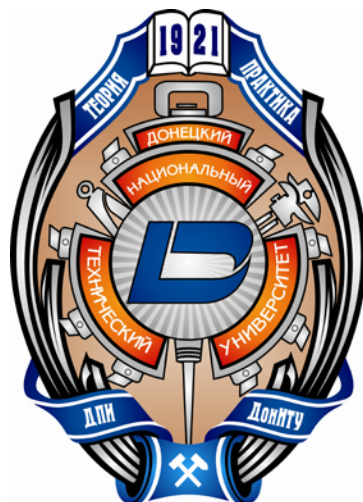


**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»
ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**



**VI МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

26-27 МАЯ 2020 года

ДОНЕЦК – 2020

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»
ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**



**VI МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК – 2020

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы VI Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Донецкий национальный технический университет», факультет металлургии и теплоэнергетики; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. – Электрон. дан. (1 файл: 17 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2020. – 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, металловедения и термической обработки металлов. Рассмотрены вопросы энергосберегающих технологий, технической теплофизики, экологии и охраны окружающей среды.

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

Редколлегия:

д.т.н., проф. Сафьянц С.М. (председатель); Асламова Я.Ю. (отв. редактор); д.т.н., проф. Алимов В.И.; д.т.н., проф. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Кочура В.В., к.т.н., доц. Пасечник С.Ю., д.т.н., проф. Снитко С.А.; д.т.н., проф. Троянский А.А.

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, 2020

© Изд-во ДОННТУ, 2020

Уважаемые молодые ученые и студенты!



VI Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» посвящена 75-летию Победы в Великой Отечественной войне.

В 2020 г. в конференции приняли участие 90 молодых ученых и студентов из 9 высших учебных заведений Донецкой Народной Республики, Луганской Народной Республики, России и Белоруссии.

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 приведены по секциям:

Металлургия черных металлов

Цветная металлургия, литейное производство и сварка

Обработка металлов давлением

Прикладное материаловедение, термическая обработка металлов и металловедение

Промышленная теплотехника

Теплоэнергетика

Экология 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,
профессор, д.т.н.

A handwritten signature in black ink, appearing to read 'Safyanets'.

С.М. Сафьянц

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ РЕЦИКЛИНГА МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ

Мартыненко А.Н., Троянский А.А.
Донецкий национальный технический университет

Повторное вовлечение полезных компонентов из вторичного сырья в производство, в том числе и из металлосодержащих отходов (МО), несомненно, актуально и мотивируется следующими технико-экономическими положениями [1,2]:

- частичное покрытие потребности в дорогостоящем первичном сырье;
- снижение энергетических и финансовых затрат за счёт исключения технологических операций по переделу руды;
- значительное уменьшение негативных воздействий на окружающую среду;
- сокращение импорта отдельных видов сырья.

Преимущество получения металлов из отходов производства и потребления в сравнении с получением их из рудного сырья иллюстрируется сопоставлениям основных показателей производства в таблице 1 [3].

Таблица 1 - Показатели производства цветных металлов из рудного и вторичного сырья (числитель - из рудного сырья; знаменатель - из вторичного сырья)

Показатели	металлы			
	алюминий	медь	свинец	цинк
Среднее содержание в сырье, %	39,6/80	0,8/75	1,4/50	2,7/65
Извлечение в готовую продукцию, %	87/92,4	80/94	80/95	76/83
Расход условного топлива, кг/т готовой продукции	9000/270	1300/200	700/500	600/500
Количество отходящих газов, тыс. м ³ /т готовой продукции	60/5	4/4	20/5	15/2

В отличие от рудного сырья МО имеют широкую номенклатуру и в зависимости от формы нахождения металла могут быть разделены на две группы: металлические (стружка, обрезь, литниковый материал, бракованные изделия, изношенные детали механизмов, провода, бытовые отходы) и неметаллические (шлак, шлам, пыль, зола, отработанные электролиты). Также МО классифицируют по физическим признакам, по тоннажу, по опасности и т.д.

Многообразие видов МО обуславливает весьма широкий спектр

технологических вариантов их рециклинга, преимущественно осуществляемых в отражательных, шахтных, дуговых и индукционных печах. Каждый из указанных агрегатов позволяет, в определенной степени организовывать процесс извлечения полезных компонентов из вторичного металлосодержащего сырья, обеспечивать при этом приемлемые технико-экономические показатели рециклинга. Однако, наиболее частыми недостатками технологий на их базе являются низкая степень извлечения металла и его качество, а так же экологические аспекты. Возможным методом в устранении данных недостатков является электрошлаковая плавка.

В настоящее время на промышленных предприятиях машиностроительного профиля, имеется разнообразный парк агрегатов электрошлаковой плавки, сварки и переплава, часть из которых загружены не в полной мере. В связи с чем, целью данной является анализ возможности использования электрошлаковых печей для рециклинга МО, образующихся в процессе выплавки, механообработки и последующей эксплуатации металлических изделий.

Электрошлаковые агрегаты относятся к печам сопротивления, в которых элементом тепловыделения и рафинирования является слой, как правило, синтетического шлака – шлаковая ванна. В зависимости от производственных задач и вида МО плавку можно осуществлять непосредственно в водоохлаждаемый кристаллизатор (рис.1.) с последующим получением готового слитка или шихтовой заготовки, либо в керамический тигель с последующей заливкой металла в литейные формы (рис. 2.).

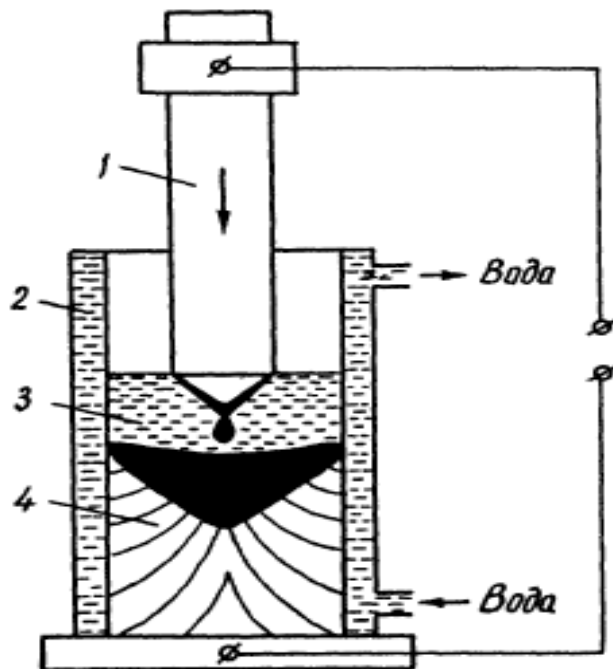


Рисунок 1 – Электрошлаковая плавка в кристаллизатор:
1 – переплавляемый электрод; 2 – водоохлаждаемый кристаллизатор;
3 - ванна расплавленного шлака; 4 - затвердевший слиток [4]

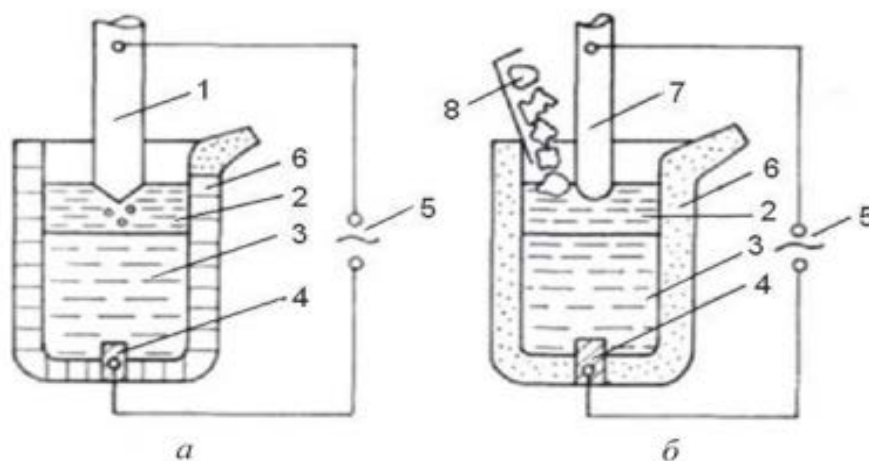


Рисунок 2 – Электрошлаковая плавка в тигель:

а – с расходуемым электродом; б – с не расходуемым электродом:

1 – расходуемый электрод; 2 – жидкий шлак; 3 – жидкий металл;

4 – подовый электрод; 5 – источник питания; 6 – тигель;

7 – не расходуемый электрод; 8 – кусковая шихта [5]

Оба варианта обеспечивают помимо расплавления отходов, хорошее рафинирование металла. Электрошлаковый переплав (ЭШП) в кристаллизатор даёт плотную, однородную, направленную макроструктуру слитка. Плавка в керамический тигель более гибкий технологический процесс, позволяющий заливать хорошо отрафинированный шлаком металл в заданные литейные формы (ЭШТП).

Стандартный способ переработки МО с использованием электрошлаковой технологии включает следующие основные этапы [6]: 1) плавка отходов; 2) разливка расходуемых электродов (РЭ); 3) ЭШП электродов; 4) получение литых заготовок.

Высокая себестоимость металла, получаемого по данной технологии, объясняется в первую очередь высокими затратами на изготовление РЭ, которые составляют в зависимости от способа изготовления и степени легирования 65-80% от общей себестоимости выплавляемого слитка [7].

Одним из перспективных вариантов получения РЭ является комбинирование металлизированных окатышей и жидкой лигатуры заданного химического состава методом их одновременной подачи в специальную изложницу (рис.3.). Способ исключает из технологической схемы ЭШП трудоемкие операции по изготовлению электродов ковкой и прокаткой [8].

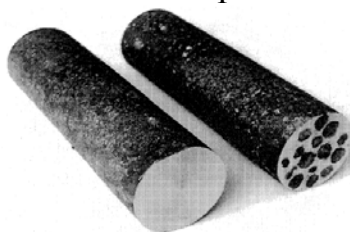


Рисунок 3 – Расходуемые электроды для ЭШП:

слева - без окатышей; справа – комбинированные [8]

Существует ряд технологий, позволяющих производить РЭ посредством сварки кусков крупногабаритных металлических отходов. В патенте [9] для повышения механической прочности таких РЭ, и повышения силы тока дуги при переплаве применяется токопроводящий элемент, выполненный в виде стержня (рис.4.).

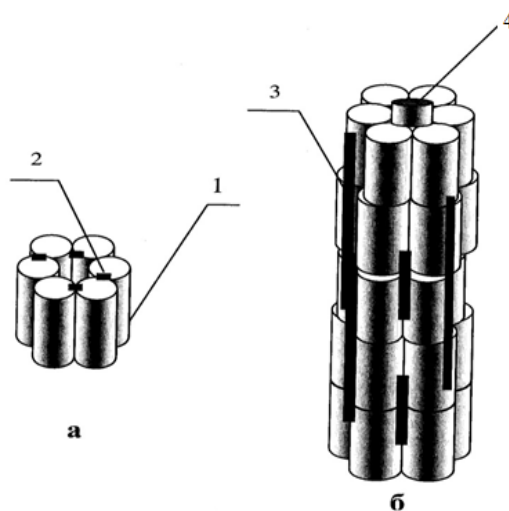


Рисунок 4 – Схема сборки РЭ из отработанной штамповой оснастки:
 а – заготовка; б – электрод в сборе; 1 - штамповая оснастка; 2 - сварочный шов; 3 - соединительные полосы; 4 – стержень

Однако схема ЭШП с РЭ не позволяет эффективно перерабатывать некомпактную шихту (стружка, обрезь, проволоку, гранулированные порошки, губку и т.п.). Для этих целей более пригодным является ЭШТП [10-12], по схеме, представленной на рисунке 2б.

Как показал опыт, переплав некомпактных МО затруднителен [13]. Поэтому в Институте электросварки им. Е. О. Патона разработана технология компактирования металлических материалов в РЭ, суть которой заключается в совмещении процессов прессования и электротермического нагрева. Технологию отработывали на специально созданной для этого опытной установке. На рисунке 5 показан общий вид комбинированной заготовки, скомпактированной из титановой стружки различных видов и размеров. В работе [14] показана возможность использования камерного электрошлакового переплава таких РЭ из титановой губки, стружки, счисток с реторт и обрезки титановых труб.



Рисунок 5 – Заготовка из титановой стружки[15]

Кроме того, электрошлаковая плавка позволяет достаточно эффективно

перерабатывать шлаки. Например, в работе [16] показана возможность электрошлаковой переработки ванадийсодержащих шлаков с целью получения ванадийсодержащих лигатур со степенью извлечения ванадия 92-95%. Возможна переработка и других шлаков за счет создания специальных восстановительных условий в шлаковой ванне.

Таким образом, электрошлаковая технология занимает особое место во вторичной металлургии и открывает возможности существенного снижения степени утраты полезных компонентов, повышению качества литой продукции и технико-экономических показателей процесса рециклинга металлов. К тому же, открываются существенные перспективы и в решении экологических вопросов переработки МО. Проведенный обзор технологических особенностей переработки вторичного металлосодержащего сырья методами ЭШП, показал широкие возможности данного способа плавки. Для рециклинга МО можно использовать типовые электрошлаковые установки без реконструкции. По нашему мнению, наиболее перспективным направлением использования электрошлаковой технологии является переработка некомпактных металлических отходов. Возможные схемы переработки МО обобщенно представлены на рисунке 6.



Рисунок 6 – Схема возможных технологических цепочек переработки МО электрошлаковой плавкой

Литература

1. Медь вторичная / В.Н. Бредихин [и др.] - Донецк: ДонНТУ, 2006. - 416 с.
2. Смирнов, В.В. Рециклинг - стратегическое направление повышения эффективности металлургии в Российской Федерации / Учет. Анализ. Аудит = Accounting. Analysis. Auditing. 2018. - №5. - С. 30-39.

3. *Металлургия цветных металлов / Г.А. Колобов [и др.] - Донецк.: изд. дом «Кальмиус». 2007. - 462 с.*
4. *Казачков, Е.А. Электрошлаковый переплав. Ч.1. / Е.А. Казачков, А.Д. Чепурной. - М: ПГТУ, 1995. - 83 с.*
5. *Электрошлаковая тигельная плавка и разливка металла / Б.И. Медовар [и др.]. - Киев: Наукова думка, 1988. - 216 с.*
6. *Технология электрошлакового кокильного литья машиностроительных изделий / С.Н. Жеребцов [и др.] // Вестник СибАДИ, №5(51), 2016. - С. 7-13.*
7. *Чуманов, И.В. Об экономической эффективности электрошлакового переплава металлизированного сырья. Серия «Металлургия» / И.В. Чуманов, Е.А. Ворона // Вестник ЮУрГУ, 2011. - №36. - С. 23-25.*
8. *Чуманов, И.В. К вопросу об изменении электрических характеристик комбинированных электродов «окатыш-лигатура» для ЭШП. Серия «Металлургия» // И.В. Чуманов, С.Н. Трофимова, Е.А. Ворона // Вестник ЮУрГУ. - 2010. - №13. - С. 47-49.*
9. *Патент №2215381 - Расходуемый электрод вакуумной дуговой электропечи*
10. *Биктагиров, Ф.К. Электрошлаковая плавка некомпактных металлических и металлсодержащих материалов // Ф.К. Биктагиров, Р.Г. Крутиков, А.В. Гнатушенко // Проблемы металлургии, материаловедения и сварки: сб. тр. VII Межд. науч.-техн. конф., Тбилиси, (Грузия): 2002. - С. 347-353.*
11. *Жеребцов, С.Н. Электрошлаковый переплав стружки высоколегированных жаропрочных сплавов. Механика, Машиностроение. // С.Н. Жеребцов, Ю.В. Романовский // Омский научный Вестник. - 2005. - №2. - С. 108-109.*
12. *Гнатушенко, А.В. Электрошлаковая выплавка хромовой бронзы БрХ / А.В. Гнатушенко, Ф.К. Биктагиров, А.П. Игнатов // Современная электрометаллургия. - 2012. - №1. - С. 16-18.*
13. *Фарисов, Р.Д. Разработка ресурсосберегающих технологий переплава стружечных отходов для изготовления отливок: автореф. дис.... канд. техн. наук: 05.16.04 / Фарисов Рисуи Данифович. - Нижний Новгород, 2010. - 18 с.*
14. *Возможности камерного электрошлакового переплава в получении титана коммерческой чистоты / А.Д. Рябцев [и др.] // Современная электрометаллургия. - 2012. - №1. - С. 7-9.*
15. *Электротермическое компактирование металлических материалов. Энергоресурсосбережение / В.А. Шаповалов [и др.] // Современная электрометаллургия. - 2011. - №4. - С. 42-45.*
16. *Производство ванадийсодержащих лигатур с использованием электрошлаковой технологии / Ф.К. Биктагиров // Современная электрометаллургия. - 2007. - №3. - С. 7-11.*

К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ ЗАТРАТ НА ДЕСУЛЬФУРАЦИЮ СТАЛИ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ЕЕ ОБРАБОТКЕ

Первухин Д.В.

Донецкий национальный технический университет

Бабанин А.Я.

Донбасская национальная академия строительства и архитектуры

В настоящее время потребители металлургической продукции выдвигают все более жесткие требования по повышению уровня механических и служебных свойств производимых сталей в соответствии с особенностями их применения. Это обусловлено необходимостью повышения качества производимых из металлопродукции машин, агрегатов, изделий и увеличения срока их службы

В частности, для применения в гражданском и промышленном строительстве, сооружения магистральных газо и нефтепроводов, в судо и кораблестроении (включая морские платформы), автомобильном и железнодорожном транспорте, а так же в машиностроительной и других отраслях промышленности, возникает необходимость в производстве сталей как высокого уровня качества, так и высокого уровня требуемых служебных свойств [1].

Известно, что сера, присутствующая в шихтовых материалах и попадающая в расплав при выплавке стали, оказывает существенное отрицательное влияние на уровень механических и служебных свойств готового металла.

Согласно существующим ГОСТ и зарубежным стандартам, для обеспечения заданного качества стали, в готовом металле необходимо обеспечить содержание серы менее 0,008%, а в металле особого назначения – на уровне 0,001-0,002% [2].

Обеспечение столь низкого содержания серы в готовом металле обуславливает необходимость проведения дополнительных операций по десульфурации стали в агрегате ковш-печь (АКП) [3].

Применяемые в настоящее время технологии десульфурации стали на АКП, как правило основываются на значительном повышении основности шлака (до 4,5-5,0 ед.) и применении рафинировочных смесей на основе плавикового шпата (CaF_2), как наиболее эффективного десульфуратора.

Следует отметить, что данные технологии десульфурации значительно удорожают процесс производства стали, особенно при необходимости обеспечения сверхнизкого содержания серы и применения дефицитного плавикового шпата.

Поэтому, разработка эффективной технологии десульфурации стали, основанной на применении более дешевых и не дефицитных материалов, является актуальной задачей.

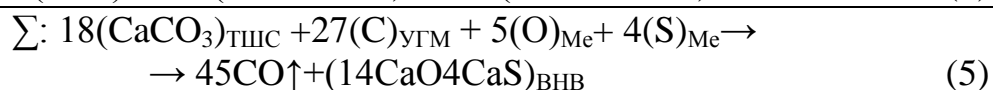
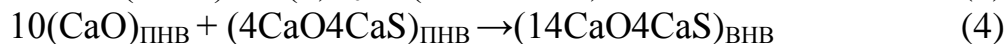
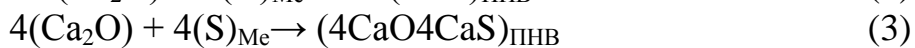
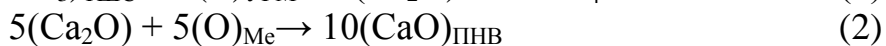
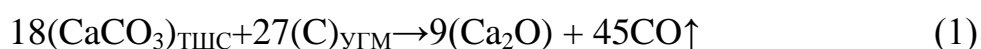
Целью данной работы является определение возможности применения

минералов-карбонатов местных месторождений для разработки более эффективной и дешевой технологии десульфурации стали.

В природе существуют минералы-карбонаты ЩЗМ на основе Mg, Ca, Sr, Ba в виде известняка, доломита, а также комплексные карбонаты кальций-стронций-барий. В частности, в Донбассе имеются неограниченные залежи известняка (CaCO₃) разрабатываемые в Комсомольском рудоуправлении. (Старобешевский р-н., Донецкой обл.) . В сталеплавильном производстве для десульфурации стали применяют свежесожженную известь, которая является основным материалом для повышения основности ковшевого шлака и основным компонентом для изготовления, совместно с плавиковым шпатом (CaF₂), твердых шлаковых смесей (ТШС).

