-100	6-250 (антрацит)
Содержание породных фракций в концентрате, %	0,3	0,5	0,7	3,0
Потери концентратных фракций в породе, %	0,5	0,7	1,0	2,0
Средневероятное отклонение E_p кг/дм ³	0,06-0,12	0,07-0,16	0,08-0,14	0,11-0,16
Погрешность разделения	0,11-0,16	0,14-0,20	0,13-0,18	0,12-0,16

Необходимость деления угля перед отсадкой на машинные классы обусловлена в ряде случаев также различием обогатимости крупного и мелкого углей или особенностями последующего использования крупного и мелкого концентратов.

Применительно к отдельным операциям пределы крупности обуславливаются возможностями применяемых обогатительных аппаратов и их эффективностью, а также возможностями, оборудования для классификации угля по крупности. Определенное влияние имеет также количественное соотношение различных классов. Например, при чрезмерно большом количестве класса 0,5-13 мм и весьма малом выходе класса более 13 мм может быть принята классификация по крупности 10 мм. Нижний предел крупности для отдельной операции определяется техническими возможностями применяемых обогатительных аппаратов, а в целом по фабрике - качеством мелочи (шлама) и возможностью ее обработки, обезвоживания и использования без обогащения.

Известно, чем уже диапазон крупности машинного класса, тем более эффективно происходит его обогащение [3].

С установлением пределов крупности тесно взаимосвязан вопрос

определения оптимального количества машинных классов. В отечественной практике типичным является обогащение угля двумя машинными классами с флотацией шлама. Это - установленный многолетним опытом оптимальный предел, который учитывает реальное количественное соотношение классов крупности в исходном угле, различие их обогатимости и определенное отличие требований по направлениям использования. В частности, сообразуется с направлениями получения сортового топлива и мелкого концентрата, пригодного для коксования, например, в схемах обогащения газовых углей.

Анализируемая нами технология обогащения углей и перспективные планы ее развития свидетельствуют о том, что подготовительное грохочение является одной из основных технологических операций на современной углеобогатительной фабрике. Для выделения машинных классов на фабриках применяют сухое или мокрое подготовительное грохочение, а также последовательное сочетание указанных способов.

Выполненный нами комплекс работ, включающий в себя: определение гранулометрического состава (ситовой анализ), технический анализ показателей качества сырья и другие лабораторные исследования, показал, что в сложившихся условиях угледобычи использование для подготовительного грохочения воды – основной разделительной среды при обогащении углей – не только обеспечивает требуемую точность разделения и способствует увеличению производительности грохотов, но и создает предпосылки для реализации новых водно-шламовых схем и осуществления оперативного управления процессом обогащения.

Неоспоримые технологические преимущества мокрого способа грохочения позволяют рекомендовать для подготовки машинных классов применение с достаточной степенью эффективности высокопроизводительных, простых и надежных в эксплуатации гидрогрохотов с неподвижной просеивающей поверхностью.

Литература:

1. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учеб.: в 2 т. / А. А. Абрамов. – М.: МГТУ, 2004.
2. Полулях, Д. А. Грохочение угля / Д. А. Полулях - «ЛитРес: Самиздат», 2017г. - 630 с.
3. Технология обогащения угля. Учебное пособие. / В. А. Смирнов, П.В. Сергеев, В.С. Белецкий. - Донецк: Восточный издательский дом, 2011. - 476 с.

МЕТОД РЕКУПЕРАЦИИ ТВЁРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ ПОЛИМЕРНОГО ТИПА ПРИ РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМЫ ЗАГРЯЗНЕНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Теслицкая А.А., Шербаков Д.Г., Ошовский В.В.
Донецкий национальный технический университет

Предотвращение накопления отходов на промышленных предприятиях - одна из самых актуальных проблем охраны окружающей среды в наше время. Полимерные материалы составляют все большую долю твердых бытовых и промышленных отходов, поступающих на полигоны. В настоящее время, по экспертным оценкам, в Российской Федерации на душу населения образуется почти 100 кг твердых бытовых отходов, в основном это полимерные материалы различного назначения.

Эти материалы обладают высокой устойчивостью к воздействию окружающей среды и могут храниться в естественных условиях достаточно долго (например, ПЭТ - более 50 лет).

Часто образующиеся природные отходы, как в городе, так и на промышленных предприятиях, которые не могут самостоятельно перерабатываться, занимая огромные территории вблизи населенных пунктов, а также на территории лесов опасно загрязняя окружающую среду.

Решением проблемы, позволяющим снизить негативное влияние на природу, может стать развитие и применение различных современных технологий переработки полимерных отходов.

Основным материалом для отходов, как промышленных, так и бытовых, является полиэтилентерефталат (ПЭТ), который всем известен как пластиковые бутылки для продуктов питания и напитков. В настоящее время активно разрабатываются немеханические технологии разрушения для переработки полимерных материалов. Одна из них - химическая переработка, иначе говоря, химический ресайклинг (химическая деструкция). Основным методом является гидролиз (кислотный или щелочной), в результате которого образуются основные продукты - терефталевая кислота (ТФК) и этиленгликоль (ЭГ).

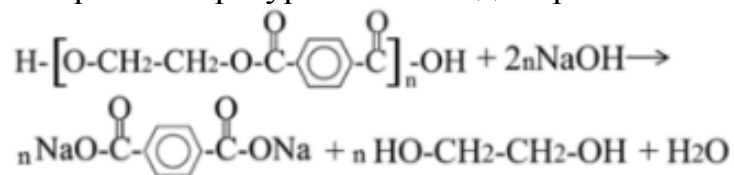
Химическая переработка - наиболее перспективное направление, уступающее по эффективности процессам механического разрушения, несмотря на то, что без определенных условий это нерентабельный процесс.

Особое место среди получаемых продуктов занимает этиленгликоль - известный компонент антифризов, а также основной реагент. Кроме того, его повторное использование в процессе синтеза ПЭТФ делает эти процессы экономически выгодными. Автомобильный антифриз обычно состоит из смеси воды (около 50 % по массе) и этиленгликоля (пропиленгликоль используется реже, поскольку он нетоксичен, но дорог), а также ряда присадок, придающих антифризу антикоррозионные и другие полезные свойства.

Этиленгликоль, помимо понижения температуры замерзания, приводит к повышению температуры кипения охлаждающей жидкости, что является

дополнительным преимуществом при эксплуатации автомобилей в тёплое время года. Также он обладает определёнными смазывающими свойствами. При низких температурах ЭГ имеет более высокую вязкость по сравнению с водой, что оказывает влияние на особые требования к насосам и другому оборудованию, например на автомобильном транспорте.

Процесс получения ЭГ из ПЭТФ относительно прост, при этом не используется ни высокое давление ни высокие дополнительные капитальные вложения. В водный раствор NaOH добавляют крошку или, как в рассматриваемом случае, хлопья ПЭТФ, далее реакция проводится под небольшим вакуумом при температуре 150°C с одновременной отгонкой ЭГ.



Образующаяся динатриевая соль ТФК разбавляется водой, очищается, а затем обработка серной кислотой при 100°C и атмосферном давлении приводит к осаждению из раствора ТФК, которая последовательно фильтруется, промывается и высушивается. Выход ТФК составляет около 100%. Следует отметить, что цена за тонну ТФК на рынке химических реагентов превышает 1000 \$, что в 3 раза дороже тонны металлургического кокса.

Зависимости, полученные авторами ранее, позволяют в разработанном прототипе измерительного комплекса при заданной частоте вращения вала зонда прибора и измеренном токе двигателя определять такую характеристику, как динамическая вязкость, с точностью достаточной для оценки качественных показателей изучаемого образца.

Зафиксированные параметры используются в блоке микроконтроллерного управления прототипа измерительного комплекса для расчёта и вывода на экран прибора мгновенных значений динамической вязкости, которые далее передаются по каналам связи для их накопления в базе данных и дальнейшей компьютерной обработки.

На рис.1 показана сравнительная температура замерзания раствора этиленгликоля с водой (°C), где по оси абсцисс указано содержание ЭГ в растворе (%), при этом для вязкости раствора (спз) в интервале отрицательных температур до -20°C наблюдается резкое возрастание показателя при содержании ЭГ в растворе превышающем 50%.