Оценка возможности применения для десульфурации стали ТШС на основе известняка и углеродсодержащего материала (УГМ) выполнена в соответствии с феноменологической теорией строения металлургических фаз в жидком и твердом состоянии по модели гармонических структур вещества (теория МГС-фаз) [4,5].

Данный механизм рафинирования стали представлен через последовательный ряд структурно-химических реакций открытых металлургических процессов. При применении воздушно-сухого известняка в смеси с углеродсодержащим материалом структурно-химические реакции процесса представлены следующим последовательным рядом:



Реакции характеризуют:

- (1) – образование активированной низковалентной извести (Ca₂O)_{АК},
- (2) и (3) – раскисление и десульфурацию металла с образованием первичных неметаллических включений (ПНВ),
- (4) – образование вторичных неметаллических включений (ВНМ),
- (5) - суммарная реакция процесса рафинирования стали .

В соответствии с принципом академика А.А. Байкова последовательность процессов окисления химических элементов сопровождается образованием промежуточных фаз низшей валентности до появления стабильных (полновалентных) оксидов. Щелочно-земельные металлы (ЩЗМ) обладают высшей валентностью (2⁺) в полновалентных оксидах CaO, а образующиеся низшие оксиды – одновалентные типа Ca₂O, в связи с термодинамической необходимостью перехода в полновалентные оксиды и оксисульфиды, обладают более высокой химической активностью в процессах раскисления и десульфурации стали.

Следовательно, образующиеся в процессе диссоциации известняка в присутствии углеродсодержащего материала одновалентные оксиды кальция позволяют значительно активизировать процессы десульфурации и раскисления стали и, тем самым, повысить их эффективность и сократить расход дефицитных десульфураторов (магний, кальций), раскислителей (алюминий, кремний) и ТШС. Кроме того, уменьшить применение плавикового шпата (CaF_2), образующего фторсодержащие отравляющие газовые компоненты в воздушной атмосфере производственного помещения.

В качестве рафинировочной смеси, присадочной в сталеразливочный ковш вместо ТШС ($\text{CaO} + \text{CaF}_2$) предлагается применить рафинировочную смесь состава известняк (CaCO_3) и углеродсодержащий материал (коксовая мелочь, антрацитовый штыб и др.).

Материального баланса суммарной реакции процесса (5) позволяет рассчитать количество присадочных материалов и неметаллических включений, глубину раскисления $\Delta(\text{O})$ ppm и десульфурации $-\Delta(\text{S})_{\text{Me}}$, ppm, а также адсорбционную емкость по кислороду (A_{O}), % и сере (A_{S}), % и состав ВНВ.

Выполненные расчеты свидетельствуют, что при присадке смеси (1,0 кг известняка и 0,18 кг углеродсодержащего материала) на тонну стали процесс рафинирования с образованием 0,6 кг/т ВНВ, содержащих (масс. %) 73,1 $\text{CaO} + 26,9 \text{CaS}$ при $A_{\text{S}} = 11,9\% + A_{\text{O}} = 7,5\%$, $\Delta(\text{S})_{\text{Me}} = 70$ ppm, $\Delta(\text{O})_{\text{Me}} = 45$ ppm.

Окись углерода в количестве 700 ppm обеспечивает равномерное перемешивание металлического расплава и создает тепловой экран над поверхностью шлака при дожигании в атмосфере воздуха.

Стехиометрический состав ВНВ содержит 36 частиц (N) в структурной формуле $\text{Ca}_{18}\text{O}_{14}\text{S}_4$ в виде полигональной ячейки (ПГЯ) СИМ – комплекса представленной на рисунке 1.

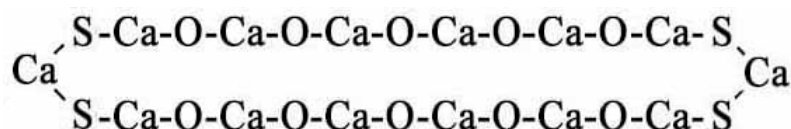


Рисунок 1 - СИМ – комплекс формулы $\text{Ca}_{18}\text{O}_{14}\text{S}_4$ в виде полигональной ячейки.

Геометрические параметры, вычисленные по орбитальным радиусам ионов Ca^{2+} , O^{2-} , S^{2-} составляют: длина $L_{\text{ПГЯ}} = 2,64$ нм, площадь $S_{\text{ПГЯ}} = 0,81$ нм² и относительная плотность упаковки $S_0 = 0,0225$.

Таким образом, в результате проведенных теоретических исследований установлено, что шлаковая смесь из порошкообразного известняка и углеродсодержащего материала имеет значительные резервы по повышению эффективности процессов десульфурации и раскисления стали. Применение данной рафинировочной смеси заданного состава обеспечивает снижение расхода десульфураторов и раскислителей, а также исключает применение

свежеобожженной извести и плавикового шпата, что значительно улучшает экологию и повышает рентабельность производства стали.

Литература

1. Горохов Е.В. Особенности технологических процессов обработки кальцием конструкционных трубных сталей категории прочности Х70 на агрегате ковш-печь большой емкости / Е.В. Горохов, А.Я. Бабанин, В.В. Белоусов и др. // Электromеталлургия.-2013.- №4.- С.29-31.

2. Бабанин А.Я. Развитие научных основ и технологии внепечной обработки конструкционных сталей. Автореф. диссерт. на соискание учен. степени докт. техн. наук. Донецк. -2016. -32 с.

3. Горохов Е. В. Повышение эффективности десульфурации конструкционной стали для магистральных газо- и нефтепроводов / Е.В. Горохов, А.Я. Бабанин, В.В. Белоусов и др. // Электromеталлургия.-2013.- №6.- С.25-27.

4. Бабанин А.Я. Наноструктурный анализ механизма образования неметаллических включений при ковшевой обработке стали сплавами ферросиликоалюминия и силикокальция / А.Я. Бабанин, Б.Ф. Белов, В.В. Белоусов // Электromеталлургия.-2018.- №8.- С.30-38.

5. Белов Б.Ф. Теория МГС-фаз и её применение для разработки рафинировочных шлаков / Б.Ф. Белов, А.И. Троцан, В.Д. Александров и др. / Бюл. «ЧМ». – 2014. – вып. 12. –№4.- с. 27-34.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ДЕСУЛЬФУРАЦИИ СТАЛИ В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Абакумов А.Я.

Донецкий национальный технический университет

Бабанин А.Я.

Донбасская национальная академия строительства и архитектуры

Несмотря на то, что в настоящее время производство качественной конструкционной стали обязательно включает ее десульфурацию в процессе внепечной обработки на агрегате ковш-печь (АКП), удаление серы при выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи является важной технологической операцией, определяющей как производительность так и технико-экономическую эффективность всего технологического процесса.

Стандартной технологией десульфурации стали в процессе ее выплавки в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) является присадка в завалку металлошихты совместно с известью. Плавление с дальнейшими подвалками металлошихты и присадками порций извести.

Следует отметить, что существуют также другие различные варианты наводки шлака в ДСП. Например, наряду с известью в завалку могут присаживать так же и известняк. Кроме того, в последнее время для наводки шлака начали присаживать доломит. Обобщающим условием всех данных технологий является применение минералов-карбонатов щелочно-земельных металлов (ЩЗМ).

Следует отметить, что неэффективные процессы десульфурации стали в ДСП, основанные на применении шлакообразующих материалов с малой адсорбционной емкостью, значительно удорожают процесс производства стали, в связи с увеличением длительности плавки как в ДСП так и в процессе внепечной доводки металла на АКП. Особенно это наблюдается при необходимости обеспечения сверхнизкого содержания серы и при повышенном расходе шлакообразующих материалов [1].

Поэтому, оптимизация технологии десульфурации стали в ДСП, основанная на применении более дешевых и не дефицитных материалов, является актуальной задачей.

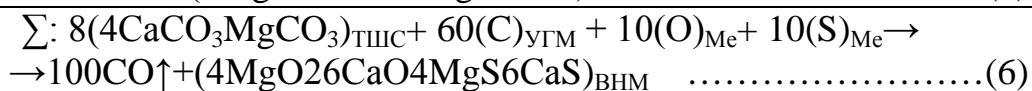
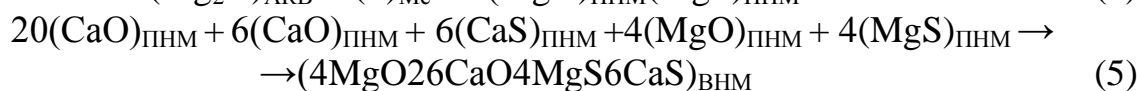
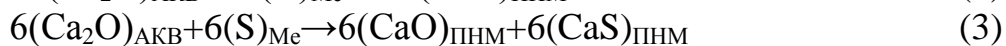
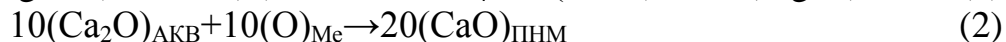
Целью данной работы является определение возможности применения более адсорбционноемких рафинировочных шлаковых смесей на основе минералов-карбонатов местных месторождений для создания более эффективной и дешевой технологии десульфурации стали в печи.

В природе существуют минералы-карбонаты ЩЗМ на основе Mg, Ca, в виде доломита. В частности в Донбассе имеются неограниченные залежи доломита, переработка которого осуществляется в г. Докучаевске. В сталеплавильном производстве зачастую применяют обожженный доломит.

В данной работе выполнена предварительная оценка возможности применения для десульфурации стали рафинировочной смеси на основе

доломита (ДМ) и углеродсодержащего материала (УГМ). Теоретическая проработка проводилась в соответствии с теорией строения металлургических фаз в жидком и твердом состоянии по модели гармонических структур вещества (теория МГС-фаз) [2-3].

Механизм технологического процесса рафинирования стали смесью доломита с углеродсодержащим материалом может быть представлен в виде последовательного ряда структурно-химических реакций применительно к открытым металлургическим процессам:



Реакции характеризуют:

- (1) – образование активированных (АКВ) одновалентных оксидов кальция и магния,
- (2, 3, 4) – раскисление и десульфурация металлического расплава с образованием первичных неметаллических включений (ПНВ),
- (5) – образование вторичных неметаллических включений (ВНВ),
- (6) – суммарная реакция рафинирования металла.

В соответствии с принципом академика А.А. Байкова последовательность процессов окисления химических элементов сопровождается образованием промежуточных фаз низшей валентности до появления стабильных (полновалентных) оксидов. Щелочно-земельные металлы обладают высшей валентностью (2^+) в полновалентных оксидах MgO, CaO. Низшие одновалентные оксиды Mg₂O и Ca₂O обладают высокой химической активностью в процессах раскисления и десульфурации стали. Поэтому, образующиеся в результате диссоциации доломита в присутствии углеродсодержащего материала (рекция 1.1), одновалентные оксиды Mg₂O и Ca₂O в первую очередь взаимодействуют с присутствующими в расплаве серой и кислородом до образования полновалентных оксидов и оксисульфидов.

Образующиеся активированные одновалентные оксиды магния и кальция позволяют значительно интенсифицировать процесс удаления серы, сократить расход шлакообразующих материалов и дефицитных сплавов – раскислителей (кремний, алюминий).

В качестве присадочных материалов в ДСП предлагается вместо извести применять смесь доломита (4CaCO₃MgCO₃) с углеродсодержащим материалом (коксовая мелочь, антрацитовый штыб и др.).

Данная смесь будут способствовать не только повышению эффективности десульфурации и раскисления стали, а также способствовать

модифицированию неметаллических включений и переводу, образующихся в процессе раскисления и находящихся в стали, тугоплавких оксисульфидов щелочно-земельных металлов в жидкое состояние.

Суммарная реакция (6) материального баланса позволяет рассчитать количество присадочных материалов и образующихся неметаллических включений, глубину раскисления $\Delta(O)$ ppm и десульфурации $-\Delta(S)_{Me}$, ppm, а также адсорбционную емкость по кислороду (A_O), % и сере (A_S), % и состав вторичных неметаллических включений (ВНВ) [4].

Выполненные расчеты материального баланса процесса рафинирования стали по суммарной реакции (6), свидетельствуют, что при присадке смеси с расходом (кг/т): $1,0 DM + 0,19 (C)_{УГМ}$ достигается снижение содержания:

- кислорода на 40 ppm ($O)_{Me}$;
- серы на 80 ppm ($S)_{Me}$;
- выделения углекислого газа составляют - 700 ppm $CO\uparrow$.

Образующиеся вторичные неметаллические включения имеют следующие химические параметры:

- при данном расходе присаживаемой шлаковой смеси образуется вторичных неметаллических включений - 0,60 кг/т (ВНВ),
 - химический состав вторичных неметаллических включений (масс. %):
 $7,1 MgO + 64,1 CaO + 9,8 MgS + 19,0 CaS$;
- адсорбционная емкость по сере, $A_S = 14,1$ %;
- адсорбционная емкость по кислороду, $A_O = 7,0$ %.

Параметры структурного состояния вторичных неметаллических включений:

- стехиометрический состав ВНВ включает 80 частиц;
- структурная формула ВНВ имеет вид- $Mg_8Ca_{32}O_{30}S_{10}$;
- СИМ-комплекс ВНВ имеет вид полигональной ячейки (ПГЯ) изображенной на рисунке 1.

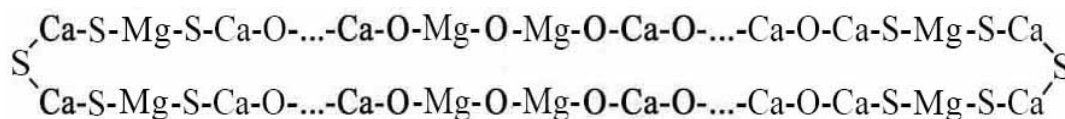


Рисунок 1 - Структурный ионно-молекулярный комплекс полигональной ячейки вторичных неметаллических включений

Геометрические параметры ПГЯ, вычисленные по орбитальным радиусам ионов Ca^{2+}, O^{2-}, S^{2-} составляют:

- длина - $L_{ПГЯ} = 7,48$ нм;
- площадь - $S_{ПГЯ} = 2,3$ нм²;
- относительная плотность упаковки - $S_0 = 0,0286$.

Таким образом, в результате проведенных теоретических исследований было установлено, что смесь из порошкообразного доломита и углеродсодержащего материала имеет значительные резервы по повышению

эффективности процессов десульфурации и раскисления стали применительно к дуговой сталеплавильной печи. В частности адсорбционная емкость образующегося шлакового расплава, находящегося в виде печного шлака и ВНВ составляет по сере и кислороду, соответственно 14,1% и 7,0%. Применение данной рафинировочной смеси позволяет обеспечить снижение расхода шлакообразующих материалов, в частности свежееобожженной извести, а также десульфураторов и раскислителей, что значительно повысит рентабельность производства стали.

Литература

1. Бабанин А. Я. Обработка железоуглеродистых расплавов высокоактивными реагентами /А. Я. Бабанин, Б. Ф. Белов, В. В. Белоусов, Я. В. Павлов //Донецк. Восточный издательский дом. – 2015. – 219 с
2. Белов Б.Ф. Структуризация металлургических фаз в жидком и твердом состояниях /Б.Ф. Белов, А.И. Троцан, П.С. Харлашин // Изв.ВУЗов. Ч.М.- 2002.- №4.-
3. Белов Б.Ф. Теория МГС-фаз и её применение для разработки рафинировочных шлаков / Б.Ф. Белов, А.И. Троцан, В.Д. Александров и др. / Бюл. «ЧМ». – 2014. – вып. 12. –№4.- с. 27-34.
4. Бабанин А.Я. Наноструктурный анализ механизма образования неметаллических включений при ковшевой обработке стали сплавами ферросиликоалюминия и силикокальция / А.Я. Бабанин, Б.Ф. Белов, В.В. Белоусов // Электрометаллургия.-2018.- №8.- С.30-38.

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КОНВЕРТЕРА ПРИ НАНЕСЕНИИ ГАРНИСАЖА

Дергачёв И.А., Лебедев Е.Н.

Донецкий национальный технический университет

Новые огнеупорные материалы обеспечивают ресурс их эксплуатации в футеровке конвертера более трех тысяч плавов. Несмотря на это, их износ неизбежен и требует остановку конвертера для перефутеровки.

В современных условиях конвертерного производства, наилучшими условиями эксплуатацией агрегата при замене футеровки является агрегатный ремонт. Он заключается в извлечении конвертера из опорного кольца. После этого он отправляется на специализированный участок. Освободившееся пространство в опорном кольце занимает конвертер с новой футеровкой [1].

Это возможно в тех условиях, когда цех спроектирован под эту технологию. В ранее спроектированных цехах, для этого нет достаточного пространства.

Применяемые для футеровки периклазоуглеродистые материалы в зависимости от состава исходной шихты содержат 94 – 98 % MgO, содержание углерода 10 – 25 %, плотность 2,88 – 3,06 кг/м³, открытая пористость 2,5 – 7,0 %, предел прочности при сжатии 35 – 63 МПа. Температура начала деформации под нагрузкой составляет 1700°С [2 – 4]. Износ переклазовой футеровки при эксплуатации составляет 0,01 – 0,03 мм.

Наиболее распространенная технология смены футеровки является остановка конвертера на холодный ремонт. Он занимает порядка нескольких суток. Это отрицательно отражается на производительности предприятия.

Промежуточные горячие ремонты, увеличивают ресурс футеровки агрегата. Они состоят из периодического нанесения торкретмассы на горячую футеровку.

Исследование последнего времени показали, что наиболее рациональной технологией, является нанесение гарнисажа на горячую футеровку. Для этого в конвертере оставляют часть конечного шлака и загущают его специальными добавками. Шлак раздувают инертным газом через специализированную или штатную фурму конвертера. Эта операция превосходит по эффективности торкретирование и является менее затратной [5].

Для раздувки шлака штатными фурмами, на ряде металлургических предприятий, были выполнены обстоятельные исследования. Когда шлак для нанесения гарнисажа начали раздувать штатными фурмами, имеющими 5-6 дутьевых отверстий, заметили снижение их стойкости. При эксплуатации фурма в нижней части покрывалась каплями шлака. Это отрицательно сказалось на условиях их охлаждения. Дальнейшее усовершенствование конструкции фурм, привело к появлению у них дополнительного яруса. Ярус, с дополнительными дутьевыми отверстиями, располагался выше зоны

зашлаковывания нижней части фурмы. Такая прогрессивная конструкция фурмы положительно сказалась на её эксплуатационных свойствах.

Внесенное изменение сделало конструкцию фурмы более сложной в изготовлении. Поэтому, до настоящего времени, эти фурмы широкого распространения не получили.

Одним из направлений усовершенствования фурмы для нанесения гарнисажа, является ее специальная конструкция. Она существенно отличающаяся от штатной. По этому исследования работы такой фурмы в условиях нанесения гарнисажа на горячую футеровку конвертера, является актуальной задачей.

Литература

1. Аскерольд, Л. М. Служба огнеупоров: Справ. Изд / Л. М. Аскерольд и др. // Интернет Инженеринг. – 2002. – 656 с.

2. Сердюков, А.А. Современная футеровка для крупных кислородных конвертеров / А.А. Сердюков, А.Ф. Тонкушин, А.Н. Смирнов // Металлы и литье Украины. – 2010. – № 9-10. – С. 4 – 7. 130

3. Бойченко, Б.М. Влияние ввода в состав огнеупоров антиоксидантов на скорость износа футеровки кислородных конвертеров / Б.М. Бойченко, В.И. Пицида, М.С. Тарнавский // Черная металлургия. – 2008. – № 12. – С. 52 – 55.

4. Валуев, А.Г. Опыт эксплуатации периклазоуглеродистой футеровки конвертера из изделий производства РНИ / А.Г. Валуев, И.В. Говгаленко, И.Г. Афанасьев // Новые огнеупоры. – 2011. – №3. – С. 103 – 105.

5. Коновалов, Ю.В. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю.В. Коновалов и др.// Металлургия: учебное пособие: 3 кн. К. 1. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ». – 2011. – 431 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАСШИРЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИНЕРТНОГО ГАЗА ДЛЯ ПРОДУВКИ МЕТАЛЛА В КОВШЕ

Мовчан А.Ю., Лебедев Е.Н.

Донецкий национальный технический университет

Продувка металла инертным газом применяется на всех этапах его производства. Он способствует усреднению химического состава, усредняя раскислители и легирующие. Инертный газ распределяет потоки жидкого металла так, чтобы обеспечить наилучшее удаление неметаллических включений.

В ранних исследованиях [1] был разработан специальный режим продувки металла в УКП перед его передачей на МНЛЗ. Был выбран такой алгоритм перекрестной подачи газа из двух пробок, чтобы предотвратить образование открытого зеркала металла.

В настоящее время находит широкое применение флюидизированная известь [2]. Ее наночастицы беспрепятственно проходят через пористые элементы продувочных пробок. Техничко-экономическая целесообразность инъекционной металлургии подтверждена в работе [3].

В разработанном ранее режиме продувки подача газа на одну продувочную пробку прекращается, когда достигается определенное соотношение между объемом поступающего газа и объемом металла в ковше. В этот момент для продувочной пробки наступает пауза. Чтобы не снизить эффект обработки металла включается вторая пробка – так реализуется управляемый по специальному алгоритму перекрестный режим продувки.

Для достижения более высоких показателей применения газов в момент паузы работы одной из пробок, предлагается подавать через неё в режиме пульсирующей продувки материалы в виде наночастиц. Это может быть флюидизированная известь, её смесь с плавиковым шпатом, раскислителями и легирующими.

Для исследования подачи порошкообразных материалов в струе подаваемого газа по такой технологии была изготовлена лабораторная установка (рисунок 1). Кинематическая схема устройства для формирования пульсирующего дутья с изменяющейся частотой представлена на рисунке 2.

Исследовательская установка работает следующим образом. От двигателя через редуктор вращающий момент передается на кривошип (3) и перемещает эластичную мембрану камеры компрессора. В результате этого через штуцер (1) газ подается на продувочную пробку. Особенностью данного механизма является то, что путем изменения количества оборотов двигателя постоянного тока изменяется частота работы кривошипного механизма. Это дает возможность в широких пределах изменять частоту поступления газа на продувочное устройство. Это облегчает транспортирование порошкообразных материалов. Устройство камеры компрессора позволяет изменить её объем – этим можно управлять объемом

поступающего газа на продувочное устройство.

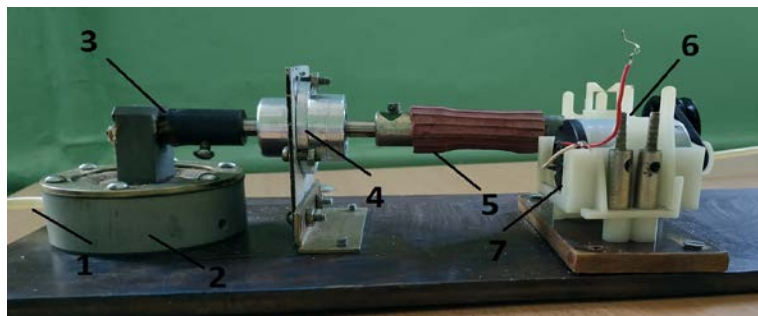


Рисунок 1 – Общий вид установки

Лабораторная установка состоит из: 1-выходного штуцера, 2-камеры компрессора, 3-кривошипного механизма, 4- опорных подшипников, 5- вал, 6-редуктора, 7-двигатель постоянного тока.

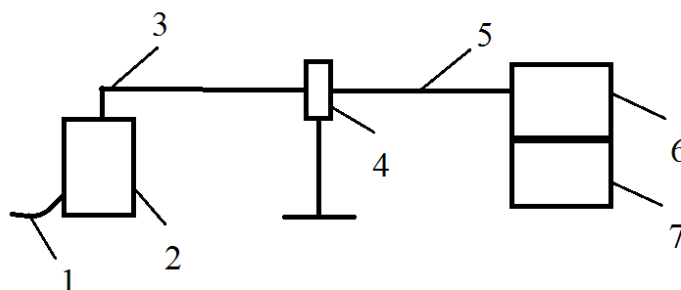


Рисунок 2 – Кинематическая схема установки

Таким образом разработанная лабораторная установка обеспечивает возможность получения дополнительных данных по усовершенствованию продувки металла инертным газом в ковше. В исследованиях можно установить оптимальные условия продувки металла в режиме перекрёстной продувки металла в ковше. Также в исследованиях можно установить оптимальный объем газа, массу наночастиц и частоту их подачи.

Предлагаемый режим продувки повысит эффективность применения инертного газа при продувке металла в ковше.

Литература:

1. Первухин Д.В. Взаимодействие струи газа с металлом ковша на У КП / Д.В. Первухин, А.Ю. Мовчан, Е.Н. Лебедев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы V Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов.*-Донецк:ДонНТУ,2019-С. 49-51.

2. Вдовин К.Н., Гаркави М.С. Использование флюидизированной извести в сталеплавильном производстве // *Сталь.* 2016. №10. С.18-19.

3. *Инжекционная металлургия`86: Труды конференции / Пер.с англ. под ред. Кудрина В.А. М: Металлургия, 1990. 400 с.*

ОБ ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕЖЕНИИ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА КОМПЛЕКСНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ

Останин Н.Д., Тупилко И.В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет

На данный момент проблема энергоресурсосбережения является актуальной.

Если рассматривать процесс внепечной дегазации жидкого металла от растворенного в нем азота, то мы можем наблюдать потребность разработки энергоресурсосберегающих режимов этой технологии [1].

В основной период технологии комплексного воздействия на расплав металла вакуума и продувки аргоном, когда лимитирующим звеном тепломассопереноса атомов азота в жидкой ванне являются диффузии, существует оптимальная интенсивность продувки расплава аргоном. Она определяет энергоресурсосберегающий режим этой технологии.

По мере уменьшения концентрации азота в металле, начинает играть роль молизационное (кинетическое) звено.

При достаточно малой концентрации этого газа в расплаве, молизационное звено начинает обладать столь значительным сопротивлением (в силу известной прочности молекул азота), которое может блокировать дальнейшее уменьшение концентрации азота в процессе дегазации расплава. В этом случае подключение внешнего поля, благодаря его способности к формированию сгустков ионов на межфазной поверхности «вакуум-металл», повышается скорость реакции $2[N] = \{N_2\}$, что создает предпосылки достижения сверхнизких значений концентрации этого газа в расплаве. Последнее особенно важно для получения ответственных марок металла специального назначения.

Необходимо отметить, что помимо традиционного механизма отвода атомов азота (в т.ч. ионизированных) с поверхности «вакуум-металл» в вакуум-камеру, а именно объединения атомов в нейтральные молекулы азота перед отрывом от этой поверхности, по мнению автора, возможны и другие механизмы:

– отвод части ионов азота от этой поверхности вследствие сообщения им импульса при отрыве всплывающих в жидкой ванне пузырей аргона;

– отвод другой части ионов вследствие их взаимного отталкивания в сгустках, энергия которого может быть значительна при близком расположении этих одноименно заряженных частиц.

В этих случаях в полости вакууматора следует ожидать электрический ток, для устойчивости которого электрод следует подключить к источнику постоянного тока, а ковш с расплавом заземлить.

Учитывая квадратичную зависимость константы скорости реакции молизации $2[N] = \{N_2\}$ от концентрации атомов азота на межфазных поверхностях «аргон-металл» и «вакуум-металл», получено выражение:

$$K_{0,E} = K_{0,Ar} \cdot (P_{N_2}^E / P_{N_2}^{Ar}) [(1 - i) + i \cdot \Phi(r)]^2. \quad (1)$$

где $K_{0,E}$ – константы скорости реакции молизации;
 $K_{0,Ar}$ – константа скорости реакции молизации на поверхности пузырей аргона;

$P_{N_2}^E$ – парциальное давление азота в пузырях аргона на рассматриваемых межфазных плоскостях;

i – степень ионизации атомов азота в расплаве;

Φ – функция определяемая решением уравнения Максвелла;

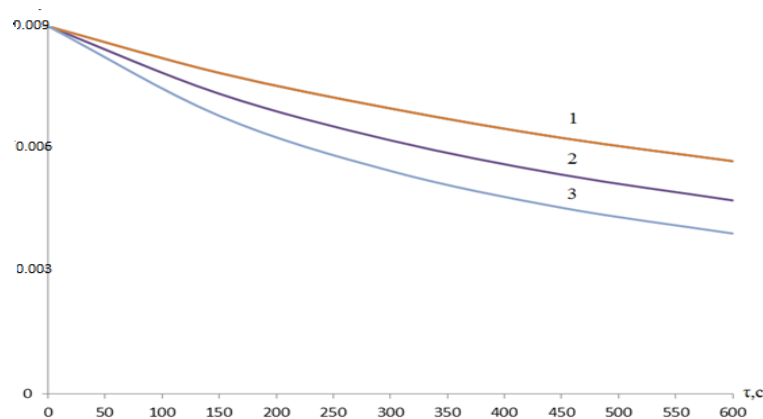
r – радиальная координата.

При этом $K_{0,Ar}$ определяется экспериментальным путем. Например, в конкретных условиях лабораторных исследований японских авторов (Shizo B, Tadahiho S., Hidzo T.):

$$K_{0,Ar} = \frac{0,9745}{1+28,4[O]+5,34[S]} \quad (2)$$

Здесь: $[O]$, $[S]$ – концентрация растворенных в расплаве железа кислорода и серы, %; $P_{N_2}^E$, $P_{N_2}^{Ar}$ – средние по времени электрического воздействия на расплав металла парциальные давления азота в пузырях аргона и вакуум-камере, соответственно.

С учетом формулы (2) на основе соотношения (1) построен график (рис.1) зависимости концентрации растворенного азота в жидкой ванне от времени при различных значениях напряжённости электростатического поля (E).



1: E = 0.1 МВ/м; 2: E = 0.2 МВ/м; 3: E = 0.3 МВ/м;

Рисунок 1 – Зависимость концентрации азота в расплаве от напряжённости электростатического поля и времени

Как показали результаты исследований, в кинетической (молизационной) области лимитирования тепломассопереноса азота в жидком металле на интенсификацию этого процесса самое существенное влияние оказывает площадь межфазной поверхности «аргон-металл», которая зависит от

интенсивности продувки (Ω) и диаметра пор продувочного устройства. При значительных Ω это обуславливает высокую производительность установки внепечной обработки металла.

Таким образом, при умеренных и малых значениях Ω на производительность влияет напряженность внешнего электростатического поля, вклад которого возрастет при увеличении E .

Была определена и рассмотрена проблема энергоресурсосбережения интенсификации тепломассопереноса в жидком металле во втором периоде технологии. Показано, что для создания значительных напряженностей электростатического поля на межфазной поверхности «вакуум-металл» при больших расстояниях от этой поверхности до электрода необходимы высокие электрические напряжения. Из вышеизложенного делаем вывод, что одновременное подключение источника, создающего отрицательный электрический потенциал электрода, может быть существенным фактором энергоресурсосбережения.

Литература:

1. Захаров Н.И., Троянский А.А., Троцан А.И. энергоресурсосбережение при внепечном рафинировании жидкой стали от газов. – Донецк: Цифровая типография. – 2015. – 190 с.

2. Захаров Н.И., Бирюков А.Б., Тупилко И.В. К вопросу о постановке граничного условия конвективной диффузии азота в жидком металле при воздействии на него электростатического поля докритических напряженностей // Проблемы черной металлургии и материаловедения. – 2018. - №1. – С. 26-33.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ ДЛЯ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ С ЦЕЛЮ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОГО СОСТАВА

Кирбаба В. Р., Жук В. Л.

Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, ДНР

Шлакообразующие смеси (ШОС) являются неотъемлемой частью комплекса мероприятий по защите металла в процессе непрерывной разливки стали наряду с другими функциями [1].

При непрерывной разливке стали защитные шлакообразующие смеси для промежуточного ковша (ПК) выполняют целый ряд важнейших технологических функций:

- снижают потери тепла от зеркала металла;
- ассимилируют неметаллические включения;
- изолируют расплавленный металл от взаимодействия и контакта с окружающей средой.

Теплофизические и физико-химические свойства защитного покровного шлака в промежуточном ковше должны быть нейтральны по отношению к разливаемому металлу и обеспечивать его защиту от вторичного окисления, минимизацию потерь тепла от зеркала металла, активное и длительное поглощение неметаллических включений различного размера и происхождения, находящихся в ванне ПК. При этом шлаковое покрытие не должно нарушать работу стопоров и должно быть инертным по отношению к рабочему слою футеровки ПК, а газовая среда над шлаком должна иметь минимальное количество вредных соединений.

Основность шлака – один из главных факторов, влияющих на способность шлака ассимилировать включения на основе Al_2O_3 . По данным работы [2] в шлаках, имеющие среднюю основность, степень поглощения таких включений, выраженная в приросте содержания Al_2O_3 , не превышает 1 %. В шлаках на основе CaO , MgO с основностью более 3 поглощение глинозема достигает 10–30 % в зависимости от его исходного содержания в смеси.

На ассимилирующие свойства шлака влияют его физико-химические характеристики (толщина жидкой прослойки и вязкость). Исследования, проведенные в ОАО «ОЭМК» (г. Старый Оскол) [3], показали, что степень ассимиляции включений возрастает с увеличением толщины жидкой прослойки и при снижении вязкости шлака.

Вязкость шлака оказывает влияние не только на ассимиляционные свойства и газопроницаемость шлака, но и на стабильность процесса разливки. Повышенная вязкость шлака затрудняет работу стопоров и отбор проб из промежуточного ковша, а также замер температуры металла в процессе разливки. Бесфтористые кислые шлаки на базе системы $SiO_2-Al_2O_3$ имеют при температуре 1300–1400 °С вязкость в 1,2–1,5 раза более низкую, чем основные шлаки на базе системы $CaO(MgO)-Al_2O_3$ [4].

Для создания покровного слоя в промежуточном ковше используют самые разные материалы.

Для приготовления ШОС используют, как правило, набор легко доступных и широко распространенных ингредиентов, например, таких как: шлакопортландцемент (марки 300 или 400), слюда молотая флогопит, концентрат сиенитовый алюмощелочной, концентрат плавикошпатовый, криолит искусственный технический, графит скрытокристаллический, концентрат датолитовый, коксовая пыль и т.п. Смеси, которые изготавливают путем механического смешения порошков, обычно производят партиями 1–4 т в зависимости от вместимости смесителя.

Составы используемых ШОС для промежуточного ковша МНЛЗ приведены в отечественных и зарубежных источниках и показаны в таблице 1. [5,6,7]

Таблица 1 – Составы применяемых ШОС для промежуточного ковша МНЛЗ

№	Химический состав, %									Температура расплавления, °С	Источник
	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	K ₂ O	Na ₂ O	C		
1	32,29	29,15	2,21	9,46	2,07	-	2,42	4,53	0	1300±39	5
						8,37					
2	36,22	38,68	1,44	2,22	1,24	9,84	3,54	5,27	0	-	6
						8,9					
3	36,37	39,79	2,14	3,21	1,36	8,9	0,23	8	0	-	6
						7,6					
4	37,09	41,82	2,06	3,18	1,8	7,6	0,23	3,08	0	-	6
						5,3					
5	34,58	41,56	2,39	3,34	1,66	5,3	0,24	6,63	0	-	6
						8,9					
6	34,29	42,9	1,82	2,81	2,4	8,9	0,18	3,33	0	-	6
						9					
7	35,44	43,12	2,28	3,66	1,52	9	0,26	4,72	0	-	6
						7,9					
8	35,14	43,6	2,65	3,75	1,87	7,9	0,33	4,45	0	-	6
						0					
9	38	39,13	3	6	0	0	1	2	9	-	7

При проведении исследований технологических свойств ШОС были использованы эмпирические зависимости по определению вязкости, температуры начала и конца плавления, полученные значения которых сравнивались с полученными путем их определения на исследовательских установках. На основании сравнения делали вывод по сопоставимости данного расчетного метода с экспериментальным.

Одним из методов определения вязкости ШОС является расчетный метод по формуле П. Рибоуда [8]:

$$\eta = A \cdot T \cdot \exp\left(\frac{B}{T}\right), \quad (1)$$

где $A = \exp(-20,81 + 1,73 \cdot X_{CaO} + 5,82 \cdot X_{CaF_2} + 7,02 \cdot X_{Na_2O} - 35,75 \cdot X_{Al_2O_3})$, Па·с·К⁻¹;

$B = 31140 - 23896 \cdot X_{CaO} - 46351 \cdot X_{CaF_2} - 39519 \cdot X_{Na_2O} + 68833 \cdot X_{Al_2O_3}$, К;

T – температура шлага, К;

$$X_{CaO} = X_{CaO} + X_{MgO} + X_{FeO} + X_{Fe_2O_3} + X_{MnO} + X_{B_2O_3};$$

$$X_{SiO_2} = X_{SiO_2} + X_{P_2O_5} + X_{TiO_3} + X_{ZrO_3};$$

$$X_{Al_2O_3} = X_{Al_2O_3};$$

$$X_{CaF_2} = X_{CaF_2};$$

$$X_{Na_2O} = X_{Na_2O} + X_{K_2O} + X_{Li_2O};$$

$X_{CaO}, X_{MgO} \dots$ - мольные доли CaO, MgO...

Использование данной формулы возможно только в том случае, если состав шлакообразующей смеси попадает в заданный диапазон (% масс.): ; $0 < Na_2O > 20$; $12 < CaO > 45$; $33 < SiO_2 > 56$; $0 < Al_2O_3 > 11$; $0 < CaF_2 > 20$. Расхождение результатов по данной формуле с экспериментальными составляет не более $\pm 20-25\%$.

Температуру начала плавления ШОС определяли по эмпирической зависимости [9]:

$$T_{нач.пл.} = 1185 + 147(w(CaO)/w(SiO_2)) - 8,1 \cdot w(Al_2O_3) - 14,7 \cdot w(Fe_2O_3) - 12,1 \cdot w(MgO) - 6,2 \cdot w(Na_2O + K_2O) - 8,0 \cdot w(F) \quad (2)$$

где w(i) – содержание компонента, масс. %.

Из уравнения видно, что в наибольшей степени влияние на температуру начала плавления оказывает основность смеси (увеличивает), MgO(снижает) и Fe₂O₃ (снижает).

Результаты расчетов вязкости и температуры плавления ШОС приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Расчетная вязкость и температура плавления ШОС в зависимости от химического состава

№ образца	1	2	3	4	5	6	7	8	9
η , Па·с	0,967	0,535	0,590	0,655	0,305	0,642	0,609	0,491	1,691
$t_{пл.расч.}$, °С	1074	1155	1152	1192	1196	1196	1181	1185	1205

Проведенный анализ выполненных исследований по определению вязкости и температуры плавления ШОС для промковшей МНЛЗ показывает: значения вязкости, полученные расчетным путем, находятся в пределах 0,305 –

1,691 Па·с (оптимальные значения вязкости шлака в промежуточном ковше к настоящему моменту в литературе не найдены); основность находится в пределах 0,9 – 1,5 (по экспериментальным данным оптимальные значения основности находятся в пределах 0,5–1,2); температура плавления 1074-1205°C (по экспериментальным данным наиболее оптимальная температура полного расплавления смеси для промежуточного ковша находится в пределах 1250–1300°C).

Таким образом, полученное значение названных параметров достаточно сопоставимы, как полученные расчетным путем, так и экспериментальным. Учитывая это, для исследования технологических свойств ШОС можно пользоваться путем их расчета с помощью эмпирических зависимостей. Наиболее предпочтительными для использования в ПК можно рекомендовать ШОС, приведенные в таблице 1 под номерами 1, 2, 3, 4, 5, 9, имеющие основность в пределах 0,9-1,2.

Литература

1. Куклев, А.В. Практика непрерывной разливки/ А.В. Куклев, А.В.Лейтес// Москва: Металлургиздат, 2011.- 432 с.
2. Милз, К. Обзор исследований свойств и выполняемых функций ШОС, используемых в кристаллизаторе: 4-я Европ. Конф. (14 окт. 2002 г.)/ К. Милз, А. Фокс // Бирмингем, Англия. - С. 342–349.
3. Ткачев, П.Н. Влияние шлака промежуточного ковша на загрязненность стали неметаллическими включениями: Черная металлургия России и стран СНГ. Международная конф. (Июнь 1994 г.) / П.Н. Ткачев, Т.Н. Попова, М.Н. Анюхин // Москва: Металлургия, Т. 3. - С. 119–120.
4. Лейтес, А.В. Защита стали в процессе непрерывной разливки / А.В. Лейтес // Москва: Металлургия, 1984. - 200 с.
5. Астров Е.А., Клипов А.Д., Полушкин Н.А. Бюллетень ЦНИИЧМ, 1966, № 4. – С 51-53.
6. Лозовский, Е.П. Разработка эффективных шлакообразующих смесей для промежуточных ковшей высокопроизводительных слябовых МНЛЗ / Е.П. Лозовский // Магнитогорск, 2010. – 19 с.
7. Дидович, С.В. Использование разных шлакообразующих смесей в промежуточных ковшах сортовых МНЛЗ / С.В. Дидович и др. // Металлургия стали №2(17), 2015. – С 19-24.
8. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / А.Н. Смирнов, Куберский С.В., Штепан Е.В. Учебник. - Донецк: ДонНТУ, 2011. - 482 с.
9. Scheel, R. Effect of different flux powder composition on continuous casting slab and casting practice / R. Scheel, W. Korte // Metallurgical plant and technology; МРТ, 1987. – vol. 10. – № 6. – Р. 22-32.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ ВТОРИЧНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК В КРИВОЛИНЕЙНОЙ СЛЯБОВОЙ УНРС

Шмарин Д.С., Шипельников А.А.