Таким образом, разработанный прототип измерительного комплекса на основе принципа ротационного измерения динамической вязкости применим не только для анализа жидких смесевых топлив, но и для жидких продуктов вторичной переработки (ЭГ) тары из ПЭТФ, что позволяет усовершенствовать аналитический контроль этого параметра при проведении экспресс тестирования при промышленном применении измерительного комплекса в химической отрасли, связанной с рециклингом ТБО.

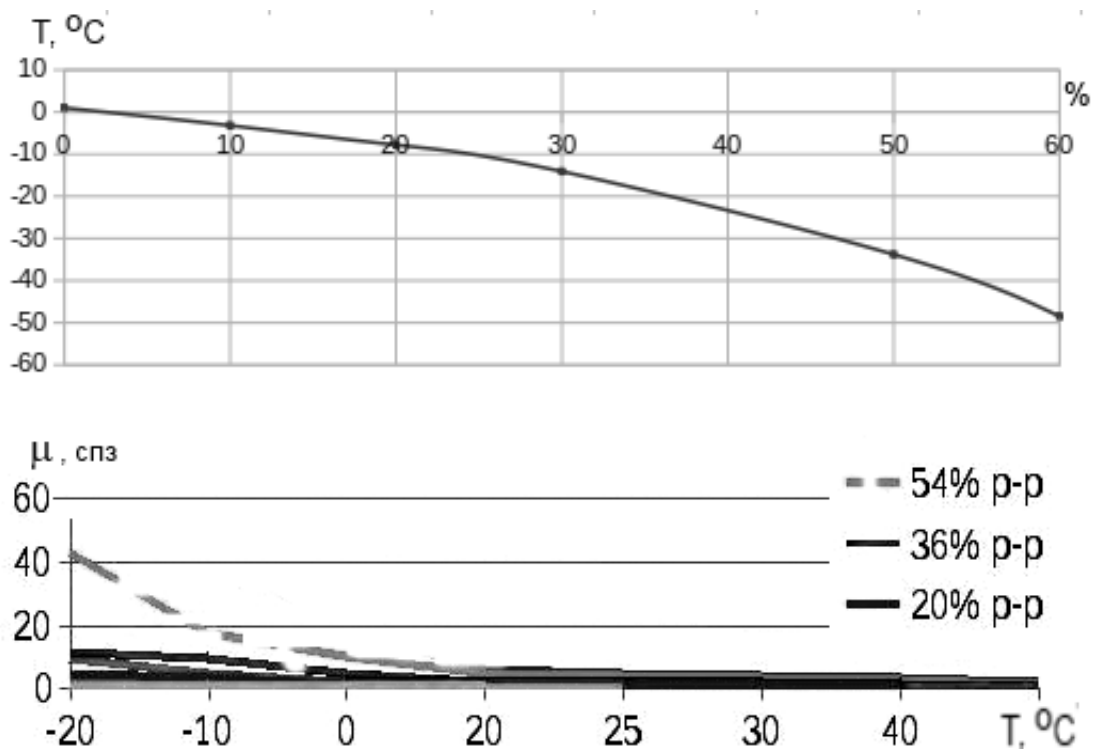


Рисунок 1 - Характеристические зависимости для раствора ЭГ

На основе проведенных испытаний прототипа разработанного измерительного комплекса можно сделать такие выводы. Применение измерительного комплекса для экспресс контроля качественного показателя продукта рециклинга пластиковой тары из ПЭТФ помогает не только сохранить окружающую среду от пищевых и промышленных отходов, но и расширить спектр применения различных технологических решений в рациональном использовании вторичного сырья на основе ТБО. Химический рециклинг ПЭТФ достаточно экономически выгодный и альтернативным методом переработки полимерных компонентов в ТБО.

Литература:

1. Теслицкая, А.А. Разработка экспресс метода определения вязкости топливных смесей / А.А. Теслицкая, В.В. Ошовский // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов: сборник материалов XVII Международной конференции аспирантов и обучающихся. – Донецк: ФГБОУВО «ДОННТУ», 2023. – С. 101 – 103.

2. Теслицкая, А.А. Разработка прототипа ротационного вискозиметра с микроконтроллерным управлением / А.А. Теслицкая, В.В. Ошовский // Технологические машины и оборудование: материалы XXII Республиканской научно-технической студенческой конференции, 21-23 ноября 2023 г., Донецк - Донецк: ДонНТУ, 2023. – 102 с. – С. 95-99.

3. Studwood. Учебные материалы онлайн – сайт. 2017-2023. - Методы анализа контроля состава и качества топлива - URL: https://studwood.ru/1619012/tehnika/metody_analiza_kontrolya_sostava_kachestva_topliva .

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ЦЕХОВ ДОНБАССА

Бузань М.Д., Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Агломерационные цеха являются частью металлургических предприятий и предназначены для подготовки железной руды к выплавке чугуна. В процессе агломерации руда спекается в агломерат - пористый материал, пригодный для использования в доменных печах.

Основными экологическими проблемами агломерационных цехов являются [1]:

- выбросы пыли и газов в атмосферу, содержащих оксиды железа, серы, азота и углерода;
- загрязнение сточных вод взвешенными веществами, тяжелыми металлами и другими вредными примесями;
- образование отходов агломерационного производства, которые могут содержать токсичные вещества.

Экологические проблемы агломерационных цехов Донбасса усугубляются высокой концентрацией металлургических предприятий в регионе и устаревшими технологиями производства. Решение этих проблем имеет большое значение для охраны окружающей среды, здоровья населения и устойчивого развития региона. В настоящее время в регионе агломерат производится на двух предприятия: Енакиевский металлургический завод и Алчевский металлургический комбинат.

Внедрение современных методов решения экологических проблем агломерационных цехов позволит снизить негативное воздействие металлургической промышленности на окружающую среду, улучшить экологическую обстановку в регионе и повысить качество жизни населения.

На современных металлургических предприятиях для решения экологических проблем агломерационных цехов используются различные методы, которые можно разделить на следующие группы:

1. Методы очистки газов: электростатические фильтры, скрубберы, каталитические нейтрализаторы.

Электростатические фильтры (ЭФ) являются наиболее широко используемыми устройствами для очистки газов от пыли и других твердых частиц (рис. 1, а). Работа ЭФ основана на принципе электростатического осаждения частиц на заземленных электродах. Эффективность ЭФ может достигать 99% и более.

Скрубберы используются для очистки газов от пыли, газов и паров. В скрубберах газы проходят через поток жидкости (воды или химического раствора), которая улавливает загрязняющие вещества (рис. 1, б). Эффективность скрубберов зависит от типа скруббера и используемой жидкости.

Каталитические нейтрализаторы используются для очистки газов от оксидов азота (NO_x) и оксидов серы (SO_x). В каталитических нейтрализаторах используются катализаторы, которые способствуют превращению NO_x в безвредный азот (N_2). Для очистки агломерационных газов эффективно восстановление оксидов азота аммиаком. Этот процесс протекает выборочно, так как аммиак реагирует только с NO_3 и не реагирует со свободным кислородом, содержащимся в отходящих газах. Реакция восстановления NO_x требует применения катализатора, в качестве которого может использоваться V_2O_5 . Для этого катализатора характерна оптимальная объемная скорость газов 20000-25000 ч⁻¹ при оптимальной температуре 240-280 °С, срок службы два года. При восстановлении оксида азота в неподвижном слое катализатора обязательна предварительная очистка газов от пыли (до 0,1 г/м³) и влаги. Степень очистки может достигать 85-90 %. [2].

Также предложены абсорбционные известковые способы улавливания оксидных соединений серы SO_x ; активированные лигнитовые адсорбенты для поглощения диоксинов-фуранов и взвесей ряда тяжелых металлов. В частности такая технология используется в системах MEROS (Maximized Emission Reduction of Sintering), которые успешно применяются на ряде передовых агломерационных фабрик (рис. 2) [3].

Эффективность каталитических нейтрализаторов может достигать 90% и более.

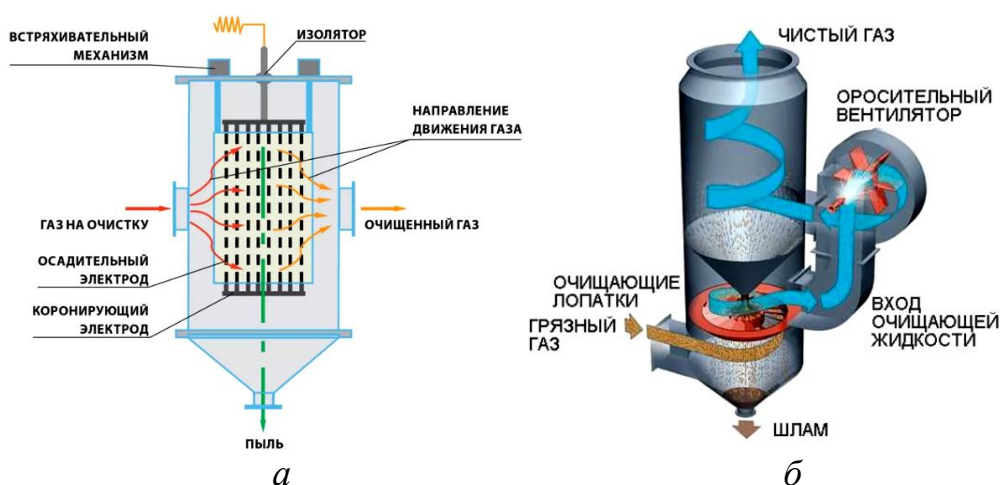


Рисунок 1 - Методы очистки газов
а – электростатический фильтр, б – скруббер

Выбор конкретной технологии очистки газов для агломерационных цехов зависит от следующих факторов:

- вид и концентрация загрязняющих веществ в выбросах;
- требования к эффективности очистки;
- экономические и эксплуатационные показатели технологии;
- условия эксплуатации (температура, влажность и т.д.).

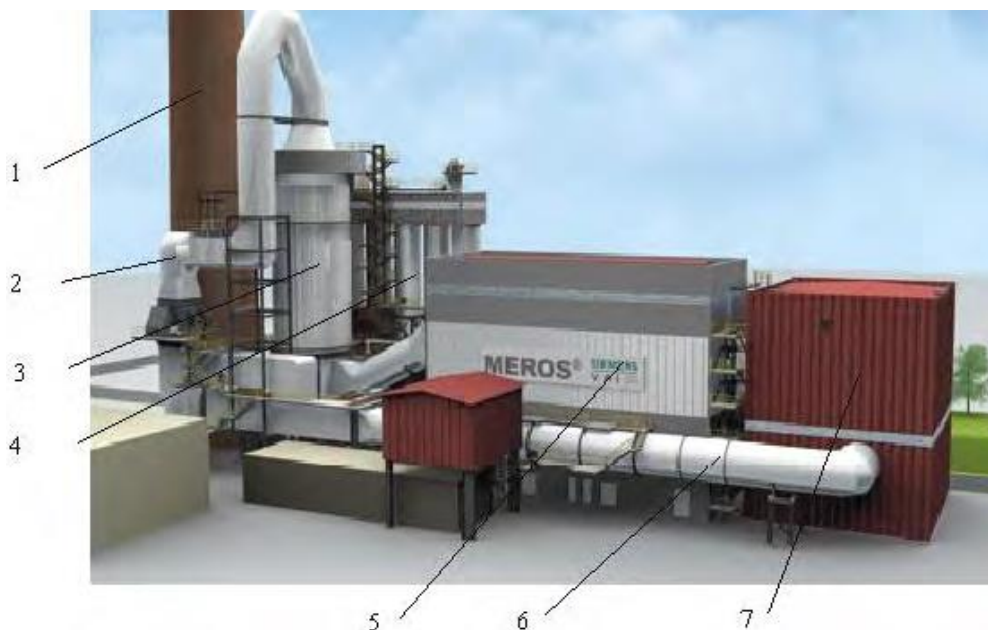


Рисунок 2 – Общий вид системы MEROS [3]:

- 1 – дымовая труба; 2 – подача адсорбентов и десульфурствующих веществ;
 3 – кондиционирующий реактор; 4 – бункера побочных продуктов;
 5 – рукавный фильтр; 6 – трубопровод очищенного газа; 7 – вентилятор

2. Методы очистки сточных вод: физико-химические методы и мембранные технологии.

Рекомендуется сточные воды агломерационных фабрик подавать на очистные сооружения двумя потоками. Первый поток (содержит крупнодисперсные взвешенные вещества) направляют для предварительной очистки в отстойник-ловушку, после этого стоки поступают на очистные сооружения. Второй поток сточных вод (содержит мелкодисперсные взвешенные вещества) подают непосредственно на очистные сооружения, где он смешивается с первым потоком [4].

В перспективе для очистки стоков аглофабрик могут быть применены физико-химические методы очистки включающие коагуляцию, флокуляцию, фильтрование и сорбцию, которые эффективно удаляют взвешенные вещества, коллоиды и примеси. Высокоэффективны, но не достаточно распространены мембранные технологии (обратный осмос и ультрафильтрация). В этих методах используют проницаемые мембраны для разделения и удаления растворенных веществ, примесей из сточных вод.

С учётом огромных объемов потребления воды, дефицита источников водоснабжения на Донбассе и необходимостью их охраны от загрязнения металлургическим предприятиям следует максимально снижать сброс отработанных вод в источники и забор из них свежей воды, то есть необходимо максимально внедрять оборотные системы водоснабжения и стремиться к достижению замкнутых циклов. Важно подчеркнуть, что создание оборотных и замкнутых циклов водоснабжения требует дополнительного финансирования по сравнению с прямоточной системой.

3. Методы утилизации отходов: возвращение в металлургическое производство.

Железосодержащие отходы агломерационного производства (пыли, шламы) утилизируют в смеси с железосодержащими отходами других производств путем их добавки в агломерационную шихту. При этом важно обеспечить гомогенность, сыпучесть такой смеси, а также ее способность к смешиванию и окомкованию. Это достигается путем смешивания железосодержащих отходов с сухими известьсодержащими отходами или водопоглощающими материалами.

Однако есть ряд трудностей, которые требуют поиска решений для их преодоления.

Во-первых, часть отходов имеет повышенное содержание цинка, свинца, меди, мышьяка, кадмия, серы, фосфора, хлора, щелочных металлов, нефтепродуктов и влаги, значительно снижающих показатели процессов, качество металлопродукции и ухудшающих состояние металлургических агрегатов и отдельных видов оборудования. Использование таких отходов в традиционной, агломерационной схеме утилизации ограничивается.

Во-вторых, отходы отличаются физико-химической неоднородностью, практически все шламы – повышенной влажностью, малой сыпучестью, часть окалины – высоким маслосодержанием, что вынуждает создавать специальные отделения предварительной подготовки отходов к процессу агломерации или другим способам их окускования с последующим извлечением железа и других металлов.

Эти методы обладают высокой эффективностью и перспективны для внедрения в условиях Донбасса. Кроме того, на основе анализа мирового опыта повышения экологической безопасности агломерационного производства, можно сформулировать следующие рекомендации:

1. Внедрение наилучших доступных технологий (НДТ). Принятие НДТ, разработанных для минимизации воздействия на окружающую среду, таких как современные системы очистки сточных вод и газоочистки, позволит значительно улучшить экологические показатели цехов.

2. Разработка и внедрение инновационных методов. Исследования и разработки должны быть направлены на создание новых экологически чистых технологий, таких как альтернативные методы спекания и утилизации отходов, которые еще больше сокращают выбросы и отходы.

3. Повышение экологической ответственности предприятий. Предприятиям следует внедрить системы экологического менеджмента, способствовать обучению и повышению информированности сотрудников, а также осуществлять регулярный мониторинг выбросов и стоков.

4. Разработка и реализация региональной экологической программы. Правительство должно разработать и реализовать комплексную региональную экологическую программу, которая будет включать целевые показатели, инвестиции, сроки и механизмы обеспечения соблюдения для улучшения экологической безопасности всех агломерационных цехов Донбасса.

Таким образом, в результате анализа экологических проблем агломерационных цехов Донбасса предложены современные технологические

решения для их преодоления. Ключевыми выводами являются:

1. Агломерационные цеха оказывают значительное воздействие на окружающую среду, выбрасывая в атмосферу и водные источники загрязняющие вещества.

2. Существующие технологии газоочистки часто неэффективны и не соответствуют современным экологическим стандартам. Требуется обновление газоочистного оборудования.

3. Внедрение новых технологий, таких как физико-химические и мембранные методы, может значительно повысить эффективность очистки сточных вод.

4. Утилизация отходов может быть улучшена за счет предварительной подготовки смеси железосодержащих отходов к процессу спекания.