ФГБОУ ВО «Липецкий государственный технический университет»,

Металлургический институт

Повышение качества металлопродукции является важной практической задачей современного сталеплавильного производства, которая становится особенно актуальной в период повышения конкурентного спроса на товарные слябы [1, 3, 5]. Исследование и совершенствование технологических режимов производства литых заготовок важно не только с точки зрения повышения качества металлопродукции, но важно и для развития общей теоретической базы знаний о природе и закономерностях протекания основных физико-химических процессов металлургических технологий, в условиях химически реагирующих высокотемпературных фаз. Это возможно осуществлять как методом практически экспериментов на производственной площадке [2-3], так и методами компьютерного моделирования процессов [4-5]. В данной работе на первоначальном этапе нами исследован опыт практических экспериментов на производственной площадке Конверторного цеха №2 (КЦ-2) ПАО «НЛМК».

В период 2008-2011 гг. в КЦ-2 ПАО «НЛМК» была проведена масштабная реконструкция участка непрерывной разливки стали, в ходе которой фирмой *Siemens-VAI* были полностью заменены три установки непрерывной разливки стали (УНРС-6,7,8). Все три установки криволинейного типа с вертикальным участком. Если первые две (УНРС-6,7) являются идентичными по своим характеристикам и незначительно отличаются от типового размерного сортамента производимых слябов на других установках при толщине заготовок 200,250 мм и ширине 950-1850 мм, то, реконструкция последней УНРС-8, позволила расширить размерный сортамент до толщины 310 и 355 мм и шириной до 2200 мм для получения широкоформатных слябов.

Однако, при этом, с момента пуска реконструированной УНРС-8 и по настоящее время при разливке среднеуглеродистых марок стали с содержанием *Mn* и *Nb* более 1,3% и 0,025% соответственно, толщиной слитка в 310 и 355 мм, основными заказчиками которых являются такие предприятия, как *NLMK DanSteel* и *NLMK Verona*, отмечается наличие поперечных трещин с регулярным характером расположения на расстоянии 200-400 мм от ребра и как сплошной заporоченностью по длине, так и дискретной.

Морфологические признаки дефекта предполагают его «термическую природу» происхождения, именно в ракурсе влияния перепада температуры от центра к ребрам слитка (рисунки 1-2), что оказывает дополнительное деформирующее влияние на формирующуюся «корочку» в зоне вторичного охлаждения (ЗВО) машины [1-3]. Причем, наиболее критичное развитие для дальнейшей обработки давлением трещины получают на среднеуглеродистых и

легированных марках стали, в которых из-за содержания углерода и прочих элементов в высокотемпературной области существования аустенита снижается пластичность микроструктуры [1-3].



Рисунок 1 – Поперечные трещины вдоль продольной кромки сляба после зачистки



Рисунок 2 – Поперечные трещины со стороны большого радиуса УНРС после зачистки

С точки зрения организации вторичного охлаждения УНРС-8 от УНРС-6,7 отличается наличием системы *3D Spray*, позволяющей менять позицию форсунок относительно слитка – ширину поля орошения, а также возможностью разливки слябов с шириной от 1850 мм до 2200 мм. Тем не менее, настройка системы *3D Spray* поставщиком оборудования выразилась в разведении коллекторов в крайнее максимальное положение, при этом часть воды не попадает на слиток. Другой особенностью данной системы является отсутствие возможности перераспределения расхода охладителя между центральным и крайними коллекторами в автоматическом режиме, как это реализовано на УНРС-6,7. При разливке на УНРС-8 в КЦ-2 легированных

среднеуглеродистых марок стали в 2012-2015 гг. проведены испытания следующих режимов вторичного охлаждения представленных в таблице.

Таблица 1– Содержание изменений режимов охлаждения слитка в ЗВО УНРС-8

Вариант		Состав изменений
№1	А	Изменение ширины поля орошения до соответствия ширине слитка
	Б	Изменение ширины поля орошения с формированием неорошаемой околореберной зоны 50 мм на каждое ребро
	В	Изменение ширины поля орошения с формированием неорошаемой околореберной зоны 100 мм на каждое ребро
№2		Исключение из работы крайних форсунок подвески кристаллизатора по широкой грани
№3		Исключение из работы крайних форсунок подвески кристаллизатора по широкой грани с формированием неорошаемой околореберной зоны 100 мм на ребро
№4		Снижение общего расхода воды в 1-4 зонах вторичного охлаждения на 10-15%
№5		Снижение расхода воды на края в секции загиба слитка на 25%

По результатам визуальной оценке качества поверхности и металлографических исследований образцов от опытных плавов установлено следующее:

1) по режиму №1 А-В по визуальной оценке изменений в уровне выявления поперечных или сетчатых трещин не отмечается, доля плавов с продольными трещинами увеличилась в 2 раза. По результатам металлографической оценки образцов незначительно увеличилась средняя площадь сетчатых трещин с 4,2 до 6% от площади образца по широким граням и с 1 до 1,3% по узким граням. При этом средняя длина поперечных трещин снизилась с 6,3 до 1,73 мм/дм² и с 1,1 до 0,05 мм/дм², соответственно. Качество макроструктуры оставалось без изменений;

2) использование режима №2 по визуальной оценке к изменению качества поверхности слябов не привело. По результатам металлографической оценки площадь сетчатых трещин незначительно увеличилась с 1,65 до 1,87% по широким граням и снизилась с 0,7 до 0,38% по узким граням. Наличие поперечных трещин при использовании опытного режима охлаждения не отмечалось, на типовом режиме отмечались небольшие поперечные трещины по широкой грани со средней длиной 0,6 мм/дм². При этом при использовании опытного режима на 7,7 % темплетов отмечено развитие угловых и внутренних трещин до 3 класса по шкалам Маннесманна с получением 2 класса по этим дефектам на сравнительном ручье;

3) при опробовании режима №3 достигнуто снижение доли слябов с поперечными трещинами с 50 до 10% по визуальной оценке, сопровождающееся некоторым увеличением средней глубины дефекта с 1-5 мм до 3-5 мм. По результатам металлографической оценки незначительно снизилась площадь сетчатых трещин с 8,25 до 7,62% по широким граням и с 0,88 до 0,58% по узким граням, с сопутствующим увеличением средней длины

поперечных трещин с 0 до 0,57 мм/дм² по широким граням и сопоставимой средней длиной по узким граням. При этом при использовании опытного режима на 30% темплетов отмечено развитие угловых трещин до 3 класса с получением 2 класса по этим дефектам на сравнительном ручье;

4) при опробовании режима №4 существенных изменений качества поверхности по визуальной оценке не выявлено. По результатам металлографической оценки существенно снизилась площадь пораженности сетчатыми трещинами (с 1,56 до 0,8% по широким граням и с 0,27 до 0,18% по узким граням), а также снизилась средняя длина поперечных трещин по узким граням с 5,68 до 4 мм/дм². Качество макроструктуры оставалось без изменений.

5) при опробовании режима №5 по визуальной оценке, доля полу-плавок с поперечными трещинами составила 0-75%, в среднем – 31%, против 50-100%, в среднем – 69%, при использовании существующего режима охлаждения. По результатам металлографической оценки доля площади поверхности образцов, пораженной сетчатыми трещинами, составила 2,9-21,8%, в среднем – 10,4%, против 5,2-21,8%, в среднем – 12,8%, при использовании существующего режима охлаждения; удельная длина поперечных трещин составила 0-14,6 мм/дм², в среднем – 4,9 мм/дм², против 0-26,8 мм/дм², в среднем – 12,9 мм/дм². При этом удельная длина продольных трещин составила в среднем – 1,3 мм/дм², против 1,0 мм/дм².

Таким образом, наиболее перспективными направлениями оптимизации вторичного охлаждения с целью снижения уровня пораженности слябов поверхностными трещинами, являются варианты перераспределения расхода охладителя по ширине слитка с уменьшением интенсивности на более холодных участках после охлаждения в кристаллизаторе. Это позволит существенным образом снизить температурный градиент «центр-периферия» и уменьшить напряженно-деформированное состояние «корочки» непрерывнолитой заготовки.

Литература

1. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.
2. Явойский В.И., Явойский А.В. Научные основы современных процессов производства стали – М.: Металлургия, 1987. – 184 с.
3. Процессы непрерывной разливки: Монография [Текст] / А.Н. Смирнов, В.Л. Пилюшенко, А.А. Минаев, С.В. Момот и др. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
4. A CFD and Experimental Investigation of Slag Eye in Gas Stirred Ladle [Текст] / E.K. Ramasetti, V. Visuri, P. Sulasalmi, T. Fabritius // Journal of Fluid Flow, Heat and Mass Transfer. – 2018. – Volume 5. – pp. 78-86.
5. Шипельников А.А., Роговский А.Н., Бобылева Н.А., Скаков С.В. / Современные проблемы и перспективы развития компьютерного моделирования движения расплава в промежуточном ковше и кристаллизаторе МНЛЗ // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2019. Т. 62. № 5. – С. 374-380.

ЧАСТОТА ОТБОРА ПРОБ ЧУГУНА В ТЕЧЕНИЕ ВЫПУСКА ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ

Дрыга М.В., Блинов А.М., Диментьев А.О.
Донбасский государственный технический университет,
г. Алчевск, ЛНР

На большинстве металлургических предприятий нашего региона в период выпуска продуктов плавки из доменной печи отбирают три пробы чугуна.

С целью оценить целесообразность отбора всех проб были проведены исследования по определению изменения содержания кремния в чугуне ([Si]) в течении выпуска продуктов плавки, на доменной печи Филиала №2 ЗАО «Внешторгсервис» объемом 1386 м³. За период между открытием и закрытием чугунной летки семь раз отбирались пробы жидкого металла через равные промежутки времени. В таблице 1 представлены результаты по пяти выпускам.

Таблица 1 – Изменение содержания кремния в чугуне в течении выпуска продуктов плавки

Номер пробы	Выпуск №1	Выпуск №2	Выпуск №3	Выпуск №4	Выпуск №5
1	0,74	1,08	1,3	0,89	1,04
2	1,03	1,02	1,38	0,86	1,04
3	1,04	1,07	1,23	0,94	1,03
4	0,68	0,99	1,18	0,91	1,02
5	0,62	0,92	1,06	0,9	1
6	0,58	0,92	1,09	0,91	0,94
7	0,61	0,93	1,08	0,87	0,94

Как видно из таблицы 1 содержание кремния в чугуне ближе к завершению выпуска продуктов плавки снижается, причем разница между начальным и конечным значением колеблется в больших пределах от 0,02 до 0,22 %, среднеарифметическое значение по пяти выпускам составляет 0,124 %.

По итогу выпуска продуктов плавки фиксируется среднее значение содержания кремния в чугуне, которое в таблице 1 имеет разную величину. Поэтому для анализа все значения [Si] по рассматриваемым выпускам скорректированы на определенную величину с целью привести к одинаковой величине первой пробы каждого выпуска. По этим данным задано уравнение регрессии с коэффициентом корреляции 0,633, представленное ниже

$$[Si] = 0,006 \cdot n^3 - 0,0747 \cdot n^2 + 0,2361 \cdot n + 0,7251,$$

где [Si] – содержание кремния в чугунае, %;

n – номер пробы в течении выпуска продуктов плавки.

Используя уравнение построен график изменения среднего содержания кремния в чугунае в течении выпуска продуктов плавки из доменной печи, представленный на рисунке 1.

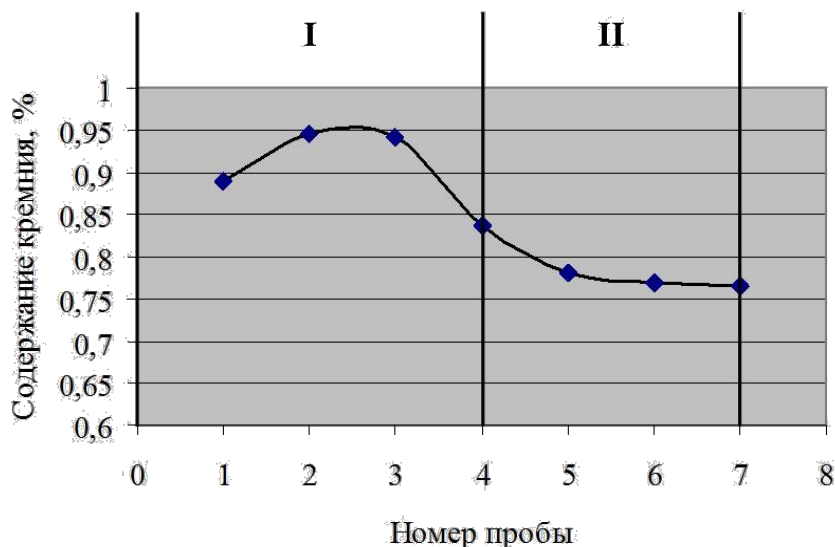


Рисунок 1 – Изменение среднего содержания кремния в чугунае в течении выпуска продуктов плавки из доменной печи

Как видно на рисунке 1, чугун в течении выпуска продуктов плавки из доменной печи можно разделить на две части по периодам: с высоким по содержанием кремния в нем (I) и с низким (II).

В результате можно сделать вывод, что вторая проба чугуна попадающая в середину выпуска продуктов плавки может вносить погрешность в среднюю величину, так как в этот период содержание кремния в чугунае меняется в достаточно больших пределах по сравнению с другими периодами.

В связи с этим, если предположить, что содержание остальных химических элементов в чугунае изменяется также, то целесообразно на доменных печах с двумя чугунными летками в период выпуска продуктов плавки отбирать две пробы чугуна: через 10 минут после открытия летки и через 40-50 минут, что позволит получить максимальное и минимальное значение содержания элементов в жидком сплаве.

ЭЛЕКТРОШЛАКОВАЯ ВЫПЛАВКА СЛИТКОВ СТАЛИ 12Х13 ПО МЕТОДУ "ВЫТЯЖКИ"

Мищенко В.О., Троянский А.А., Ратиев С.Н.
Донецкий национальный технический университет

Современный уровень развития машиностроения предусматривает разработку и освоение традиционных и новых конструкционных материалов с высоким уровнем механических и противокоррозионных свойств. При этом, справедливо отметить, что сталь, как конструкционный материал, остается ведущей и в XXI веке.

В современном машиностроении, в частности, при производстве авиационной техники, в котло- и турбиностроении широко используется хромистая коррозионностойкая, жаростойкая мартенситная сталь 12Х13. Её эксплуатационные характеристики в значительной мере зависят от степени рафинирования и структуры металла, что выдвигает особые требования к технологии выплавки и дальнейшей обработки стали.

Одним из наиболее популярных способов повышения качества такого рода сталей остаётся электрошлаковый переплав (ЭШП), обеспечивающий наряду с глубоким рафинированием и плотной, однородной структурой металла высокое качество боковой поверхности слитков.

Целью настоящей работы являлось освоение производства электрошлаковых слитков стали 12Х13 на предприятии ПАО «Русполимет».

Публичное акционерное общество «Русполимет» обладает уникальным парком современного электрометаллургического оборудования, в том числе и тремя установками ЭШП фирмы ИНТЕСО (Австрия), позволяющими получать слитки из сталей и сплавов массой до 14 тонн (рис. 1). Установки оборудованы специальными камерами, позволяющими осуществлять переплав в контролируемой атмосфере.

Проектная технология предусматривает выплавку стали 12Х13 в электродуговой печи, последующую обработку на установках ковш-печь и вакуумно-кислородного рафинирования и разливку металла в расходные электроды диаметром 270 мм и длиной 2000 мм. Электроды перед ЭШП подвергают дробеструйной обработке.

Для получения слитка стали 12Х13 диаметром 450 мм и высотой 4200 мм последовательно переплавляют 6 расходных электродов в короткий, длиной 700 мм и внутренним диаметром 457 мм, водоохлаждаемый кристаллизатор. По ходу плавки осуществляется замена огарков на новые электроды с помощью специальных устройств и вытяжка формирующегося слитка из

кристаллизатора. Время замены электрода – 60-90 секунд. С целью исключения подсоса воздуха в плавильное пространство в камере печи создается во время плавки избыточное давление азота 5-10 миллибар.

В сравнении с традиционным электрошлаковым заполнением кристаллизатора осваиваемая технология ЭШП со сменой электродов и вытяжкой слитка выдвигает дополнительные требования к шлаковому режиму. Шлак должен обеспечить высокую тепловую инерционность, препятствующую образованию пережимов на поверхности слитка во время отключения питания печи и замены электрода и прочную равномерную корочку (гарнисаж), исключаящую прорыв жидкого металла при вытяжке слитка и отвечающую за качество его поверхности.



Рисунок 1 – Печь электрошлакового переплава ПАО «Русполимет»

На начальном этапе освоения технологии ЭШП слитков из стали 12Х13 столкнулись с проблемой их формирования. Для плавки использовали рекомендованный поставщиком оборудования шлак, близкий по составу к известному флюсу АНФ-8, состава $\text{CaO} = 18-22\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 18-20\%$, $\text{CaF}_2 = 55-60\%$, в количестве 50 кг, обеспечивающем начальную высоту шлаковой ванны в 200 мм. Процесс начинали твёрдым стартом, расплавляя первые порции шлака дугой между расходуем электродом и затравкой из стали 12Х13.

В процессе плавки №1, наблюдали определенную нестабильность электрического режима и скорости переплава (колебания в пределах ± 50 кг/час). На поверхности слитка образовались дефекты в виде подтека

металла, пережимов в период замены электродов и плохого отслаивания шлаковой корочки (рис. 2).

С целью устранения указанных негативных явлений, наблюдавшихся при плавке №1, была проведена замена состава шлака и исследовано влияние его на показатели технологии и на химический состав и рафинирование металла.

С целью повышения температуры шлаковой ванны, а следовательно и её тепловой инерционности, в шлаке несколько увеличили содержание Al_2O_3 и CaO , снизив содержание CaF_2 . Состав предложенного шлака по основным компонентам следующий: $CaO = 25-30\%$, $Al_2O_3 = 23-25\%$, $CaF_2 = 45-48\%$. Количество шлака и электрические параметры оставили без изменений.



Рисунок 2 – Дефекты поверхности слитка ЭШП плавки №1: подтек металла (слева); плохое отслаивание шлаковой корочки (справа)

В результате опытных плавок установили, что дефекты поверхности слитков, образующиеся при использовании рекомендованного шлака исчезли (рис. 3-4). Химический состав металла полученных слитков практически не изменился и соответствуют техническим условиям, а степень десульфурации

даже выросла (табл. 1). Кроме того установлено, что при ЭШП под опытным флюсом средний расход электроэнергии уменьшился на 7%.



Рисунок 3 – Слитки ЭШП выплавленные с применением нового шлака

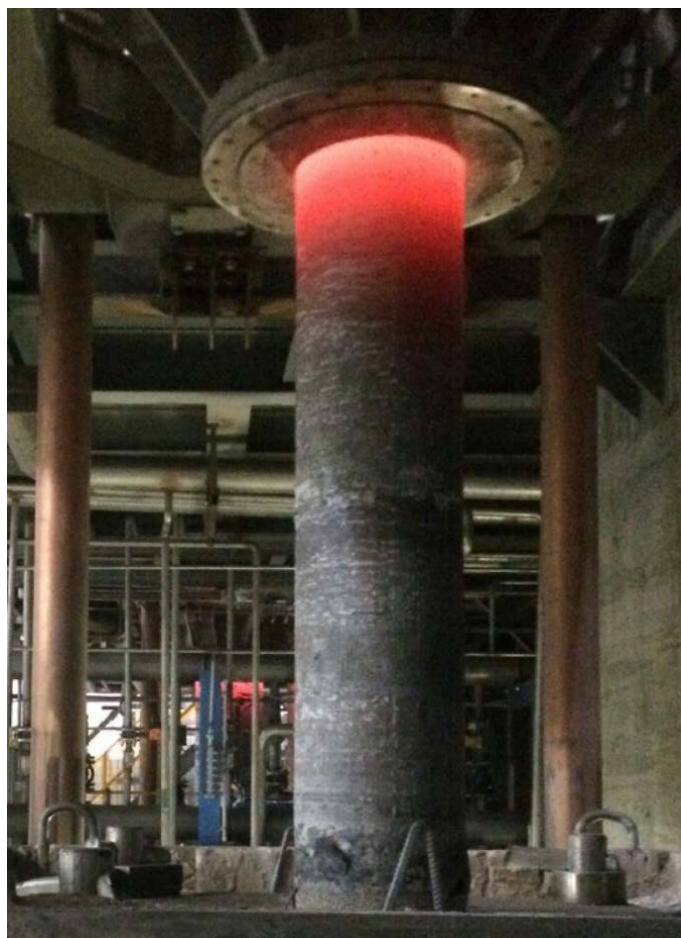


Рисунок 4 – Процесс вытяжки слитка ЭШП с применением нового шлака

Таблица 1 – Химический состав металла до и после ЭШП, %*

№ плавки	C	Si	Mn	Cr	Ni	S	P	Al	N
Требуемый 12X13	0,12- 0,15	≤0,50	≤0,60	11,5- 12,5	≤0,75	≤0,008	≤0,025	≤0,05	≤0,08
№1 ДСП	0,13	0,26	0,35	12,02	0,51	0,002	0,009	0,033	0,02
№1 ЭШП	0,14	0,19	0,35	12,17	0,52	0,001	0,010	0,036	0,02
№2 ДСП	0,13	0,25	0,32	11,98	0,60	0,007	0,011	0,031	0,02
№2 ЭШП	0,14	0,18	0,32	11,80	0,60	0,001	0,011	0,027	0,02
№3 ДСП	0,13	0,23	0,31	12,10	0,54	0,007	0,011	0,017	0,02
№3 ЭШП	0,15	0,16	0,30	11,99	0,54	0,001	0,011	0,029	0,02

* №1 ЭШП – с использованием стандартного флюса; №2-3 ЭШП – с использованием нового флюса.

Таким образом состав шлака, при прочих равных условиях, существенно влияет на качество формирования слитков, вытягиваемых из кристаллизатора при ЭШП со сменой расходующих электродов. Шлаковый режим целесообразно уточнять для разных классов переплавляемых по такой технологии сталей и типоразмеров слитков.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

Новиков А.С., Кочура В. В..

Донецкий национальный технический университет

Основой экономики металлургии чугуна является снижение расхода твердого топлива – кокса, стоимость которого составляет от 30 до 50 % себестоимости чугуна. За последние 200 лет расход твердого топлива снизился в 8-10 раз - до 250-350 кг/т чугуна [1]. Однако и в настоящее время снижение расхода твердого топлива является основой улучшения эффективности доменной плавки.

Метод расчета показателей доменной плавки, разработанный на основе работ профессора Ленинградского политехнического института А.Н. Рамма [2], позволяет на основе принципа полной и комплексной компенсации и компенсирующих мероприятий профессора Донецкого национального технического университета С.Л. Ярошевского [3] и определяющих параметров, характеризующих реализацию данных расчетных режимов [4], рассчитывать технологические режимы доменной плавки с заменой части кокса дополнительными топливами.

В качестве базового периода расчета принята работа доменной печи №5 (ДП-5) филиала №2 «Енакиевский металлургический завод» ЗАО «Внешторгсервис» (полезный объем 1517 м³) в августе 2017 г. [5-7].

Доменная печь выплавляла чугун с повышенным содержанием серы 0,178% для дальнейшей переработки в сталь по технологии кислородный конвертер - печь-ковш: с внедоменной десульфурацией всего чугуна.

Используемые шихтовые материалы: свой агломерат, окатыши Госрезерв, кокс Енакиевского, Макеевского и Ясиновского КХЗ, в основном КДМ-2 (табл. 1, 2).

Таблица 1 - Показатели качества железорудной шихты, %

Поставщик	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	FeO	P	C	S	п.п.п.	Fe
Агломерат ЕМЗ	5,46	1,94	57,14	7,56	2,51	15,24	0,04	0,25	0,08	1,34	57,20
Окатыши Госрезерв	7,37	0,35	90,91	0,42	0,32	1,05	0,024	0,23	0,027	0,04	64,45

Таблица 2 - Показатели качества кокса различных поставщиков, %

Поставщик	Данные поставщика							
	W ^P	A ^c	S	V	M ₂₅	M ₁₀	+80	<25
Филиал №4 «ЕКХП» ЗАО «ВТС»	3,0	11,2	1,04	0,8	88,8	6,6	12,8	3,2
Филиал №7 «Макеевкокс» ЗАО «ВТС»	4,7	11,1	1,12	0,2	89,5	7,5	13,8	3,9
Филиал №6 «ЯКХЗ» ЗАО «ВТС»	4,4	10,9	0,9	86,4	86,4	7,9	10,2	3,4

Коксовый орешек выделялся из отсева металлургического кокса и использовался в шихте с расходом 35,1 кг/т чугуна.

Для приготовления пылеугольного топлива (ПУТ) использовали кузнецкий слабоспекающийся уголь марки СС: зола – 7,04 %, сера – 0,19 %, летучие – 20,71 %, влага – 6,87 %.

Выполнены расчеты изменения технико-экономических показателей доменной плавки при изменении расхода ПУТ от 0 до 200 кг/т чугуна при использовании следующих компенсирующих факторов: вывод ПГ, повышение температуры дутья до 1150 и 1200 °С и повышение содержания кислорода в дутье до 26 %.

Данные расчетов эффективности вдувания ПУТ приведены в табл. 3.

Вдувание ПУТ в количестве 160 кг/т чугуна позволило полностью вывести из состава дутья ПГ (режим 2 табл.3). При этом по сравнению с базовым режимом (режим 1) производительность печи снизилась до 98,96 %, расход кокса уменьшился до 354,59 кг/т чугуна (-101,1 кг/т чугуна; -22,18 %), расход условного топлива снизился до 554,2 кг/т чугуна (-25,23 кг/т чугуна, -4,35 %), теоретическая температура горения повысилась до 2114 °С (+22 °С), себестоимость чугуна снизилась на 593 руб/т чугуна. При замене ПГ углем теоретическая температура горения сохранялась на базовом уровне. После повышения расхода ПУТ свыше 160 кг/т чугуна теоретическую температуру повышали исходя из теоретических соображений и промышленного опыта работы доменных печей.

Увеличение расхода ПУТ (свыше 160 кг/т чугуна) осуществляли за счет внедрения компенсирующих мероприятий: повышения температуры дутья до 1150 и 1200 °С (соответственно режим 3 и 4) и повышения содержания кислорода в дутье до 24, 25 и 26 % (режимы 5, 6, 7). Результаты расчетов (табл. 4) показывают, что вдувание ПУТ в 3-м и 4-м режиме (170 и 180 кг/т чугуна) при повышении температуры дутья до 1150 и 1200 °С позволило снизить расход кокса на 119,6 кг/т чугуна (26,25 %) и 137,7 кг/т чугуна (30,2 %) при незначительном повышении производительности печи (на 1 %).

Расход условного топлива при этом снизился на 33,75 кг/т чугуна (5,82 %) и 41,61 кг/т чугуна (7,22 %). Себестоимость чугуна снизилась на 729,4 и 859,6 руб/т чугуна.

При дальнейшем повышении расхода ПУТ (до 200 кг/т чугуна) с компенсацией кислородом дутья (режимы 5, 6, 7) производительность доменной печи линейно возрастает до 107,1 % (режим 7); расход кокса плавно снижается до 303,8 кг/т чугуна (-151,9 кг/т чугуна, 33,33 %) в 6 режиме, а затем повышается в 7 режиме до 306,1 кг/т чугуна (-149,6 кг/т чугуна, 32,82 %).

Себестоимость чугуна при повышении содержания кислорода в дутье ухудшается: в режимах 5,6,7 изменение себестоимости составляет -825,61, -801,18 и -758,35 руб/т чугуна.

Режимы с расходом ПУТ 200 кг/т чугуна с экономической точки зрения вполне удовлетворительны, однако имеет место незначительное превышение определяющего показателя скорости газа в распаре - 20 м/с (режимы 6, 7).

Таблица 3 - Расчет эффективности вдувания ПУТ на ДП-5

Наименование	База	Вывод ПГ	Компенсация температурой дутья, °С		Компенсация кислородом, %		
			1150	1200	24	25	26
Режимы доменной плавки	1	2	3	4	5	6	7
Производительность, %	100,0	99,0	100,0	101,0	103,3	105,1	107,1
Кокс сухой скиповой, кг/т чугуна	455,7	354,6	336,1	318,0	311,1	303,8	306,1
Коксовый орешек, кг/т чугуна	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1
Сумма кокса и коксового орешка, кг/т чугуна	490,8	389,7	371,2	353,1	346,2	338,9	341,2
Агломерат ЕМЗ, кг/т чугуна	794	794	793,5	793,5	793,5	793,5	793,5
Окатыши Госрезерв, кг/т чугуна	748,9	749	748,9	748,9	748,9	748,9	748,9
Конвертерный шлак, кг/т чугуна	65,6	66	65,6	65,6	65,6	65,6	65,6
Известняк обычный, кг/т чугуна	6,9	5,5	4,45	3,5	3,4	3,2	3,4
Расход сухого дутья, м ³ /т чугуна	1406	1336	1303	1272	1217	1175	1137
Температура дутья, °С	1100	1100	1150	1200	1200	1200	1200
ПГ, м ³ /т чугуна	71,8	0	0	0	0	0	0
ПУТ, кг/т чугуна	0,0	160,0	170	180	190	200	200
Содержание кислорода в дутье, %	22,8	22,8	22,8	22,8	24,0	25,0	26,0
Выход сухого колошникового газа, м ³ /т чугуна	1914	1826	1785	1745	1693,5	1654	1618
Температура колошникового газа, °С	167	161	159,5	154	146,5	139	131
Степень использования СО, доли	0,402	0,448	0,453	0,457	0,454	0,451	0,450
Степень использования Н ₂ , доли	0,746	0,831	0,840	0,848	0,842	0,837	0,835
Степень прямого восстановления, доли	0,284	0,303	0,300	0,297	0,300	0,287	0,287
Выход горновых газов, м ³ /т чугуна	1902	1771	1736	1704	1657	1622	1585
Выход восстановительных газов, м ³ /т чугуна	816	737	728	719	729	737	740
Выход шлака, кг/т чугуна	311	310	308	306	306	306	306
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,2	5,5	5,3	5,1	5,1	5,0	5,0
(S)	1,15	0,95	0,91	0,87	0,85	0,84	0,84
Теоретическая температура горения, °С	2092	2114	2128	2140	2164	2178	2210
Коэффициент замены кокса ПУТ, кг/кг		0,63	0,70	0,76	0,76	0,76	0,75
Расход условного топлива, кг/т чугуна	579,44	554,21	545,69	537,63	540,79	543,53	545,79
Изменение себестоимости чугуна, руб/т чугуна	0,00	-593,02	-729,11	-859,6	-825,61	-801,18	-758,35
Определяющие показатели:							
Рудная нагрузка, т/т кокса	3,31	4,16	4,38	4,60	4,69	4,79	4,76
Выход шлака, кг/т кокса	633	795	830	866	883	901	896
Выход горнового газа, м ³ /т кокса	3875	4545	4681	4826	4789	4785	4646
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	13,92	15,69	18,00	19,56	20,69	20,05

Высокие расчетные показатели эффективного использования ПУТ подтверждаются мировым зарубежным опытом: расход ПУТ 180-260 кг/т чугуна, расход кокса 230-270 кг/т чугуна, степень замены кокса ПУТ 35-50 %.

Таким образом, расчетами подтверждена высокая экономическая эффективность ПУТ в технологических условиях доменного цеха Енакиевского металлургического завода. Высокая эффективность применения ПУТ объясняется меньшей его стоимостью по сравнению с ПГ, химическим составом, прежде всего, высоким содержанием углерода и значительно меньшим влиянием на теоретическую температуру горения и другие технологические показатели.

Литература:

1. Курунов И.Ф. Доменное производство Китая, Японии, Северной Америки, Западной Европы и России // *Металлург.* – 2010. – № 2. – С. 69–77.
2. Рамм А.Н. Современный доменный процесс. – М.: Металлургия, 1980. – 303 с.
3. Ярошевский С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. – М.: Металлургия, 1988. – 176 с.
4. Ярошевский С.Л., Афанасьева З.К., Кузин А.В. Основные принципы расчета и организации технологии доменной плавки при замене дополнительными топливами 30-60 % кокса (отечественный и зарубежный опыт) // В кн.: *Творческое наследие Б.И. Китаева. Труды Международной научно-практической конференции 11-14 февраля 2009 г., Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2009.* – С. 138–148.
5. Эффективность и ресурсы пылеугольной технологии выплавки чугуна / С. Л. Ярошевский, В. В. Кочура, А. М. Кузнецов, И. В. Шульга, А. С. Хайбулаев, З. К. Афанасьева // *Металл и литье Украины.* – 2018. -№9-10. – С. 5-19.
6. The intensifying pulverized coal combustion in blast furnace / V.V. Kochura & A.S. Novikov // *Topical Issues of Rational use of Natural Resources 2019: Proceedings of the XV International Forum-Contest of Students and Young Researchers under the auspices of UNESCO (St. Petersburg Mining University, Russia, 13-17 May 2019).* Volume 2. London: CRC Press. pp. 715-723.
7. Эффективность вдувания природного газа и пылеугольного топлива при выплавке чугуна / Ярошевский С.Л., Кочура В.В., Кузнецов А.М., Хайбулаев А.С., Афанасьева З.К. // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия.* - 2019. - Том 62. - № 11. - С. 833–839.

УСТАНОВКА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА АЛЮМИНИЕВОЙ СТРУЖКИ

Шулико Н.А., Симоненко В.И., Заика В.И.
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время актуальной задачей в народном хозяйстве является утилизация вторичных отходов чёрной и цветной металлургии и дальнейшее использование переработанного сырья в промышленности.

В чёрной металлургии алюминий применяют как раскислитель при производстве стали, как легирующую добавку, в ферросплавном производстве.

Широкое распространение алюминий получил в радиотехнике и радиоэлектронике, в автомобильной промышленности, железнодорожном транспорте, в промышленном и гражданском строительстве и др. Потребление алюминия и его сплавов в различных отраслях промышленности ежегодно растёт, что существенно обедняет сырьевую базу для их производства.

Поэтому важнейшим резервом получения алюминия для нужд различных отраслей промышленности является переработка отходов его производства.

В отечественной практике передел алюминийсодержащих отходов производится, в основном, в топливных и электрических плавильных агрегатах.

Специфика плавки вторичного сырья диктует тот тип печи, который позволяет переплавлять сырьё с наименьшими потерями, высокой степенью извлечения, наименьшими материальными и энергетическими затратами и характеризуются определёнными недостатками [1]. Например, в отражательных печах, в которых перерабатывается до 70% алюминиевых сплавов, металл интенсивно окисляется и насыщается газами. Тигельные печи имеют малую производительность и большой расход топлива. После переработки в роторных печах, объём солевых шлаков достигает 15-30%. В дуговых печах переплав сопровождается большим угаром металла. Всё больше применение находят шахтные и индукционные печи за счёт более высокого: КПД, удельной производительности и качества металла, однако, при этом наблюдается большой расход электроэнергии.

Таким образом, перечисленные агрегаты по переработке алюминиевых отходов имеют как определённые достоинства, так и недостатки.

Одним из перспективных и альтернативных, на наш взгляд, методов переработки отходов алюминия является использование электрошлакового переплава с применением флюсов, которые позволят снизить степень угара алюминия, повысить качество продукции и технико-экономические показатели процесса.

Целью работы, (состоящей из нескольких этапов), на первом этапе являлся подбор установки ЭШП на базе имеющихся, с частичной модернизацией, пригодной для утилизации и рафинирования, алюминиевых отходов.

Работа производилась на кафедре «Металлургия стали и сплавов»

ДонНТУ.

Лабораторную установку А-550 собирали по схеме, приведенной на рисунке 1.

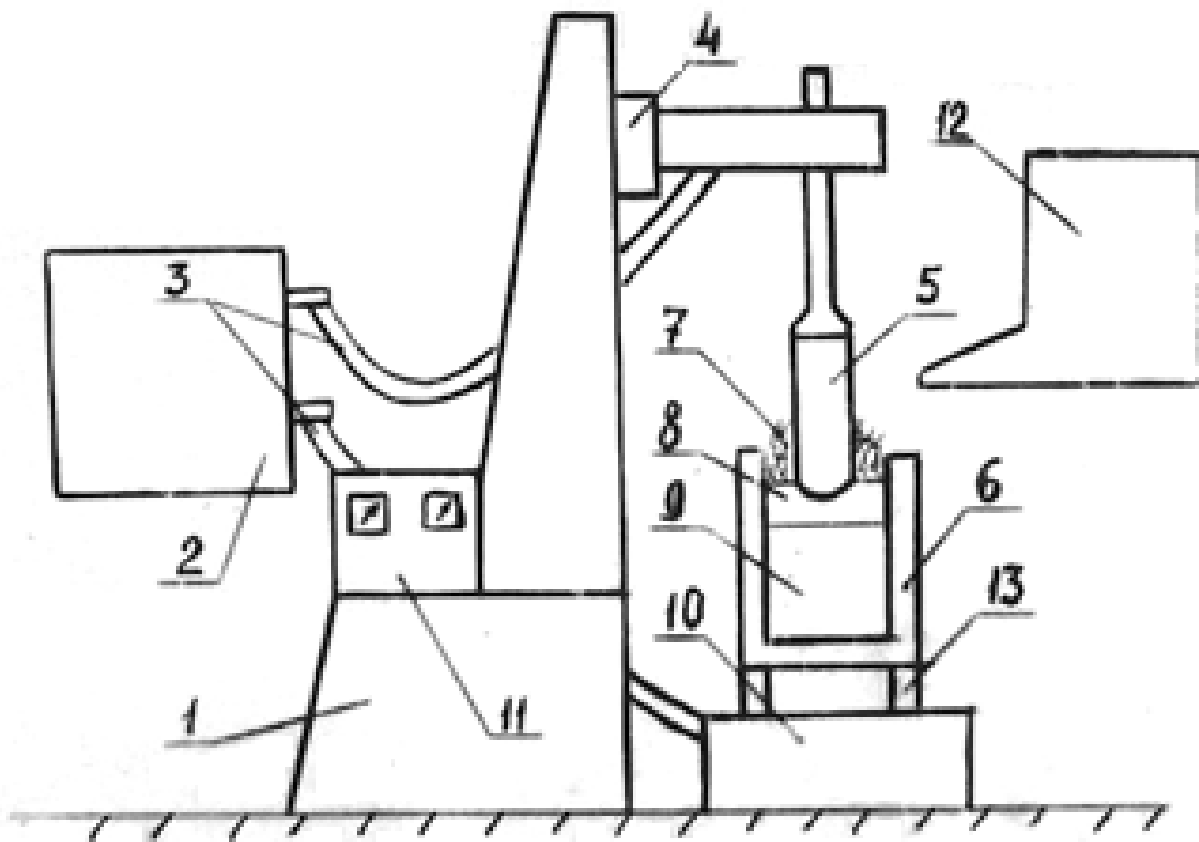


Рисунок 1 – Схема переплава алюминиевой стружки на установке:
1 - Установка ЭШП; 2 – трансформатор ТШС-3,0; 3 – кабели токоподвода; 4 – подвижная каретка электрододержателя; 5 – графитовый электрод; 6 – графитовый тигель; 7 - стружка алюминиевая; 8 – жидкий флюс; 9 – жидкий алюминий; 10 - поддон; 11 – пульт управления с приборами контроля; 12 – бункер с алюминиевой стружкой; 13 – графитовое кольцо

К каретке 4 установки 1 крепили инвентарную головку с графитовым наконечником 5. Диаметр графитового электрода – 60 мм. На графитовое кольцо 13 (с целью устранения теплового контакта с водоохлаждаемым поддоном) устанавливали графитовый тигель 6 с внутренним диаметром 250 мм и глубиной 400мм. Внутри тигля 6 вводили электрод 5 при помощи каретки 4 до упора, включали трансформатор 2 и зажигали электрическую дугу между электродом и дном тигля.

В зону горения электрической дуги давали порошковые составляющие флюса. Флюс, расплавляясь, замыкал промежуток электрод-дно тигля. После проплавления последних порций флюса начинали непрерывную подачу алюминиевой стружки 7 таким образом, чтобы она покрывала всю поверхность шлаковой ванны 8.

По мере проплавления стружки уровень жидкого металла поднимался, уменьшая межэлектродный промежуток и увеличивая рабочий ток переплава.

Постоянный электрический режим поддерживали автоматически при помощи каретки 4, восстанавливая заданный межэлектродный промежуток.

Тип установки: однофазная, одноэлектродная

Рабочий ток: переменный – 50 гц

Источник питания: однофазный трансформатор ТШС-3000/1:

- номинальное напряжение.....380 В
- максимальный ток, первичный.....600 А
- максимальный ток, вторичный.....3000 А
- пределы регулирования напряжения.....27,1-46,1 В
- номинальная мощность.....230 кВА
- масса.....350 кг

Количество электродов.....1 шт.