5. Улучшение экологической безопасности требует внедрения наилучших доступных технологий, повышения экологической ответственности предприятий и разработки региональных экологических программ.

Для дальнейшего улучшения экологической безопасности агломерационных цехов необходимы дополнительные исследования в следующих направлениях:

- разработка еще более эффективных и экономически выгодных технологий очистки отходящих газов и сточных вод;

- исследование альтернативных методов утилизации отходов с целью максимального использования ресурсов и минимизации экологического воздействия;

- оценка социально-экономических последствий внедрения экологических технологий и разработка мер по смягчению негативных последствий;

- мониторинг и оценка внедренных технологий для обеспечения их долгосрочной эффективности и соответствия экологическим стандартам.

Литература:

1. Мищенко, И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие / И.М. Мищенко. – Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2012. – 446с.

2. Старк, С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве: Учебник для вузов. Изд. 2-е, перераб. и доп. / С. Б.Старк. - М.: Металлургия, 1990. - 400 с.

3. Мищенко, И.М. Состояние и перспективы развития агломерационного производства горно-металлургических предприятий / И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Металлургические процессы и оборудование. – 2012. – №4. – С. 19-29.

4. Ветошкин, А. Г. Техника и технология обращения с отходами жизнедеятельности. Часть 2. Переработка и утилизация промышленных отходов : учебное пособие / А. Г. Ветошкин. — Москва : Инфра-Инженерия, 2019. — 380 с.

ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ УЛАВЛИВАНИЯ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА ИЗ ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ТЕПЛОВЫХ АГРЕГАТОВ

Моряков В.В., Серховец А.А., Ганнова Ю.Н.
Донецкий национальный технический университет

Целью работы является изучение технологического процесса улавливания диоксида углерода из дымовых газов котельной.

Углекислый газ – активная составляющая атмосферы, которая является обязательным компонентом фотосинтеза растения. Этот газ в природе образуется во время сжигания органических веществ, гниения, выделяется с вулканическими газами. Деятельность человека (уничтожение леса, распашка целинных земель, урбанизация, а главное, сжигание минерального топлива и загрязнения океанов) приводит к увеличению количеств CO_2 в атмосфере. За последние 120 лет содержание этого газа в воздухе увеличилось на 17 %. Некоторые ученые прогнозируют удвоение содержания углекислого газа в атмосфере до середины XX в., что вызовет значительное (примерно на 2,5 %) повышение среднегодовой температуры за счет парникового эффекта.

Диоксид углерода газообразный – бесцветный газ, имеющий слегка кисловатый запах и вкус.

Диоксид углерода довольно хорошо растворяется в воде, образуя очень слабую угольную кислоту. Значительно лучше газообразный диоксид растворяется в водные растворы едких щелочей (едкого натра, едкого калия) и углекислых солей (соды, поташа), аммиака, а также в органических растворителях (метанол, ацетон, этаноламин, пропилен – 1, 3 – карбонат, триацетин и др.)

Концентрация диоксида углерода – в газах различных производств, отходящих может колебаться в различных пределах. Кроме того, парциальное давление CO_2 в газе зависит от общего давления. В зависимости от технологической схемы производства и степени очистки предъявляются различные требования. Все это привело к созданию различных методов очистки от диоксида углерода.

Существующие методы очистки от диоксида углерода: водная очистка от диоксида углерода; очистка водными растворами этаноламинов; процесс «Амизол»; физическая абсорбция органическими растворителями: процесс «Пуризол»; процесс «Ректизол»; очистка растворами поташа; очистка мышьяково-поташными растворами (процесс «Джамарко – Ветрокк»).

Нами был выбран метод очистки с помощью растворов поташа, потому что данный метод имеет ряд положительных особенностей, позволяющих существенно снизить расходы тепла. Например, при моноэтаноломиновой очистке примерно (40 ÷ 60) % тепла теряется на подогрев раствора в следствие недокуперации в теплообменниках. При очистке раствором поташа эта статья расхода в значительной степени (при глубокой очистке – полностью) отпадает. Кроме того, при моноэтаноломиновой очистке (25 ÷ 30) % тепла расходуется на

разложение соединений моноэтаноламина с диоксидом углерода. При поташной очистке, как указано выше, эта величина уменьшается в 2,5 раза, поэтому пар тратят в основном лишь на обдувку CO_2 в десорбере, а также на покрытие тепловых затрат в окружающую среду.

Помимо экономии пара, очистка раствором поташа имеет другие преимущества. Процессы абсорбционной очистки обычно связаны с необходимостью охлаждения конвертированного газа, что в дальнейшем снова должен нагреваться (например, при следующем метанировании), поэтому в случае очистки поташным раствором уменьшается расход воды на охлаждение конвертированного газа, а также частично отпадает ее затраты на охлаждение растворителя. Кроме того, снижаются расходы на абсорбент (по сравнению с другими методами очистки). Капитальные затраты снижаются главным образом за счет уменьшения поверхности теплообменной аппаратуры.

Также данный метод отличается высокой скоростью абсорбции, относительно небольшими габаритами аппаратуры и простотой эксплуатацией.

На рис. 1 приведена технологическая схема улавливания диоксида углерода с помощью поташа.

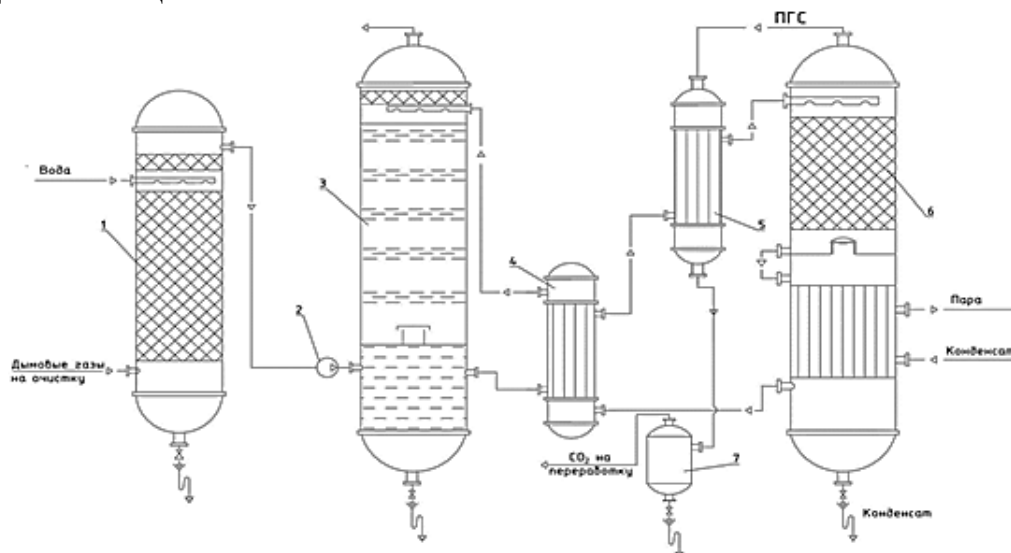


Рисунок 1 - Технологическая схема улавливания диоксида углерода из дымовых газов котельной: 1 – холодный скруббер; 2 – дымососы; 3 – тарельчатый абсорбер; 4 – теплообменник КГР; 5 – теплообменник; 6 – десорбер; 7 – флегма.

Дымовые газы после котлоагрегата имеют температуру примерно $110\text{ }^{\circ}\text{C}$, для обеспечения нормальной работы абсорбционного цикла газа перед входом в абсорбер должны быть охлажденными.

Охлаждение дымовых газов происходит в холодном скруббере (1), который представляет собой аппарат колонного типа с насадкой из правильно уложенных колец Рашига.

Дымовые газы подаются снизу аппарата. Сверху подается обратная вода. Насадка орошается водой, которая используется сначала для орошения карбонат-гидрокарбонатного раствора в охладителе (1). Температура дымовых газов на выходе из холодного скруббера должна быть не более $50\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Из охлаждающего скруббера охлажденные дымовые газы дымовсасывателем (2) подают в нижнюю часть абсорбера (3), который представляет собой колонный тарелочный аппарат с отбойным слоем из колец Рашига в верхней части аппарата и сборником раствора – в нижней.

Поглощающий карбонат–гидрокарбонатный раствор подается в верхнюю часть абсорбера на последнюю по ходу газа, тарелку стекает в низ по тарелкам, на встречу дымовым газам.