Размеры электрода:

- диаметр.....60-120 мм
- длина до.....2000 мм
- масса электрода до.....120 кг
- скорость перемещения электрода 13+160 мм/мин

Габаритные размеры установки:

- длина.....1460 мм
- ширина.....1200 мм
- высота.....3755 мм
- масса установки.....320 кг

Литература:

1. Колобов Г.А. Металлургия цветных металлов / Г.А.Колобов, В.Н.Бредихин, Н.А.Маняк, А.И.Шевелев – Донецк: Издательский дом «Кальмиус», 2007 – 462 с.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ РАЗВИТИЯ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА СОРТОВЫХ МНЛЗ

Сотников А.Л. /д.т.н./

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк,
ДНР)

Стриченко С.М. /к.т.н./

Филиал №2 «Енакиевский металлургический завод» ЗАО
«Внешторгсервис» (Енакиево, ДНР)

В настоящее время непрерывная разливка стали является основным технологическим приемом в сталеплавильном переделе обеспечивающим перевод стали из жидкого состояния в твердое, с заданной геометрической формой, с минимальной затратой энергетических и материальных ресурсов. Тенденция последних 20-30 лет, связанная с выводом из эксплуатации энергоемких участков сталеплавильных и прокатных цехов (разливка стали в изложницы, нагревательные колодцы, блюминг/слябинг, непрерывно-заготовочный стан) и вводом в работу комплексов У КП-МНЛЗ (установка «ковш-печь» и машина непрерывной разливки заготовки), сохраняется в текущий момент и имеет широкие перспективы развития [1,2].

Основные узлы МНЛЗ и направления их совершенствования

Промежуточный ковш. Последние тенденции совершенствования конструкции промковша направлены на повышение его вместимости, с целью увеличения времени нахождения металла в нем, для обеспечения всплытия и ассимиляции неметаллических включений. Стабильность скорости разливки осуществляется посредством непрерывного измерения температуры металла в промковше, за счет стационарно установленных датчиков температуры во внутреннем объеме промковша. Для безаварийной эксплуатации промковша его кожух снабжается термопарами по всему периметру ковша.

На рисунке 1 представлена конструкция современного промковша, которая одновременно решает ряд задач. На рисунке видно, что предполагается наличие донной продувки инертным газом для удаления неметаллических включений из стали. Установка специальных порогов и перегородок, организывает потоки стали в промковше через фильтрационные элементы и направляет поток вверх для контакта со шлаком, который имеет ассимилирующие свойства [3].

Кристаллизатор и механизм качания кристаллизатора. Механизмы качания рычажного типа с электромеханическим приводом, которые получили наибольшее распространение на первых МНЛЗ, имеют ряд существенных недостатков, в результате чего в настоящее время подвергаются модернизации или замене [4]. Наличие узлов трения в подшипниках качения приводит к их износу и соответственно к искажению параметров колебательного движения кристаллизатора, в результате этого происходит отклонение соосности траектории движения кристаллизатора с технологической осью ручья МНЛЗ. Данные обстоятельства делают невозможным увеличение скорости

вытягивания слитка из кристаллизатора, а также увеличивает вероятность возникновения прорыва слитка под кристаллизатором. Для повышения надежности и вариативности работы механизмов качания кристаллизатора производится их модернизация на действующих МНЛЗ, и установка на вновь строящихся комплексах рессорных механизмом с гидравлическим приводом.

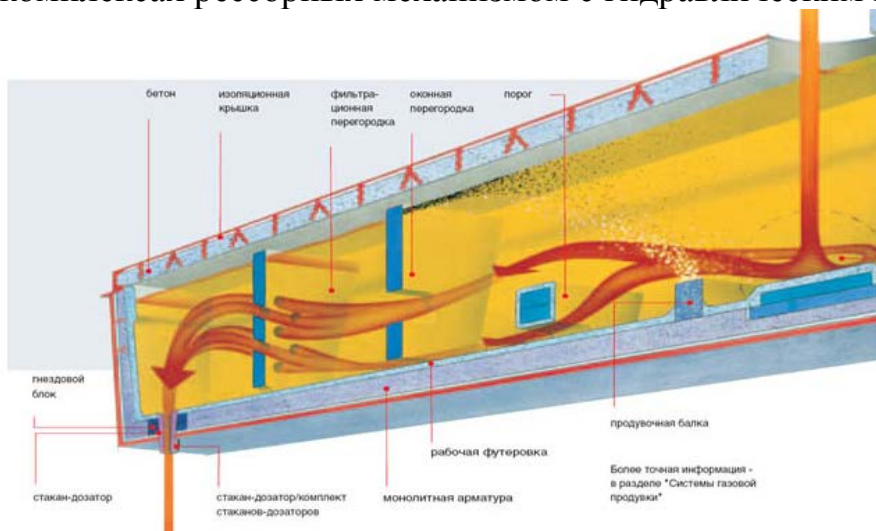


Рисунок 1 – Схема движения потоков стали в проковше

На смену гильзам кристаллизатора, которые имеют конусный профиль, приходят гильзы параболические, предназначенные, прежде всего, для высокоскоростной разливки стали на сортовых МНЛЗ. Новым решением в конструкции гильз является выполнение ребристой поверхности на ее внутренней или внешней стороне, для обеспечения более интенсивного теплоотвода (рисунок 2). Промышленные испытания гильз с внутренней волнистой поверхностью показали положительный результат, обеспечив более стабильные качественные показатели заготовки по геометрическим размерам. В частности, в 2 раза снизилась величина ромбичности, а также на заготовке отсутствовали трещины и другие дефекты поверхности [5,6].

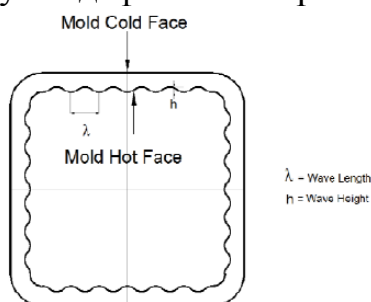


Рисунок 2 – Профиль гильзы, предложенный фирмой «КМЕ», с внутренним волнистым профилем

Также существует новая конструкция гильзы, которая имеет внутренние продольные сквозные отверстия для протока охлаждающей воды (рисунок 3) для обеспечения более эффективного отвода тепла от формируемого в ней непрерывнолитого слитка, исключают переохлаждение слитка в углах, что повышает срок службы гильз. Кроме этого данная конструкция исключает необходимость установки гильзы в обечайку, тем самым значительно

снижается общий вес кристаллизатора в сборе [7].



Рисунок 3 – Внешний вид гильзы, разработанной фирмой «Danieli», со сквозными отверстиями по периметру

Зона вторичного охлаждения. Для улучшения процесса охлаждения заготовки в зоне вторичного охлаждения на современных сортовых МНЛЗ традиционно используется водовоздушное охлаждение. Данный способ охлаждения создает высокую кинетическую энергию водовоздушной смеси, в результате чего с металлом одновременно контактирует множество капель распыленной воды, что обеспечивает мягкую и одновременно высокую интенсивность охлаждения. В свою очередь наблюдается повышение качества внутренней структуры слитка за счет снижения балла трещин и других дефектов внутренней структуры непрерывнолитого слитка.

Для скоростной разливки сортовых заготовок разработаны различные типы форсунок, в частности для квадратной заготовки могут применяться полноконусные форсунки со следом факела на поверхности слитка в форме овала (рисунок 4), тем самым увеличивается площадь и интенсивность орошения охлаждающей жидкостью.



Рисунок 4 – Внешний вид форсунки, разработанной фирмой «Lechler», и схема факела водовоздушной смеси

Качество непрерывнолитой заготовки обеспечивается работой интеллектуальной системы, которая включает в себя контроль скорости разливки, непрерывное измерение температуры металла в промежуточном ковше, контроль расхода и температуры охлаждающей воды на кристаллизатор, а также замеры пирометром температуры заготовки на выход из зоны вторичного охлаждения [4]. По показаниям всех контролирующих приборов автоматически регулируется расход воды по секциям зоны вторичного охлаждения. Расход воды по секциям зоны вторичного охлаждения задается режимными картами для конкретных групп марок стали в зависимости от содержания основных химических элементов [8].

Тянуще-правильный механизм. К данным механизмам предъявляются

требования обеспечивающие плавность вытягивания непрерывнолитого слитка. Кроме этого, на современных крупносортовых МНЛЗ применяют технологию мягкого обжата заготовки, за счет чего исключается образование дефектов осевой зоны в виде пор и других несплошностей. Современные тянуще-правильные механизмы оснащаются большим количеством роликов, для выпрямления слитка в нескольких точках, что гарантирует отсутствие образования трещин во внутренней структуре заготовки и на ее поверхности.

Современные МНЛЗ имеют также бесконтактные оптические датчики контроля геометрических размеров непрерывнолитой заготовки. Показания датчиков геометрических размеров заготовки (разность сторон, искривление по длине, ромбичность и пр.) позволяют оперативно производить корректирующие мероприятия в случае отклонений от заданных значений профилеразмеров заготовки [9].

Технологические приемы и методы. Модернизация МНЛЗ с целью повышения производительности является капиталоемким мероприятием. Поэтому перспективным является применение технологических приемов и методов повышения скорости вытягивания из кристаллизатора и повышения качества непрерывнолитого слитка. Например, за счет использования устройств механизированного ввода охладителей в кристаллизатор в процессе разливки стали на МНЛЗ. В качестве охладителей применяется стальная дробь или лента. При вводе охладителей в металл образуются новые центры кристаллизации, в результате чего достигается увеличение скорости разливки на 20-30 % от проектных показателей. Данная технология имеет перспективу развития также в разрезе возможности микролегирования стали на этапе ее разливки на МНЛЗ, за счет применения специализированных легирующих охладителей. Таким образом механизированный ввод охладителей в кристаллизатор МНЛЗ, кроме повышения производительности разливки стали, обеспечивает улучшение качества внутренней структуры непрерывнолитой заготовки, за счет исключения образования рыхлой осевой зоны, а также повышает эксплуатационные характеристики заготовки посредством микролегирования стали [10].

Задачи снижения затрат на производство, наряду с требованиями повышения качества макроструктуры заготовки за счет снижения загрязненности металла неметаллическими включениями в процессе разливки стали открытой струей решаются внедрением методов и устройств направленных прежде всего на недопущение вторичного окисления стали при разливке на МНЛЗ. Основным методом является подача инертного газа (аргона) на все участки движение металла с уровня сталеразливочного ковша до кристаллизатора МНЛЗ. На участке «сталеразливочный ковш–промежуточный ковш» устанавливается защитная труба, во внутреннюю полость которой подаётся аргон. Широкое распространение получает способ разливки открытой струей, в процессе которого на участке «промковш–кристаллизатор» устанавливается специальное устройство в виде сильфона (гофра), изготовленный из огнеупорной ткани, вовнутрь которого также подается аргон.

Данный способ разливки позволяет обеспечить заданный уровень качества макроструктуры заготовки, при этом исключается использование дорогостоящих огнеупорных материалов для стопорной разливки, а также обеспечивается длительная разливка в рамках одной серии, тем самым снижается себестоимость производства заготовки [11,12].

Выводы

Повышенные требования к качеству непрерывнолитой заготовки, а также к снижению затрат на ее производство приводят к необходимости разработки и внедрения новых технологических приемов и совершенствования оборудования МНЛЗ. Требования к улучшению качества непрерывнолитой заготовки, в свою очередь, сопряжены с необходимостью повышения производительности МНЛЗ, что значительно усложняет задачи перед машиностроителями и технологами непрерывно разливки стали.

В особой мере усложняется процесс первичного охлаждения заготовки в кристаллизаторе, в результате чего предъявляются повышенные требования к эксплуатационным характеристикам применяемых материалов (гильзы, смазка, охлаждающая вода), а также к оборудованию (механизм качания кристаллизатора, электромагнитное перемешивание и т.д.).

Литература:

1. Состояние непрерывной разливки стали на сортовых МНЛЗ в Украине и Молдове / Сотников А.Л. и др. // Сталь. – 2013. – №12. – С. 8-13.
2. Проблемы совершенствования оборудования машин непрерывного литья заготовок / Е.Н. Смирнов, А.Л. Сотников, Н.А. Родионов, А. Стефаник // Metallurgy 2012, New Technologies and Achievements, Seria: Monografie No.25, Czestochowa (Poland): Wydawnictwo Wydziału Inżynierii Procesowej, Materiałowej i Fizyki Stosowanej Politechniki Częstochowskiej, 2012. - P. 69-76.
3. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / С.В. Куберский, Е.В. Штепан Е.В. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 243 с.
4. Сотников, А. Л. Развитие научных основ и практика обеспечения точности конструктивных и технологических параметров машин непрерывного литья заготовок : дис. ... д-ра техн. наук : 05.02.13 : защищена 22.12.16 / Сотников Алексей Леонидович. – Донецк, 2016. – 362 с.
5. Новые гильзы с волнистым внутренним профилем для кристаллизаторов сортовых МНЛЗ / Бакши Я.А. и др. // Сталь. – 2014. – №2. – С. 19-23.
6. Марочкин, А.Н. Выбор рациональной формы внутреннего угла гильз кристаллизатора прямоугольного сечения // Черная металлургия. – 2016. – №2. – С. 44-47.
7. Инновационные решения в области непрерывной разливки стали (по материалам 8-й европейской конференции по непрерывной разливке) / Смирнов А.Н. // Сталь. – 2014. – №9. – С. 17-22.
8. Рациональные параметры тепловой работы ЗВО слябовой МНЛЗ / Бирюков А.Б. и др. // Сталь. – 2015. – №2. – С. 18-21.
9. Пуртов, А. Интеллектуальные оптические измерители расстояния и габаритов // Компоненты и технологии. – 2008. – №1. – С. 52-54.
10. Методы и аппаратные устройства для ввода присадок в кристаллизатор (по материалам 1-й международной научно-технической конференции) / Туманов Д.В., Кузьминов А.Л. // Научно-технический прогресс в черной металлургии. – 2013. – С. 340-346.
11. Сарычев, А.В. Устройства для снижения вторичного окисления металла при его разливке открытой струей на сортовых МНЛЗ // Металлург. – 2007. – №1. – С. 45-47.
12. Голенков, М.А. Уменьшение осевой ликвации элементов в непрерывнолитой заготовке с использованием расходоуемых макрохолодильников в условиях конвертерного производства ОАО «СЕВЕРСТАЛЬ». [Электронный ресурс] // Вторая Всероссийская научно-техническая конференция «Студенческая весна 2009: Машиностроительные технологии» / МГТУ им. Н.Э Баумана. – Электрон. дан. – М.: МГТУ, 2009. Режим доступа: http://www.studvesna.ru/db_files/articles/271/article.pdf

ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА



РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ РЕЦИКЛИНГА АЛЮМИНИЯ

Зозуля А.О., Бредихин В.Н., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Непрерывное расширение области применения алюминия и увеличение объемов его потребления приводит к существенному изменению структуры лома и отходов, а точнее – к увеличению количества малоразмерных и загрязненных отходов с содержанием алюминия (40...85) %, эффективная переработка которых с использованием традиционных технологических схем и оборудования весьма затруднительна, а порой невозможна. Следует отметить, что доля подобных отходов, включая стружку, съемы и шлаки с металлическими корольками, превышает 40% от общего объема перерабатываемого сырья [1]. В связи с этим в последние годы в промышленности наблюдается тенденция к разработке не только новых технологий подготовки шихты, но и конструкций плавильных агрегатов, имеющих более высокие технологические и экологические характеристики, способных обеспечить максимальное извлечение алюминия из подобных отходов на предприятиях вторичной металлургии, что является весьма актуальным в организации вторичной металлургии.

По мере увеличения на рынке вторичного металлургического сырья доли низкосортных загрязненных отходов, содержащих металлические приделки, защитные и декоративные покрытия, технологические жидкости, такие как масла и смазочно-охлаждающие жидкости (СОЖ), наметились две тенденции развития технологических схем их переработки.

Первая тенденция основывалась на применении плавильных агрегатов, которые могли бы эффективно переплавлять подобные отходы без специальной подготовки с сохранением химического состава сплава при минимизации показателей металлургического выхода годного. В результате значительно расширилась номенклатура пламенных (отражательных, шахтных, роторных) и электрических (тигельных, канальных) печей. Вторая тенденция основывается на совершенствовании существующих и разработке новых методов подготовки металлического лома (сортировки, дробления, сепарации, очистки стружки), техники плавки и финишной обработки расплавов, как металлического, так и шлакового. Они обе проявляются в новых прогрессивных технологиях, например, утилизации металлических отходов типа стружки и съемных шлаков алюминиевого производства.

Сегодня в промышленности преобладает технология рециклинга алюминиевой стружки, принципиальная схема которой представлена на рисунке 1. Исходный продукт, включающий сыпучую и вьюнообразную стружку, подвергают классификации. Фракцию +20мм (а это, как правило, вьюнообразная стружка) подвергают дроблению с использованием ножевых дробилок или специально разработанных для этих целей молотковых дробилок типа СМД-135 с крестообразным ротором и кольцевыми фрезами [1].

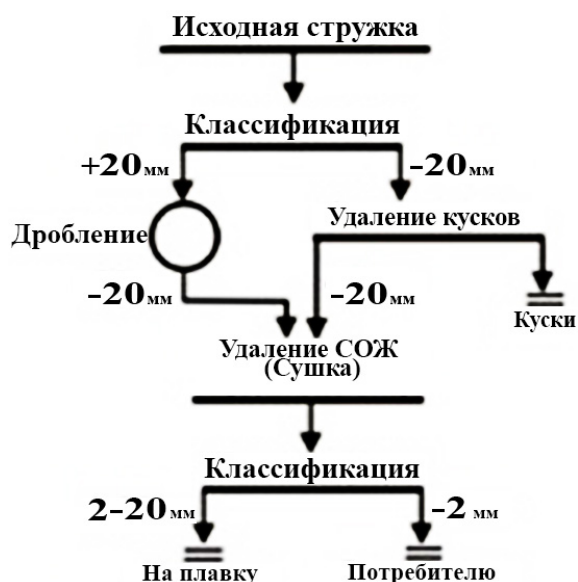


Рисунок 1- Принципиальная схема рециклинга алюминиевой стружки.

Фракцию менее 20мм направляют на термическую обработку для удаления смазочно-охлаждающей жидкости (СОЖ). После удаления СОЖ с поверхности стружки материал подвергают повторной классификации с целью отделения фракции менее 2мм. Установлено, что в этой фракции содержится порядка (2...5) % алюминия. Этот продукт поставляют металлургическим и машиностроительным предприятиям, использующим термосмеси для утепления слитков и прибыльных участков стальных отливок.

На рисунке 2 представлена аппаратурная схема технологического процесса рециклинга алюминиевой стружки.

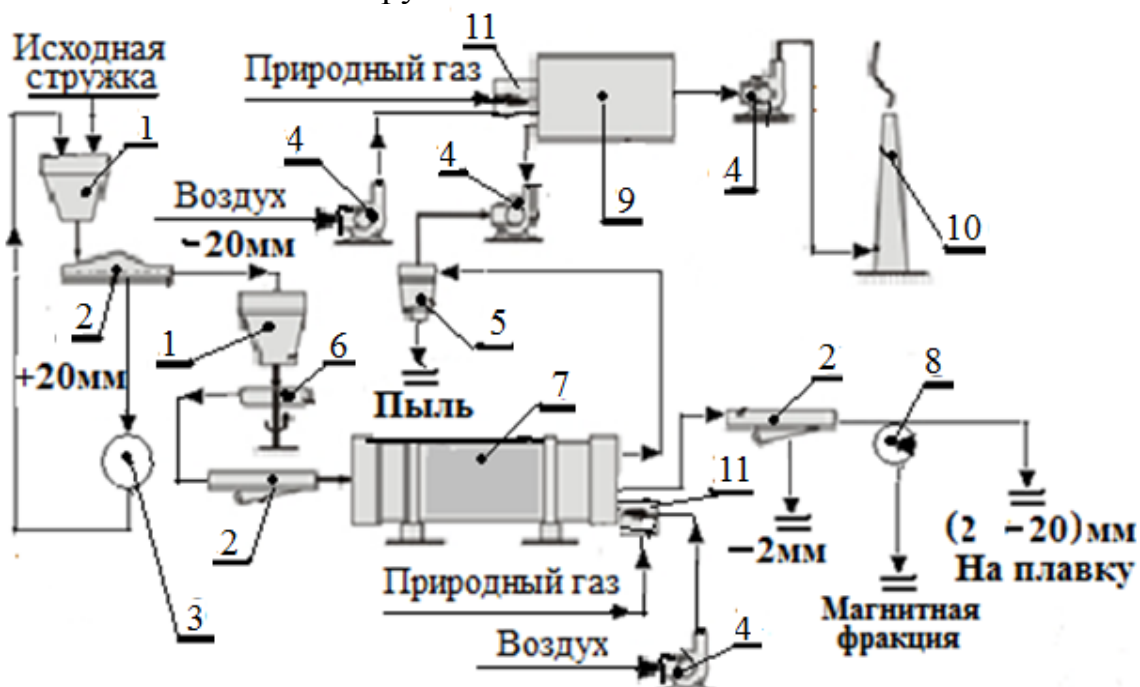


Рисунок 2- Аппаратурная схема рециклинга алюминиевой стружки.
 1-бункер, 2-грохот, 3-дробилка, 4-воздуходувка, 5-циклон, 6-питатель,
 7-барaban-сушилка, 8-магнитный сепаратор, 9-камера дожигания,
 10- дымовая труба, 11- горелка

Основная операция состоит в обжиге с использованием барабанной печи (поз.7) при температуре 400°С. Пылегазовая смесь от сгорания СОЖ поступает в камеру дожигания (поз.9), в которой поддерживается температура 1450°С. После процесса дожигания безопасные газы поступают в дымовую трубу (поз.10) и выбрасываются в атмосферу. Примером разработки и внедрения прогрессивных технологий утилизации металлургических шлаков с вкраплениями значительных количеств жидкого металла, является организация комплекса, состоящего из роторной печи с наклоняемой осью вращения (РНОВ) и установки отжима шлака.

Печь РНОВ изображена на рисунке 3 в стиле компьютерной сборки.

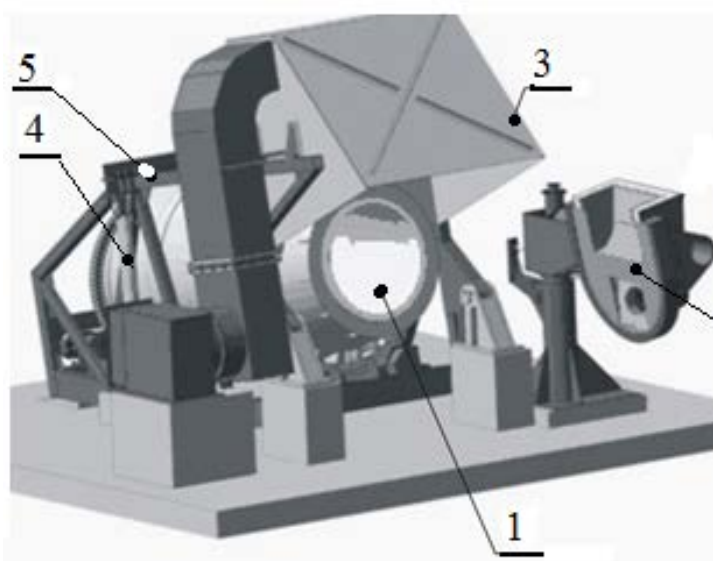


Рисунок 3- Роторная печь с наклоняемой осью вращения (РНОВ).
(компьютерная сборка)

- 1-корпус печи,
- 2-крышка печи с горелочным и газоотводящим окнами,
- 3-зонт аспирационный,
- 4-гидравлический привод механизма наклона печи,
- 5- рама печи

Она наилучшим способом сочетает в себе преимущества роторных печей с фиксированной осью вращения (РФОВ) и отражательных печей, но, вместе с тем, имеет существенные преимущества по сравнению с печами РФОВ:

- снижение потребления флюсов до 50%;
- увеличение производительности печи на (60...70) %;
- сокращение потребления топлива до 20 %;
- значительные размеры окно для загрузки сырья;
- отсутствие выпускных окон для шлака;
- разгрузка шлака в процессе наклона печи;

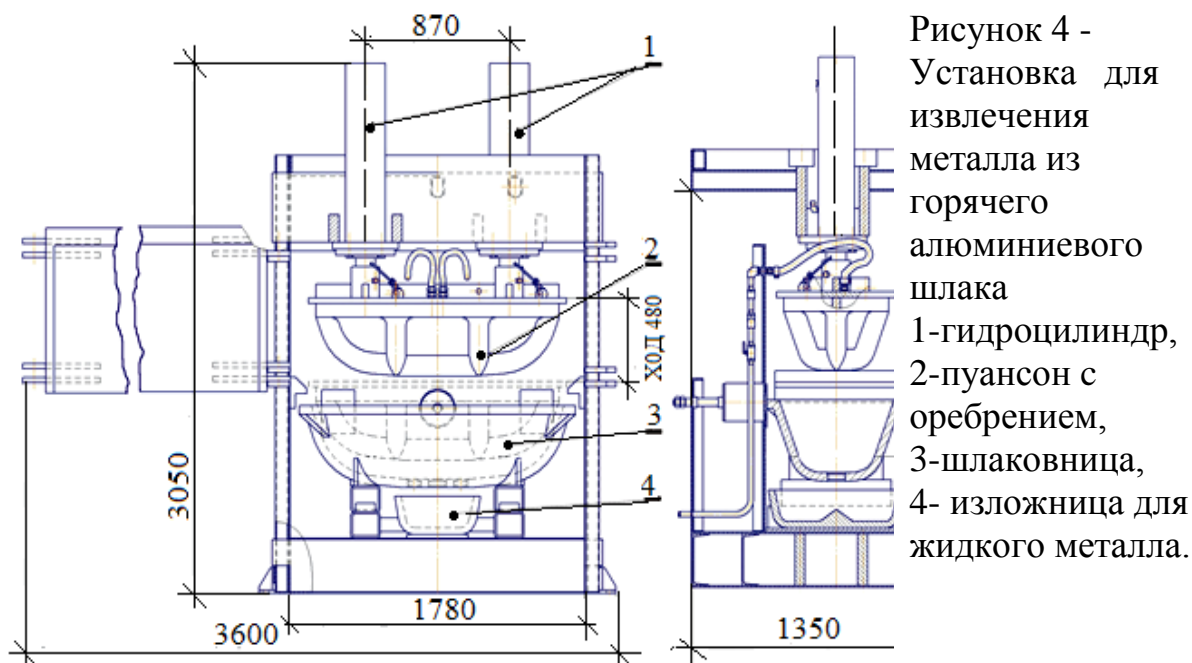
Бочка печи РНОВ полностью изготавливается путем машинной обработки, что обеспечивает устойчивую динамику во время вращения ротора, а также обеспечивает устойчивую работу гидравлических систем и привода.

В процессе плавки на поверхности расплава в обязательном порядке образуется шлаковая фаза. Она состоит из смеси оксидов, хлоридов, нитридов основных компонентов сплава, кремнеземных составляющих шихты, компонентов флюса, материала футеровочной массы.

Шлаковая фаза алюминиевых сплавов пропитана металлом и при удалении её с поверхности расплава образуется сильно металлизированный продукт, который содержит кроме оксидной части, до 50% металлической

составляющей.

На протяжении многих лет перед металлургами стоит задача не столько уменьшить образование шлака, сколько увеличить извлечения металла из него. Проблема усугубляется тем, что алюминий интенсивно окисляется (сгорает) в шлаке со скоростью примерно 1% алюминия в минуту, пока температура шлака не опустится до 400°C. Эта ситуация потребовала разработки полного комплекса мероприятий, в который вошли, кроме максимального снижения образования шлака в печи, также максимальное извлечения из шлака алюминия. При этом наибольший эффект может быть достигнут, если извлечение металла организовать в первые несколько минут после удаления шлака из печи. Успешное решение этой задачи стало возможным с использованием технологии прессования горячего шлака, которая имеет значительные преимущества, как с точки зрения конструктивного исполнения, так и эффективности процесса, рисунок 4 [1].



Приведенная на рисунке 4 установка позволяет переработать в шлаковнице объемом 0,27 м³ горячий шлак, содержащий до 50% металлического алюминия, в шлаковый «прессостаток», который содержит всего (2...3)% алюминия. Использование печи РНОВ позволило сократить продолжительность рабочего цикла от начала скачивания шлака до окончания процесса прессования до (10...12) минут.

После окончания прессования содержание алюминия в прессостатке составляет (2...3) % и такой продукт является отвальным и может использоваться как строительный материал.

В связи с тем, что пуансон имеет два поперечных ребра и одно продольное ребро, «прессостаток» образует объемную «шоколадку», рисунок 5. Такой «прессостаток» легко разрушается, например, с помощью маломощных

щековых дробилок.



Рисунок 5 – Фрагменты процесса переработки алюминиевого шлака

- 1) – скачивание шлака с содержанием алюминия (50...52)%;
- 2) – положение изложницы и пуансона перед прессованием;
- 3) – прессостаток с содержанием алюминия (2...3)%

Разработанная современная технология и оборудование позволяют проводить весь комплекс металлургических операций при переработке лома и отходов, содержащих алюминий. Предложенная технология и комплекс оборудования внедрены на ряде предприятий стран СНГ (Россия – г. Балашиха, г. С/Питербург, г. Саратов; Белоруссия-г. Минск), Украины что позволяет перерабатывать загрязненные алюминиевые отходы (стружка, шлаки и т.п.) с максимальным извлечением металла при минимальном экологическом воздействии на окружающую среду.

Литература:

1. Алюминий вторичный:/ Бредихин В.Н., Корицкий Г.Г., Кушнеров В.Ю. и др. / : Донецк: ДонНТУ, 2019 - 444 с.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА УРАНА

Семёнов Д.О., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

Уран как химический элемент был обозначен в 1789 году немецким химиком Мартином Генрихом Клапротом [1]. При исследовании саксонской смоляной руды он выделил золотисто-желтую «землю» и восстановил ее до черного металлоподобного вещества, которое назвал в честь планеты Уран, открытой английским астрономом Уильямом Гершелем в 1781 году. Пятьдесят лет уран Клапрота числился металлом, и только в 1841 г. французский химик Эжен Мелькюр Пелигó доказал, что это всего лишь окисел урана UO_2 – продукт восстановления высшего окисла U_3O_8 . Он же получил чистый уран восстановлением тетрахлорида урана металлическим калием. На этом, собственно, заканчивается первый этап истории урана. Его исследовали, а некоторые соединения использовали при производстве стекла и фарфора в качестве красителей.

В 1896 году, с появлением информации о рентгеновском излучении, французский физик Антуан Беккерель начинает опыты с наиболее сильным природным фосфором - кристаллами уранилсульфата калия, которые ярко светились в темноте после выдержки на свету. Вскоре он приходит к выводу, что проникающее излучение, генерируемое уранилсульфатом, никак не связано с явлением флуоресценции. Это – свойство самого урана и его соединений. Началась эпоха изучения радиоактивности, а уран, превратившись в ее главный объект, надолго исчезает из поля зрения химиков и технологов.

Однако, как бы не засекречивали применение урана, его металлургия не была тайной, как и содержание в земной коре. Его кларк составляет $3 \cdot 10^{-4}\%$. Урановые минералы (а их известно около 200) делят на первичные, образовавшиеся при формировании земной коры, и вторичные, образовавшиеся под действием тех или иных природных факторов. Они представлены оксидами, силикатами, титанатами и пр. Из первичных минералов известен настуран – урановая смолка. Из вторичных минералов распространен желто-зеленый отэнтит. Рентабельный уровень (минимальное содержание урана в промышленных рудах) составляет величину 0,1%, но в ряде случаев перерабатывают руды, содержащие всего 0,01% урана (при наличии более ценных сопутствующих элементов, например, золота).

Способов выделения урана из руд разработано множество, что связано со стратегической важностью металла и разнообразием его природных соединений. Но каков бы ни был способ, любое урановое производство включает три стадии: концентрирование руды, выщелачивание и получение достаточно чистого соединения, пригодного для получения металлического урана [1].

Механические методы обогащения (радиометрическая сортировка, разделение в тяжелых суспензиях, гравитационные методы, флотация) редко

приводят к получению богатых концентратов, поэтому имеют ограниченное применение.

Для извлечения урана из руд и концентратов применяют выщелачивание растворами минеральных кислот, щелочи и соды [2, 3]. Иногда руды подвергают обжигу с целью удаления органических составляющих, окисления сульфидов, удаления мышьяка, разложения карбонатов, "пассивирования" оксидов железа. Выщелачивание содой имеет преимущество перед кислотным выщелачиванием, так как раствор Na_2CO_3 избирательно выщелачивает уран. Процесс можно проводить в аппаратуре из стали, перерабатывая руды с высоким содержанием карбонатов, обработка которых кислотами не выгодна. Поэтому растворы содержат сравнительно мало примесей при концентрации урана не более 2г/л. Недостатком содового выщелачивания является более низкое извлечение урана в растворы, чем при кислотном выщелачивании.

Технология производства урана из рудного сырья, как правило, состоит из двух стадий: получения технического продукта — "химического концентрата" и очистки его (аффинажа) с получением необходимых соединений высокой чистоты.

Поскольку растворы выщелачивания содержат значительное количество примесей, для селективного выделения урана проводят перечистку раствора путем двойной жидкостной экстракции - сорбции на ионообменных смолах.

Для извлечения урана из кислых и основных щелоков используют сорбцию на ионообменных смолах с сильноосновными анионитами. Механизм экстракции заключается в образование прочных комплексов катиона $(\text{UO}_2)^+$ с анионными радикалами органических смол. Десорбцию проводят растворами нитрата аммония с последующим осаждением аммиаком малорастворимого диураната натрия $\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$ или аммония $(\text{NH}_4)_2\text{U}_2\text{O}_7$. После их прокаливания получают U_3O_8 , который выполняет роль химического концентрата, содержащего (65...80) % U_3O_8 и ряд примесей.

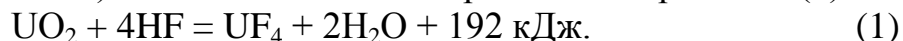
Для производства урана высокой чистоты концентрат следует очистить от примесей бора, лития, кадмия и лантаноидов. Для этого производят повторную экстракционную очистку. В качестве экстрагентов применяют более дешевые и доступные препараты – октиловый или дециловый (триметилгептановый) эфир пиррофосфорной кислоты, а также трибутилфосфат (ТБФ).

Реэкстрагировать уран из эфирного слоя можно добавкой аммиака или отгонкой эфира. Можно воспользоваться растворами солей, дающих с ураном стойкие растворимые комплексы (оксикислоты, карбонаты, сульфаты и т.п). При сорбции урана с помощью ТБФ реэкстракцию проводят промывкой водой или, что лучше, растворами соды или сульфата аммония.

Очищенный раствор $\text{UO}_2(\text{NO}_3)_2$ кристаллизуют с последующим термическим разложением. Полученный триоксид урана UO_3 используют в дальнейшем при производстве тетрафторида урана.

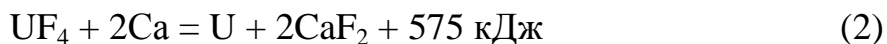
В промышленной практике тетрафторида урана (UF_4) получают фторированием диоксида урана фтористым водородом. Исходным соединением служит чистый триоксид урана, который восстанавливают водородом до

диоксида при (450...500) °С. Восстановление протекает по реакции (1).



Производство металлического урана реализуют несколькими методами: восстановлением оксидов, восстановлением тетрагалогенидов, электролизом галоидных солей в расплавленных средах.

В результате восстановления оксидов, а также при электролизе получают обычно порошкообразный металл, который отделяют от других продуктов процесса промывкой водой и кислотами. В результате металлотермического восстановления галоидных солей уран получают в форме слитка, хорошо отделяющегося от шлака, что представляет существенные преимущества и объясняет более широкое применение металлотермии галогенидов. Предпочтение отдают тетрафториду урана. Реакцию описывают уравнением (2):



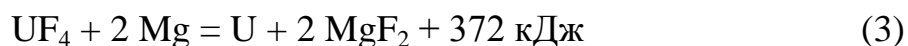
Выделяемого тепла достаточно для самопроизвольного протекания реакции и поддержания температуры, при которой металл и шпак (CaF_2) находятся в расплавленном состоянии. Восстановление проводят при атмосферном давлении, в тиглях из нержавеющей стали, футерованных чистым фторидом кальция. Для восстановления применяют кальций, очищенный дистилляцией в вакууме, в виде стружки толщиной (2...3) мм. Восстановитель вводят в шихту с избытком ~20 % от стехиометрического. Смесь либо непосредственно засыпают в тигель и слегка утрамбовывают, либо предварительно брикетируют.

Шихту зажигают с помощью электрической искры или зажигают запальную смесь (например, пероксид натрия с магниевым порошком), помещаемую в верхней части шихты. Реакция быстро распространяется по всей шихте. Металл стекает вниз, образуя слиток, хорошо отделяемый от шлака. Этим способом получают слитки урана массой 100 кг и больше.

Выход урана в слиток составляет (98...99) %. Содержание примесей (в процентах) следующее: Fe - 0,02...0,005; Si - 0,01...0,05; Ca - 0,002...0,005;

Mn - 0,001...0,0005;

Магниетермическое восстановление, описываемое уравнением (3), существенно отличается от кальциетермического процесса.



Выделяемого тепла недостаточно для расплавления продуктов реакции, поэтому необходимо нагревать весь реактор с шихтой до температуры зажигания и проводить восстановление в герметичном аппарате (типа бомбы) под давлением паров магния.

Процесс проводят в стальных тиглях, изготовленных из цельнотянутых

труб диаметром (325...390) мм. Высота тиглей (915...1145) мм. Тигли футеруют фтористым магнием, их герметично закрывают крышкой. Порошок магния с размером частиц ~2 мм смешивают с UF₄ (избыток магния (4...5) %). Тигель, заполненный шихтой и герметично закрытый, устанавливают в газовой печи (снаружи оставляют только крышку). При нагревании шихты до (550...700) °С инициируется реакция, которая заканчивается примерно за 1 мин. Выход металла достигает 98%. В тиглях диаметром 325мм за одну плавку получают слиток массой 100кг.

Освоен процесс магниетермического восстановления с одновременной загрузкой 2 т фторида урана. Получают слитки массой 1225 кг (диаметр слитка ~ 445мм, высота 432мм). Большая масса загружаемой шихты обуславливает медленное охлаждение и хорошее отделение металла от шлака. Такие слитки не требуют вакуумной переплавки и могут быть направлены на обработку давлением.

Следует отметить, что магний обладает некоторыми преимуществами перед кальцием. Он легче кальция и более устойчив на воздухе. Выпускаемый промышленностью магний высокой чистоты содержит меньше вредных для урана примесей. Расход магния на 1т урана в 1,6 раза ниже, чем кальция.

Фторирование двуокиси урана протекает по реакции (4):



Процесс ведут при температурах порядка (400...500)°С; при этом необходимо по возможности обеспечить начало реакции при более низкой температуре, после чего температура повысится за счет теплоты самой реакции. Осуществляется этот процесс в вибрационной трубчатой. Печь снабжена и нагревателем, и холодильником. Сначала печь нагревают до 400°С, реакция начинается, а затем для поддержания нужной температуры печь охлаждают.

Использование каждого из приведенных восстановителей – кальция и магния, имеет свои преимущества и недостатки. Например, кальциетермический процесс протекает самопроизвольно и обеспечивает чистоту конечного продукта на уровне 99%. Магниетермический процесс позволяет получить продукт с минимальным содержанием вредных примесей за счет использования магния высокой чистоты.

Для получения высшего фторида урана (UF₆), используемого при разделении изотопов урана U₂₃₅ и U₂₃₈, пользуются тетрафторидом урана. Теоретически UF₆ можно получить прямо из UO₂ действием F₂, но это невыгодно, так как расходуется большое количество дорогого фтора.

Литература:

1. Популярная библиотека химических элементов. Изд. 2-е, испр. и дополн., «Наука», -М. 1977.
2. Металлургия редких металлов. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. :Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. –М. :Металлургия 1991. 432с.

АНАЛИЗ РАЗВИТИЯ ФАЗОВОГО ПРЕВРАЩЕНИЯ, ИНДУЦИРОВАННОГО ВОДОРОДНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ

Бычек А.Б., Гольцова М.В.

Белорусский национальный технический университет, Минск, Беларусь

Цветные металлы, известные в англоязычной технической литературе как *non-ferrous metals*, являются в своем многообразии определяющими развитие целых отраслей современной технической цивилизации. Например, редкоземельные металлы (РЗМ) определяют развитие военно-промышленной и авиационно-космической отраслей экономики (по данным [1], 22% РЗМ расходуется на производство магнитов, 15% на производство высококачественной оптики и стекла, 18% уходят на катализаторы, 19% – на конструкционные материалы; и 26% – на нужды других отраслей).

Палладий, как металл, уникальный своим взаимодействием с водородом, (это единственный металл, позволяющий разделять газовые смеси с производством ультрачистого водорода 99,98%), является одним из ключевых в развитии водородной энергетики и связанных с ней водородных технологий.

Водородная энергетика к 2020-му году перестала быть областью проектов. Эксплуатация водородного транспорта в Риге [2], введение в эксплуатацию бытовых котлов на водороде в Голландии [3], и другие проекты [4] стали к 2020 году реальностью. Палладий, как металл с относительно простой диаграммой состояния, используется учеными всего мира для исследований основных закономерностей взаимодействия водорода с металлами – фундамента развития водородных технологий.