При контакте дымовых газов с карбонат-гидрокарбонатным раствором протекает реакция поглощения диоксида углерода из дымовых газов.

Дымовые газы, проходя все тарелки и отбойный слой из колец Рашига, с небольшим остаточным содержанием диоксида ($1 \div 3$) % выбрасываются в атмосферу.

Оптимальная температура абсорбции ($60 \div 70$) °С. Поглотительный раствор перед подачей на орошение абсорбера охлаждают до ($70 \div 75$) °С в теплообменнике (4), который представляет собой кожухотрубчатый холодильник.

В процессе абсорбции расход карбонат–гидрокарбонатного раствора на орошение контролируется и регулируется автоматически.

Уровень раствора в нижней части абсорбера автоматически поддерживается с помощью регулирующего клапана, установленного на напорной линии насосов декарбонизированного раствора.

Для восстановления потерь растворимого поташа в абсорбционно-десорбционном цикле периодически добавляют свежий раствор.

Регенерация насыщенного продуктами поглощения CO_2 карбонат–гидрокарбонатного раствора осуществляется в десорбере (6). Перед подачей на десорбцию раствор подогревается до ($90 \div 95$) °С, последовательно проходя теплообменник КБР (4) и теплообменник ПГС (5). Подогрев осуществляется регенерированным карбонат-гидрокарбонатным раствором (температура 120 °С) и парогазовой смесью (температура до 110 °С), которые выходят из десорбера.

Десорбер (6) конструктивно объединяет два аппарата: кипятильник (кожухотрубчатый теплообменник) и дефлегматор насадочного типа.

Карбонизированный раствор поташа подается в верхнюю часть дефлегматора и через распределительную тарелку стекает по насадке противотоком парогазовой смеси, движущейся вверх. Из дефлегматора раствор подается в нижнюю часть трубного пространства кипятильника, в котором кипит за счет конденсации насыщенного водяного пара, подаваемого в межтрубное пространство кипятильника.

Декарбонизированный раствор отводится из верхней части трубного пространства кипятильника и имея температуру 120 °С направляется в теплообменник КБР (4).

При нагреве карбонат–гидрокарбонатного раствора в кипятильнике к ($115 \div 120$) °С образуется парогазовая смесь (ПГС), состоящий из диоксида углерода и водяного пара. Парогазовая смесь через трубу в промежуточном

днище направляется в дефлегматор, из верхней части которого она направляется в теплообменник ПГС (5) для подогрева *карбонизированного* раствора поташа.

В десорбере соединены два средства отгонки диоксида углерода отгонка водного пара и отгонка путем кипячения раствора. Последнее средство обеспечивает более полное разложение содержания диоксида углерода в декарбонизированном растворе и улучшая тем самым степень поглощения диоксида углерода в абсорбере. Отгонки диоксида углерода в потоке водяного пара и представляет собой собственно десорбцию, так как при этом давление диоксида над поглотителем выше, чем в газовой смеси. В дефлегматоре отделяется до 90 % поглощенной в абсорбере углекислоты. Другое количество отделяется при кипячении раствора в кипятильнике.

Оптимальной температурой процесса десорбции является температура 115 – 120 °С, что обеспечивает достаточную эффективность процесса. Давление пара в дефлегматоре поддерживается автоматически.

Декарбонизированный раствор поташа, выходящий из десорбера, попадает в отделитель газа (изображен на схеме), затем в теплообменник КБР (4), в котором он охлаждается до температуры (90 ÷ 95) °С, подогревает при этом карбонизированный раствор поташа.

С теплообменника КБР (4) декарбонизированный раствор поташа направляют в сборник (на схеме не изображен), в котором смешивается со свежим поглотительным раствором. Из сборника насосом карбонат–гидрокарбонатный раствор подается на орошение абсорбера (3).

Парогазовая смесь после теплообменника ПГС (5), где она отдает часть тепла карбонизированного раствора, где окончательно охлаждается до температуры (30 ÷ 35). С оборотной водой в охладителе (на схеме не изображен). Охлажденный диоксид углерода, проходя, отдел флегмы (7), в котором он отделяется от влаги, далее попадает на орошение в газгольдер.

После выбора схемы нами проанализировано основное оборудование. При проведении процесса извлечения диоксида углерода из дымовых газов котельной в качестве основного технологического оборудования нами принято решение использовать холодный скруббер, абсорбер и регенератор (десорбер).

Литература

1. Масляев, В.С. Охрана атмосферы от загрязнения вредными веществами в условиях Донбасса / В. С. Масляев, Ю. Н. Белогуров – Д.: ДПИ, 1984, - 76 с.
2. Перегуд, Е.А. Инструментальные методы контроля загрязнения атмосферы / Е. А. Перегуд, Д. О. Горелик – Л.: Химия, 1981. – 380 с.
3. Глушанкова И.С. Физико-химические основы технологических процессов: учебно-методическое пособие / Глушанкова И.С., Рудакова Л.В. — Пермь: Пермский государственный технический университет, 2007. — 196 с.
4. Власова, Г.В. Основные процессы и аппараты химической технологии: учебник / Власова Г.В., Чудиевич Д.А., Пивоварова Н.А. — Москва, Вологда: Инфра-Инженерия, 2022. — 188 с.

ПУТИ СНИЖЕНИЯ ТЕПЛООВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ОБЪЕКТОВ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ НА БИОСФЕРУ

Кутелёва Д.С., Сырых А.А., Ганнова Ю.Н.
Донецкий национальный технический университет

Тепловая электрическая станция (ТЭС) – сложная многокомпонентная система, состоящая из большого числа подсистем и агрегатов. На тепловых электростанциях имеются основные и обеспечивающие технологические процессы, производства с весьма высоким уровнем загрязнения окружающей среды.

К основным экологическим проблемам ТЭС относятся: пыление при хранении и транспортировке угля; сжигание топлива в котлоагрегатах; охлаждение пара в турбинах; сбросы загрязненных вод в водоемы; хранение шлама в золоотвалах и др.

Загрязнение атмосферного воздуха происходит при сжигании топлива на предприятиях теплоэнергетики. Выбросы ТЭС содержат пылевые частицы различного состава, оксиды серы, оксиды азота, фтористые соединения, оксиды металлов, газообразные продукты неполного сгорания топлива [1].

Наибольшее негативное воздействие теплового загрязнения оказывается на водные экосистемы со следующими негативными последствиями: повышение температуры воды часто усиливает восприимчивость организмов к токсическим веществам, которые присутствуют в загрязненной воде; температура может превысить критические значения для жизненно важных стадий и циклов водных организмов; высокая температура способствует видоизменению обычной флоры водорослей на менее желательную – сине-зеленные водоросли.

Влияние предприятий теплоэнергетики на литосферу заключается в загрязнении прилегающей территории, тепловом воздействии и изменении термического состояния грунтов, изменении радиоактивного фона территории, накоплении в почве соединений тяжелых металлов.

Одним из типичных объектов теплоэлектроэнергетики, оказывающим негативное влияние на окружающую природную среду, является Старобешевская ТЭС, которая расположена на ее юго-востоке Донецкой Народной Республики в 27 километрах к югу от г. Донецк на левом берегу р. Кальмиус. Установленная мощность – 2010 МВт, в эксплуатации 9 энергоблоков, станция работает в режиме маневрирования. В течение 2015-2018 годов в работе одновременно находится от 2 до 5 энергоблоков. Одним из факторов взаимодействия предприятий теплоэнергетики с водной средой является потребление воды системами технического водоснабжения, в том числе, безвозвратное потребление воды. Основная часть расхода воды в этих системах идёт на охлаждение пара в паровых турбинах. В качестве пруда-охлаждителя Старобешевской ТЭС используется Старобешевское водохранилище.

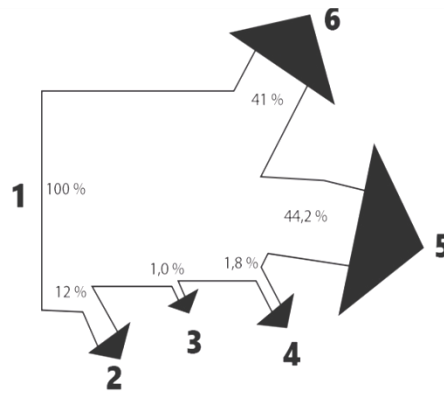


Рисунок 1 – Тепловой баланс Старобешевской ТЭС

Потери тепла при работе котлоагрегатов происходят за счет удаления из топки шлака, температура которого составляет 1400-1600 °С. При нагрузке турбогенераторов в его обмотках и стали выделяется теплота. Количество выделяемой теплоты зависит от электромагнитного КПД агрегата. На Старобешевской ТЭС потери теплоты в турбогенераторах составляют 1,8 %.

Температура отработавшего пара на выходе из турбины лежит в диапазоне 35-40 °С, что практически соответствует температуре конденсата после конденсатора. Отработавший пар конденсируют в конденсаторах путем отбора теплоты хладагентом. Основной поток теряемой теплоты — это скрытая теплота конденсации водяных паров, которая составляет 44,2 % от всей теплоты.

С учетом вышесказанного, одним из наиболее актуальных вопросов эксплуатации ТЭС является разработка технологий, позволяющих регенерировать (возвращать в цикл) теплоту низкого потенциала. Возможным представляется применение различных технологий регенерации низкотемпературных потоков тепла от агрегатов и рабочих сред Старобешевской ТЭС: явной и скрытой теплоты отработавшего пара турбин; теплот обмоток турбогенераторов и трансформаторов; теплот продувочной воды низкого давления, неиспарившейся в сепараторе непрерывной продувки; теплот масла смазки вала турбины и турбогенератора.

Одним из наиболее эффективных путей решения этой задачи является регенерация как явной, так и скрытой теплоты отработавшего пара турбин путем использования его теплоты для первичного подогрева воздуха, потребляемого котлами Старобешевской ТЭС, перед подачей их в топку [2].

Схема Старобешевской ТЭС с регенерацией теплоты отработавшего пара турбины представлена на рис. 2. В котел 1 через горелку 2 подают топливо и воздух, вырабатываемый в котле 1 пар, направляют в турбину 3. Отработавший в турбине пар конденсируют в конденсаторе 4. Основной конденсат турбин через систему регенерации турбины возвращают в котел 1. В качестве охлаждающей среды конденсатора 4 используют атмосферный воздух, движение которого осуществляют за счет тяги дутьевого ентелятора котла, нагретый воздух подают в котел 1. Частично отработавший в турбине пар по трубопроводу отбора направляют внешним потребителям.

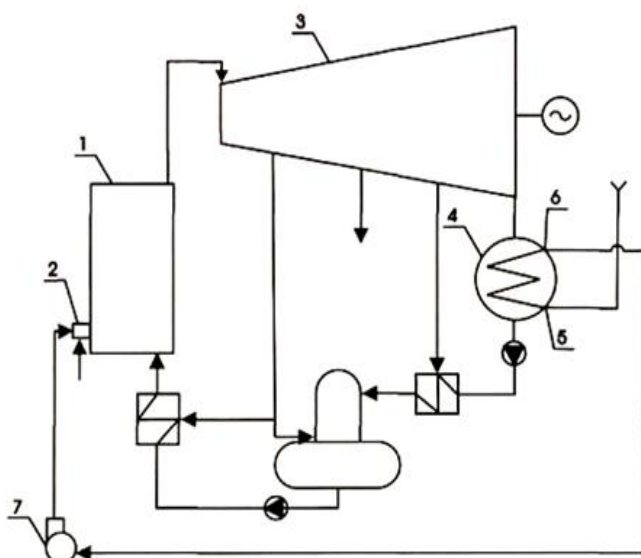


Рисунок 2 – Схема Старобешевской ТЭС с регенерацией теплоты отработавшего пара турбины:
 1 - котел;
 2 - горелка; 3 - турбина;
 4 - конденсатор;
 5 - воздухозаборное отверстие;
 6 - воздухоотводящее отверстие;
 7 - дутьевой вентилятор

Технология позволяет использовать теплоту теплоисточника для предварительного подогрева дутьевого воздуха в низкотемпературном диапазоне, что позволяет повысить энергетическую эффективность электростанции путем снижения затрат пара на подогрев воздуха перед воздухоподогревателями, а также за счет снижения потерь теплоты отработавшего пара в окружающую среду.

Применяя вышеизложенное технологическое решение возможно регенерировать 15% теряемого тепла, это приведет к уменьшению выбросов и экономии топлива.

Для производства электроэнергии, на Старобешевской ТЭС потребляется 1894782 т/год угля, исходя из этого экономия топлива составит:

$$(1894782 \cdot 15) / 100 = 284217,3 \text{ т/год}$$

В денежном эквиваленте это составит:

$$284217,3 \cdot 2500 = 710543250 \text{ руб./год}$$

Исходя из уменьшения потребления угля, соответственно уменьшится количество выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух. В пересчете на каждое загрязняющее вещество, уменьшение выбросов составит: SO₂ – 14154,16 т/год; NO₂ – 1057,5 т/год; CO – 81,35 т/год; CO₂ – 798083,1 т/год; N₂O – 48,8 т/год; CH₄ – 32,53 т/год.

Таким образом, проанализировав экологические проблемы, связанные с поступлением в биосферу избыточного тепла от деятельности предприятий теплоэлектроэнергетики на примере Старобешевской ТЭС нами предложено внедрение технологий регенерации низкотемпературных потоков тепла, которая приводит к снижению экологической опасности и является экономически выгодным для ТЭС.

Литература:

1. Росляков, П. В. Методы защиты окружающей среды: Учебник для ВУЗов / П. В. осляков. – М.: Издательский дом МЭИ, 2007. – 336 с.
2. Кубашов, С. Е. Регенерация низкпотенциальных потоков теплоты тепловых электрических станций: Дис. канд. техн. наук: 26.05.08: защищена 22.03.06: утв. 15.07.06. — У., 2008. — 213 с.

О ВОПРОСЕ ОЧИСТКИ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ КОКСОХИМИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

Сырых А.А., Горбатко С.В.

Донецкий национальный технический университет

Коксовый газ перед использованием подвергается обязательной очистке от сероводорода. В зависимости от способа от способа очистки газа в виде побочных продуктов получается сероводород, элементарная сера или другие ценные продукты, содержащие серу.

Одним из способов очистки является вакуум-карбонатный метод очистки, сопровождающийся образованием высококонцентрированного сероводородного газа. Одним из наиболее распространенных процессов утилизации этого газа является получение из него серной кислоты методом мокрого катализа. Такая технология может сопровождаться выделением в атмосферу сернистого газа и аэрозоля серной кислоты. Кроме того, в следствие наличия в газе цианистого водорода при сжигании возможно образование оксидов азота. Однако при отлаженной работе установок концентрация сероводорода и оксидов азота в выхлопных газах не велики и не представляют опасности загрязнения атмосферы предприятия.

Основную опасность представляют сернистый ангидрид и аэрозоль серной кислоты. Концентрация этих компонентов в воздухе на расстоянии 1000 м от цеха могут во много раз превышать ПДК.

Содержание сернистого ангидрида в выхлопных газах зависит от не только от достигнутой степени окисления в контактном аппарате, но и от концентрации сернистого ангидрида в газах на входе в аппарат. Так при концентрации в печном газе 6% SO_2 и степени окисления 98 % концентрация SO_2 в отходящих газах составляет 4000 мг/м³.

Удельный выброс SO_2 на тонну произведенной серной кислоты (кг SO_2 / т H_2SO_4) напротив зависит от степени окисления сернистого ангидрида и не зависит от содержания SO_2 в газах на входе в контактную систему. Для приведённых условий выброс сернистого ангидрида составляет 14 кг SO_2 / т H_2SO_4 .

Важной предпосылкой достижения максимального выброса SO_2 в атмосферу является максимально возможное постоянство параметров газа на входе в контактный аппарат (постоянное количество и температура газа, ровная концентрация сернистого ангидрида и соотношение O_2/SO_2).

Состав газа и соотношение O_2/SO_2 перед контактными аппаратом меняются незначительно. При изменении в исходном газе концентрация сероводорода в пределах 65-85 % диапазон изменения в печном газе концентрация сернистого ангидрида 6,0-6,15 % и соотношение O_2/SO_2 составляет 1,67.

Однако довольно значительно может меняться нагрузка по газу контактного отделения. При работе трех печей-котлов расход газа в контактный аппарат составляет от 13000 до 39000 м³/час.

Такие резкие колебания приводят к росту гидравлического сопротивления контактной массы, снижению степени окисления, вследствие чего содержание SO_2 в выхлопных газах не отвечает оптимальным значениям.

Так увеличение степени окисления SO_2 в диапазоне 0,96-0,98 приводит к увеличению объема контактной массы и гидравлическое сопротивление в 1,8 раза.

Дальнейшее повышение степени превращения на 0,01 сопровождается резким ростом объема контактной массы в 3,9 раза. Это указывает на экономическую нецелесообразность ведения процесса при степени превращения выше 0,98 в четырехслойном контактном аппарате.

Переход от нормального катализа к двойному обеспечивает значительное сокращение выбросов SO_2 в атмосферу.

Удельные выбросы SO_2 для установок двойного катализа со степенью окисления 0,995 составляют 3,3 кг $\text{SO}_2/\text{т H}_2\text{SO}_4$ т.е. количество выбросов сокращается на 10,7 кг $\text{SO}_2/\text{т H}_2\text{SO}_4$.

Однако изменение способа контактирования не компенсируется пониженным выбросом диоксида серы из-за непостоянства расхода газа.

Добиться сокращения выбросов сернистого ангидрида и серной кислоты независимо от параметров газа на входе в контактную систему можно предусмотрев очистку выхлопных газов. Возможно, применять промывку газа аммиаком. Этот способ используется преимущественно для нормального катализатора.

Способ промывки аммиаком привлекателен тем, что в конечном итоге образуется сульфат аммония, который можно утилизировать и за счет этого покрыть затраты на очистку.

Литература:

1. Гадяцкий В. Г., Диденко В. Е., Фоменко О. С. Особенности выделения сероводорода при разложении каменных углей // Химия твёрдого топлива. - 1975. - № 5. - С. 44-48.
2. Ковалев Е. Т., Давиденко И. М. Преимущества и недостатки способов очистки коксового газа от сероводорода // Кокс и химия. - 1990. - № 6. - С. 31-34.

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. Лазаренко Н.К., Корзун Е.Л. ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА ЖАРОПРОЧНОГО СПЛАВА ВЖ178.....	6
2. Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПОРОЗНОСТИ ЗАГРУЖЕННОГО НА АГЛОМАШИНУ СЛОЯ ШИХТЫ НА ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ И ТЕМПЕРАТУРНО-ТЕПЛОВЫЕ УСЛОВИЯ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ.....	9
3. Назарюк В. Ю., Симоненко В.И. СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАТЕРИАЛА ОТЛИВОК КОЛЕС ШЛАМОВЫХ НАСОСОВ НА АБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС	14
4. Самолётов В.В., Корзун Е.Л. ДВУХСТАДИЙНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАФИНИРОВАНИЯ АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКОГО ХРОМА.....	16
5. Падалка А.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАСЧЁТА ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ГОРЕНИЯ ПРИ ВДУВАНИИ ПУТ В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ.....	19
6. Павлов А.В., Нестеров А.А., Кухарев А.Л. АНАЛИЗ УГАРА РАСКИСЛИТЕЛЕЙ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ.....	23
7. Крестин Р.В., Сервитовский Я.Ю., Куберский С.В. ВЛИЯНИЕ ПУЛЬСИРУЮЩЕЙ ПРОДУВКИ СТАЛИ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ВТОРИЧНОГО ОКИСЛЕНИЯ.....	26
8. Падалка А.В., Косенко С.В., Кочура В.В., Кузин А.В. ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ	31
9. Шаронов Д.Ю., Герцык С.И. ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ МЕТОДОМ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ	36
10. Парыгина Т. И., Кончиков С. А. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ТРАМБОВАНИЯ УГОЛЬНОЙ ШИХТЫ НА КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОКСА ...	41
11. Сысоев А.В., Кириличев М.В., Гаманюк С.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДОЛИВКИ РАСПЛАВА В ПРИБЫЛЬНУЮ ЧАСТЬ СЛИТКА НА ПРОЦЕСС ЗАТВЕРДЕВАНИЯ.....	46
12. Беляев В.В., Зайка В.И. ПЛАВКА МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ МЕТОДОМ ЭШП.....	51

2. ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА

1. Баранов И.И., Колтыгин А.В., Сысоева И.С. ВЛИЯНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ НА ТЕМПЕРАТУРУ ВОЗГОРАНИЯ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ.....	55
---	----

2. Бондарь А.Ю., Брусов А.Л. АНАЛИЗ ЗАЛЕЖЕЙ ЦЕННЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ НА ТЕРРИТОРИИ ДОНБАССА, А ТАКЖЕ ОТХОДОВ РАБОТЫ НЕКОТОРЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ, С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ	57
3. Бондарь А.Ю., Брусов А.Л. ОБЗОР СИТУАЦИИ В МИРЕ С НАЛИЧИЕМ, ДОБЫЧЕЙ (ПОЛУЧЕНИЕМ) И ПОТРЕБЛЕНИЕМ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ В РФ И В МИРЕ В ЦЕЛОМ	62
4. Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г. РЕЦИКЛИНГ КАК ОСНОВА ПРОГРЕССА В МЕТАЛЛУРГИИ.....	67
5. Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г. ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ РЕЦИКЛИНГА В ФОРМИРОВАНИИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ОТРАСЛИ.....	70
6. Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г. ПОСТРОЕНИЕ АЛГОРИТМА ФОРМИРОВАНИЯ ИСКУССТВЕННОЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МЕТАЛЛУРГИИ.....	72
7. Дятлов Д. В., Бородацкий И. А., Корицкий Г.Г. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ И АССОРТИМЕНТ ИЗДЕЛИЙ ИЗ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ	76
8. Дятлов Д.В., Бородацкий И.А., Корицкий Г.Г. СОРТИРОВКА И ПЕРЕРАБОТКА ЭЛЕКТРОННОГО И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО ЛОМА.....	78
9. Гаврилеева А. В., Копылова Н. А., Зароченцев В.М. БЛОЧНО-МОДУЛЬНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЛИЗА ЦИНКА ИЗ ВОДНЫХ СУЛЬФАТНЫХ РАСТВОРОВ	81
10. Карагодин И.О., Брусов А.Л. АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВЫ РЕЦИКЛИНГА ЛИТИЯ ДЛЯ ДОНБАССА И РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ	86
11. Лыскович А.А., Баженов В.Е., Баранов И.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ AL-ZN-CA-(SC)	91
12. Мартыненко А.Н. МЕСТО ЭЛЕМЕНТОВ В ХИМИЧЕСКОМ ПРОСТРАНСТВЕ	94
13. Пастухов И.Б., Пасечник А.Ю. ПРОБЛЕМЫ РЕЦИКЛИНГА ТИТАНА И ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ	97
14. Сагайдак А. И., Пасечник А.Ю. ОСОБЕННОСТИ ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ	100
15. Шкилёва Д.А., Рябова Л.И. ПРОБЛЕМА УСАДОЧНЫХ ДЕФЕКТОВ В СЛИТКАХ БОЛЬШИХ ДИАМЕТРОВ ИЗ СПЛАВА ВЖ159 ПРИ ВАКУУМНО-ДУГОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ	103
16. Симонов А.Ю., Пасечник С.Ю. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ПОРОШКОВ ТИТАНА И ЕГО СПЛАВОВ	106
17. Слободин В.А., Евграфов Г.М., Сидрачев А.В. РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ДЛЯ БАЛАНСОВЫХ РАСЧЕТОВ	

ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ТИТАНОВОГО ШЛАКА В РУДНО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕЧИ.....	110
18. Зинченко Р.П., Брусков А.Л. СРАВНЕНИЕ ОСНОВНЫХ СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИТИЯ	115

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1. Семенченко А.Р., Яковченко А.В. УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ФОРМОВКИ ПОЛУЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ СВАРНЫХ ДВУХШОВНЫХ ТРУБ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА.....	121
2. Бойченко В.С., Яковченко А.В. УЧЕТ СХЕМЫ НЕЙТРАЛЬНЫХ СЕЧЕНИЙ В ОБОДЬЯХ КОЛЕСНОЙ ЗАГОТОВКИ И ЧЕРНОВОГО КОЛЕСА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КАЛИБРОВКИ ДЛЯ ФОРМОВОЧНОГО ПРЕССА	125
3. Токарь А.А. ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССА ОСАДКИ ИСХОДНОЙ ЗАГОТОВКИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ШТАМПОВАНО-КАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС НА ИСПРАВЛЕНИЕ ЕЕ ОВАЛЬНОСТИ.....	128
4. Литвиненко В.А., Яковченко А.В. ЗАВИСИМОСТЬ НАПРЯЖЕНИЯ ИЗГИБА В ВЕРХНЕМ РОЛИКЕ ТРЕХВАЛКОВОЙ ЛИСТОГИБОЧНОЙ МАШИНЫ ОТ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ НИЖНИМИ РОЛИКАМИ, ПРЕДЕЛА ТЕКУЧЕСТИ СТАЛИ И ТОЛЩИНЫ СТЕНКИ ФОРМУЕМОЙ ТРУБНОЙ ЗАГОТОВКИ.....	132
5. К.И., Романцев Б.А. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЯ СТОЙКОСТИ ОПРАВОК ПРИ РАСКАТКЕ В СТАНЕ ВИНТОВОЙ ПРОКАТКИ МИСИС 130Д.....	135
6. Гавриченко А.В., Закарлюка С.В., Шевелев А.И. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НЕССИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТИ ТОНКИХ ПОЛОС.....	136
7. Кузин Д.И., Парубок А.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ БЕССЛИТКОВОЙ ПРОКАТКИ-ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРУТКОВ ИЗ ОТХОДОВ СПЛАВА АД31	141
8. Кравцова С. И., Яковченко А. В. АНАЛИЗ МЕТОДОВ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА В ПРОЦЕССАХ ГОРЯЧЕЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ УВЕЛИЧЕННЫХ ЗНАЧЕНИЯХ СТЕПЕНИ ДЕФОРМАЦИИ	146
9. Парубок А.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ СОВМЕЩЕННОЙ ПРОКАТКИ-ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРУТКОВ ИЗ ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК МАГНИЯ Mg90.....	151
10. Исангильдин Д.Р., Соседкова М.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ЛИСТА.....	156
11. Белолипецкая Е.С., Соловьев В.Н. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ QFORM ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОКАТКИ РЕЛЬСЫ.....	159

12. Кун А.С., Белолипецкая Е.С., Соловьев В.Н. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ СЛЯБА НА ВЕЛИЧИНУ ОБРЕЗИ РАСКАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ QFORM.....	162
13. Анисочкина Е.А., Руденко Е.А., Полухина С.В. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ УНИВЕРСАЛЬНЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА.....	166

4. МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ МАТЕРИАЛОВ

1. Боднарюк С., Штыхно А.П. ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ИЗДЕЛИЙ ИЗ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИХ РАБОТОСПОСОБНОСТИ.....	172
2. Венжега К.В., Штыхно А.П. ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ АГРЕССИВНОЙ СРЕДЫ НА КОРРОЗИОННУЮ СТОЙКОСТЬ АРМИРОВАННЫХ ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ, РАБОТАЮЩИХ ПРИ ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ.....	174
3. Малюта Е.Р., Эссельбах Р.В., Корсунов К.А. УПРОЧНЕНИЕ КОНСТРУКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ ПЛАЗМОТРОНОМ С ЖИДКИМ ЭЛЕКТРОДОМ	177
4. Перевалов С.И., Егоров Н.Т. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМОВ ЗАКАЛКИ И ОТПУСКА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ 17Г1С	180
5. Савула Е.А., Горбатенко В.П., Крымов В.Н. ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ И ОКОНЧАТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ НА УПРОЧНЕНИЕ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ В ПРОЦЕССЕ АБРАЗИВНОГО ИЗНАШИВАНИЯ.....	183
6. Савула Е.А., Крымов В.Н., Горбатенко В.П. ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ 10Х13Г6	188
7. Сергованцев С.И., Петрущак С.В. ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА СРЕДНЕУГЛЕРОДИСТЫХ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ НА ПРОКАЛИВАЕМОСТЬ.....	193
8. Шапрыхина В.С., Горбатенко В.П. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУР КРИТИЧЕСКИХ ТОЧЕК ДОЭВТЕКТОИДНЫХ СТАЛЕЙ	195

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1. Халабуда А.Н., Гнитиёв П.А. ДИАГНОСТИКА И ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ПЛАМЕННЫХ ПЕЧЕЙ	200
2. Костяной А.Р., Кашаев В.В. ОСОБЕННОСТИ РЕКУПЕРАЦИИ ТЕПЛОТЫ В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ	203
3. Кубраков М.Б., Лебедев А.Н. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ВОЗДУХА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕПЛОООБМЕНА В	

РЕКУПЕРАТОРЕ	205
4. Начкебия Н.С., Бирюков А.Б. ДИАГНОСТИКА ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ ШАРИКОВОЙ МИКРОРЕГЕНЕРАТИВНОЙ НАСАДКИ	209
5. Турулина Ю.О., Бирюков А.Б. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАСЧЕТНОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ ПОНИЖЕННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ	211

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1. Бородин А.А., Сафонова Е.К. АНАЛИЗ СХЕМЫ ИСТОЧНИКА ОТОПЛЕНИЯ НА БАЗЕ ТЕПЛООВОГО НАСОСА	214
2. Бородин А.А., Сафонова Е.К. НЕОБХОДИМОСТЬ СОБЛЮДЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО ГРАФИКА И ОТСЛЕЖИВАНИЕ ВО ВРЕМЯ ОТОПИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА.....	217
3. Гребенюк А.А. Сафонова Е.К. МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЛА ТВГ-8М С ЗАМЕНОЙ КРУГЛЫХ ТРУБ НА ОВАЛЬНЫЕ В КОНВЕКТИВНОЙ ЧАСТИ	221
4. Токарева Л.А., Мирошниченко О.А., Безбородов Д.Л. ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ В ТЕПЛОАККУМУЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ.....	225
5. Тоткал Т.С., Барашин В.А., Салмаш И.Н. УСТАНОВКА ПРОТОЧНЫХ РАСШИРИТЕЛЬНЫХ БАКОВ - ЭФФЕКТИВНЫЙ СПОСОБ ПОДДЕРЖАНИЯ ДАВЛЕНИЯ В СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ.....	227
6. Юрьев И.П., Гридин С.В. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ НАРУЖНЫХ ТЕПЛОВЫХ СЕТЕЙ	229
7. Боровская А.В., Безбородов Д.Л., Салмаш И.Н. ПЕРВИЧНЫЕ НАВЫКИ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЫ КАК ОСНОВА ПРАКТИЧЕСКОЙ ПОДГОТОВКИ ИНЖЕНЕРОВ- ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКОВ.....	233

7. ЭКОЛОГИЯ, РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ

1. Бутков Д.В., Асламова Я.Ю. ОЗДОРОВЛЕНИЕ УСЛОВИЙ ТРУДА В АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ЦЕХАХ	236
2. Платова О.К., Дедовец И.Г. О ПРОВЕДЕНИЯ АНАЛИЗА ЭЛЕМЕНТНОГО СОСТАВА УГЛЕРОДНЫХ МАТЕРИАЛОВ С ПОМОЩЬЮ АНАЛИЗАТОРА УГЛЕРОДА И СЕРЫ CS-3000.....	240
3. Колодова М.А., Дедовец И.Г. ПРИМЕНЕНИЕ МОКРОГО	

СПОСОБА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ДНР	244
4. Теслицкая А.А., Шербаков Д.Г., Ошовский В.В. МЕТОД РЕКУПЕРАЦИИ ТВЁРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ ПОЛИМЕРНОГО ТИПА ПРИ РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМЫ ЗАГРЯЗНЕНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	247
5. Бузань М.Д., Асламова Я.Ю. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ЦЕХОВ ДОНБАССА.....	250
6. Моряков В.В., Серховец А.А., Ганнова Ю.Н. ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ УЛАВЛИВАНИЯ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА ИЗ ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ТЕПЛОВЫХ АГРЕГАТОВ	255
7. Кутелёва Д.С., Сырых А.А., Ганнова Ю.Н. ПУТИ СНИЖЕНИЯ ТЕПЛООВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ОБЪЕКТОВ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ НА БИОСФЕРУ	259
8. Сырых А.А., Горбатко С.В. О ВОПРОСЕ ОЧИСТКИ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ КОКСОХИМИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ	262

Научное издание

**ВСЕРОССИЙСКАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

Материалы конференции

Компьютерное редактирование и верстка Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.