Водород оказывает на разнообразные металлические материалы комплексное воздействие. Особую роль в процессах, связанных с диффузией водорода в металлах вообще, и с фазовыми превращениями, индуцированными водородом, в частности, играют внутренние напряжения. Поскольку водород в металлах является примесью внедрения, он вызывает дилатацию кристаллической решетки, и градиенты дилатации кристаллической решетки становятся причиной появления в металле индуцированных водородом концентрационных напряжений (ВК-напряжений). При осуществлении фазовых превращений ситуация осложняется появлением внутренних напряжений, индуцированных разностью удельных объемов превращающихся фаз (ВФ-напряжения).

При взаимодействии водорода с металлами возможны четыре типа фазовых превращений [5]:

- гидридные (при низких температурах ($T < (0.2-0.45)T_{пл}$)),
- диффузионные (при повышенных температурах ($T > (0.2-0.45)T_{пл}$)),
- промежуточные (при умеренных температурах ($0.2T_{пл} < T < 0.45T_{пл}$)),
- индуцированная водородом аморфизация.

Гидридные превращения, развивающиеся в палладии под воздействием водорода, имеют общие черты с мартенситными превращениями. Гидридные

превращения обладают сложной диффузионно-кооперативной природой: подвод и отвод водорода к растущему зародышу новой фазы происходит диффузионным путем, а перестройка кристаллической решетки металла осуществляется кооперативным, мартенситоподобным механизмом.

Именно наличие кооперативной составляющей гидридных превращений в системе Pd-H даёт возможность использовать методику прямых наблюдений *in situ* с помощью длиннофокусного микроскопа в косом освещении, и отслеживать непосредственно процесс развития гидридного превращения в малейших нюансах.

Разработанная и усовершенствованная в Донецком национальном техническом университете методика эксперимента позволила ранее осуществить видеозаписи процессов фазовых гидридных превращений.

В задачу данной работы входил анализ зафиксированной ранее экспериментальным путем видеозаписи обратного гидридного превращения в системе Pd-H. Целью являлось подтверждение возможности осуществления эффекта термо-баро-упруго-диффузионного (ТБУД)-равновесия при обратных гидридных превращениях в системе Pd-H.

Напомним, что гипотеза о возможности ТБУД-равновесия в системах Me-H была предсказана теоретически [6], и затем подтверждена экспериментально при исследовании *прямых* гидридных превращений в системе Pd-H [7].

До настоящей работы экспериментальных подтверждений осуществления ТБУД-равновесия при *обратных* гидридных превращениях в системе Pd-H в литературе опубликовано не было.

Материал и методика эксперимента

В экспериментальной части работы были использованы проволоочные образцы из чистого палладия (99,98%) диаметром 0,5 мм, длиной 23 мм ($\pm 0,3$ мм). Образец в состоянии поставки изгибали в виде буквы «П», подвергали отжигу при 1000°C в вакууме 10 Па в течение 1 ч и охлаждали с печью до комнатной температуры. Затем на верхней части образцов готовили металлографические шлифы по специально разработанной методике, сводящей к минимуму наклеп в приповерхностных слоях образца.

Для осуществления фазового превращения шлифы насыщали водородом «в обход» купола двухфазного состояния в условиях (100°C, $P_{H_2} = 2,3$ МПа) так, чтобы не произошло распада твердого раствора водорода в палладию. Затем непрерывной откачкой вакуума инициировали фазовый переход и фиксировали на видеокамеру развитие обратного гидридного $\beta \rightarrow \alpha$ превращения в приповерхностных слоях образца в косом освещении. Инкубационный период длился 3 мин 40 с, затем на поверхности шлифа появились первые выделения новой фазы.

Экспериментальные результаты и обсуждение

Некоторые из видеок кадров, иллюстрирующих процесс фазового превращения в приповерхностных слоях экспериментального образца, представлены на рис. 1 и рис.2.

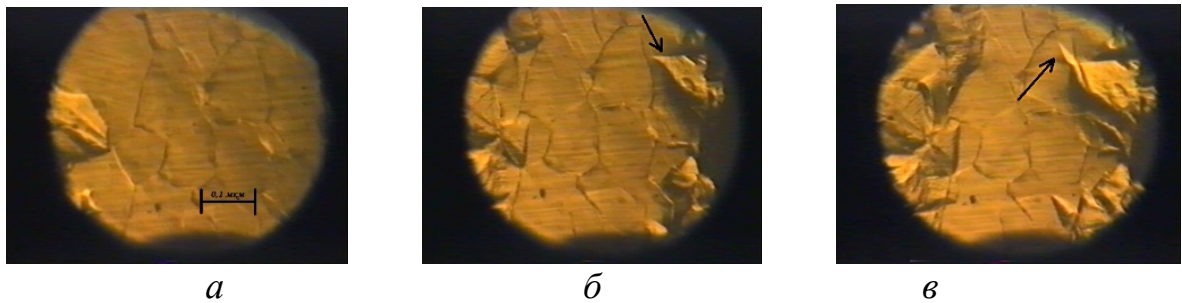


Рисунок 1 – Видеокадры обратного гидридного фазового превращения, инициированного при $T=100^{\circ}\text{C}=\text{Const}$ непрерывной откачкой вакуума (*а* – 2 мин 50 с, шкалой отмечено расстояние 0,1 мкм, *б* – 9 мин, *в* – 13 мин 30 с от начала развития фазового превращения)

Из рис.1 видны следующие характерные особенности гидридного фазового превращения при 100°C :

1. Вначале превращение развивается путем роста массивных выделений, постепенно и с равномерной скоростью заполняя материнское зерно (рис.1*а,б*). По оценкам, скорость роста массивных выделений составила $2,7 \times 10^{-6}$ м/с.

2. На границе зерна (рис.2*б*, показано стрелкой) рост выделения замедлился, вплоть до полной остановки роста в течение 29 с, во время которых выделение продолжало расти и заполнять все зерно. Затем осуществилась смена механизма превращения: зерно «выбросило» игловидный отросток (рис.1*в*), «прорастая» в соседнее зерно. При этом, скорость роста возросла на порядок: для игловидного отростка она составляла уже $1,85 \times 10^{-5}$ м/с.

Эти закономерности: замедление скорости роста новой фазы на границе зерна, выбрасывание игловидного отростка с резким увеличением скорости его роста, – весьма аналогичны явлению термоупругого равновесия превращающихся фаз при мартенситных превращениях [8], с одной существенной разницей. Для превращений, индуцированных водородом, кроме вклада температуры и упругих напряжений в условие фазового равновесия значительный вклад вносится составляющая, определяемая давлением газообразного водорода. Действительно, системы Me-H являются термодинамически открытыми, они могут обмениваться с окружающей средой не только температурой, но и веществом (в чем и состоит их кардинальное отличие от классических систем типа Fe-C).

Таким образом, при гидридных превращениях условие термоупругого равновесия становится недостаточным; имеет место термо-баро-упруго-диффузионное (ТБУД-) торможение вплоть до полной остановки процесса фазового перехода. Результаты данной работы показывают, что явление ТБУД-равновесия является общей закономерностью как для прямых, так и для обратных гидридных превращений.

В дальнейшем, фазовое превращение продолжало развиваться и постепенно заполнило весь видимый под микроскопом участок шлифа (рис.2).

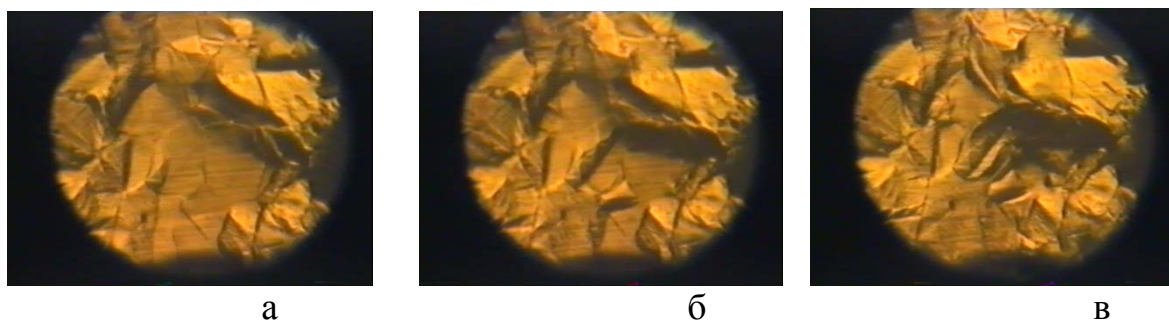


Рисунок 2 – завершение процесса фазового гидридного превращения в приповерхностных слоях образца β -PdH_x при 100°C: а – 18 мин; б – 22 мин, в – 26 мин от начала превращения

На рис. 3 представлены результаты расчетов процента прироста новой фазы от времени превращения. Хорошо прослеживаются этапы замедления роста новой фазы и последующего срыва образующегося равновесия, с ускорением скорости прироста. Действительно, скорость роста крупных, часто бесформенных выделений α -фазы по мере их увеличения обычно постепенно уменьшается. Это можно связать с торможением их роста нарастающими водородными напряжениями. При встрече растущей α -фазы с границами зерен, её рост прекращается. В рамках этого структурного механизма рост гидридной фазы далее продолжаться не может, хотя химическая составляющая термодинамической силы продолжает действовать.

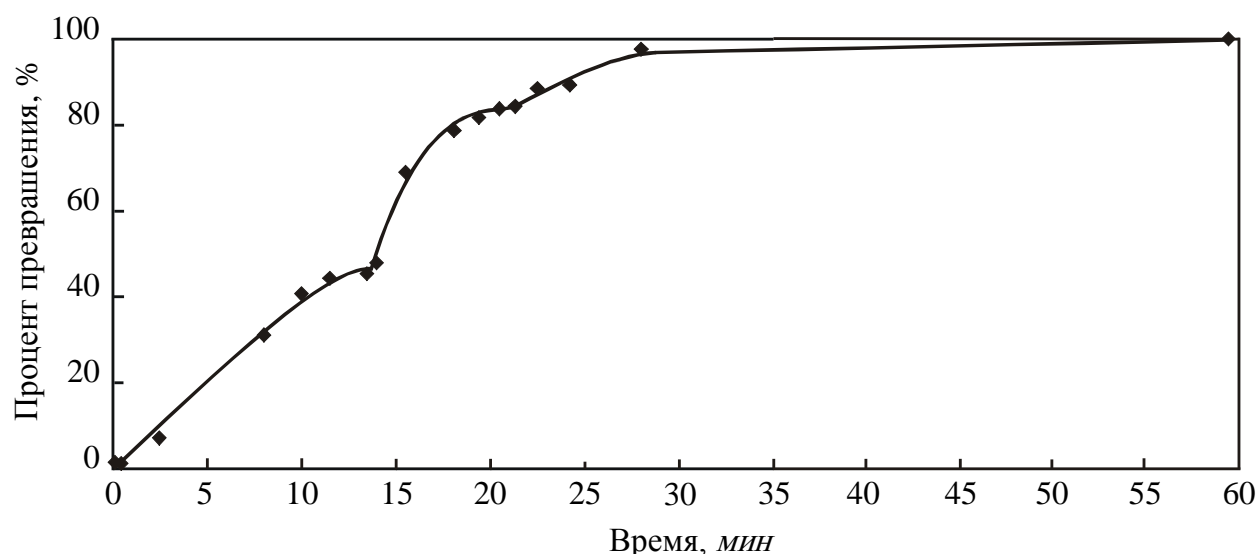


Рисунок 3 – Зависимость прироста α -фазы в приповерхностных слоях β -PdH_x от времени при 100°C, без учета инкубационного периода.

Как установлено экспериментально, локальное ТБУД-равновесие нарушается путем выброса крупным заторможенным α -выделением дочернего иглообразного α -выделения (рис. 1 б,в), которое быстро прорастает в новое зерно, растет в нем и даже может перейти в следующее соседнее зерно. В последующем иглообразное α -выделение утолщается и сливается с материнской фазой.

Таким образом, путем анализа ранее зафиксированных видеозаписей установлен факт осуществления в системе металл-водород ТБУД-равновесия и торможения при обратных фазовых гидридных превращениях. Результаты данной работы подтверждают высказывавшиеся ранее предположения о том, что «эффект ТБУД-равновесия – это одно из основных проявлений уникальной диффузионно-кооперативной природы систем металл–водород» [6]. Действительно, как подтверждено в данной работе, ТБУД-равновесие наблюдается при любом направлении фазового превращения (как при прямом, так и при обратном). Неслучайно положение о ТБУД-равновесии является одним из первых принципов водородной обработки материалов.

С помощью водородного воздействия можно осуществлять контролируемое порошкообразование интерметаллидов, формировать в материалах наноструктуру, ускорять процессы химико-термической обработки, а также вызывать «искусственный полиморфизм» в металлах, неполиморфных по своей природе. Водородная обработка уже сейчас применяется для ряда литейных и сварочных производств [9]. Устанавливаемые закономерности формирования внутренних напряжений при водородном воздействии позволяют усовершенствовать как условия эксплуатации металлических материалов в водороде, так и технологии водородной обработки материалов в целом. Потребности в этом, с увеличением функционирования разнообразных водородных проектов [1-3] будут только расти.

Литература:

1. <https://www.atomic-energy.ru/SMI/2015/09/26/60024>
2. <https://www.rigassatiksm.lv/ru/aktualnaya-informatsiya/sdana-v-ekspluatatsiyu-pervaya-v-stranakh-baltii-vodorodozapravochnaya-stantsiya/>
3. https://elektrovesti.net/70614_v-niderlandakh-nachali-otaplivat-zhiloy-dom-vodorodom
4. www.rbc.ru/technology_and_media/17/09/2018/5b9fbe509a794720520d146a
5. Специальный выпуск Международного научного журнала «Альтернативная энергетика и экология». 2014. № 1 (141).
6. Гольцов В.А. Явления, обусловленные водородом и индуцированными им фазовыми превращениями // Взаимодействие водорода с металлами / Отв. ред. А.П. Захаров. – М.: Наука, 1987.– 295 с. – Гл.9.– С. 264–292.
7. Жиров Г.И., Гольцова М.В. Экспериментальное подтверждение явления термо-баро-упруго-диффузионного равновесия превращающихся фаз при гидридных превращениях // Физика металлов и металловедение. 2002. – Т. 94, № 1. – С. 70–74.
8. Гуляев А.П. Металловедение. Учебник для вузов. 6-е изд., перераб., и доп. М.: Металлургия, 1986. – 544 с.
9. Гольцова, М. В. Водородные технологии в литье и металлургии: настоящее и будущее (обзор) / М. В. Гольцова // Литье и металлургия. – 2018. – № 4 (93). – С. 145-154.

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕНА В ЖИДКОСТЕКЛЬНОЙ ФОРМОВОЧНОЙ СМЕСИ (ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ)

Дубова Э. Р., Голод В. М.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский политехнический университет Петра Великого»

Формовочные смеси, используемые в литейном производстве, в настоящее время отличаются минералогическим составом, размерами зерен используемого наполнителя, количеством и видом вводимого связующего, а также методами и режимами уплотнения. Подобное разнообразие возможных вариантов приводит к тому, что скорость реального технологического освоения и внедрения инноваций нередко гораздо выше темпа их экспериментального и теоретического изучения, когда возможности аппарата компьютерного моделирования и анализа этих процессов не являются достаточными для проведения расчетов необходимой точности. Знание теплофизических характеристик смесей и их изменения при формировании отливки является важным инструментом для технологического анализа литейных процессов, который предназначен для моделирования и прогнозирования комплекса процессов различной природы, протекающих в литейной форме, и не может быть обеспечен при использовании традиционного аналитического аппарата [1].

Для исследования закономерностей распространения тепла в зернистой формовочной смеси авторами [2] разработана модель обобщенной структурной ячейки, включающей зерно наполнителя радиуса r_1 , покрытое прослойкой связующего толщиной $\delta_{св}$, и поры, заполненные воздухом (рис.1, а).

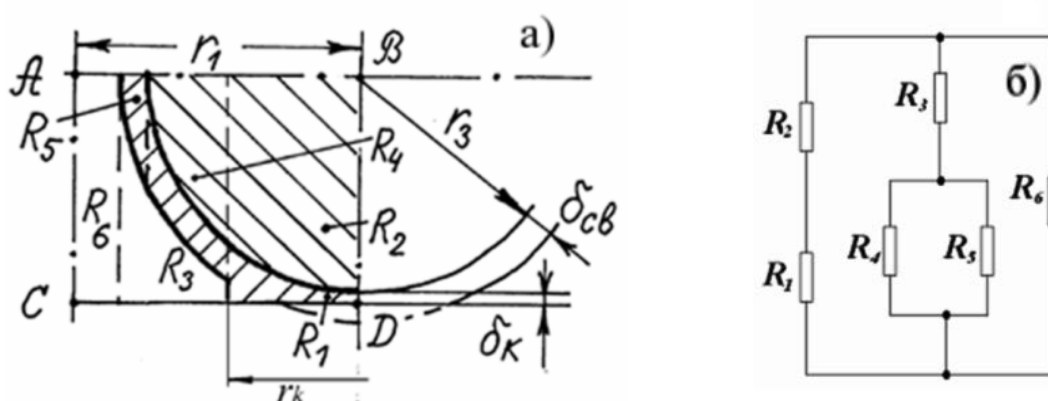


Рисунок 1. Схема обобщенной структуры уплотненного формовочного материала (а) и соединения эквивалентных термических сопротивлений R_1 - R_6 (б)

Термические сопротивления R_1 - R_6 (рис. 1,б), получаемые при дроблении

ячейки с помощью изотермических (AB) и адиабатических (BC) плоскостей, отражают выделение тепловых потоков, проходящих через зерно наполнителя (R_2, R_4) и пленку связующего (R_1, R_5), а также сферический воздушный зазор (R_3) и сквозные поры (R_6).

Наличие третьей компоненты – связующего (жидкого стекла), начальная толщина пленки которого изменяется при уплотнении смеси в участках межзернового контакта, что отражается на величине его термического сопротивления и вынуждает особое внимание уделить процессам теплопереноса непосредственно в жидком стекле. Экспериментальные данные для системы $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ [3] показывают (рис. 2), что в результате потери кристаллизационной воды при температуре выше 500°C происходит непрерывное и радикальное снижение теплопроводности до значений менее $1 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$, характерных для нормальных условий.

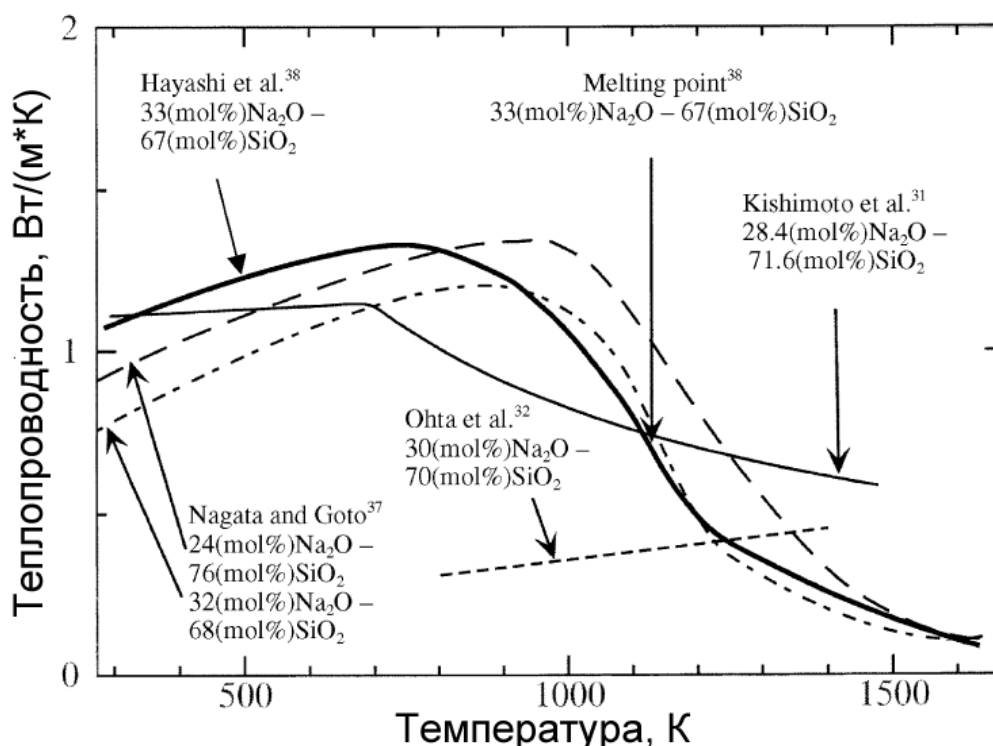


Рисунок 2. Изменение теплопроводности жидкого стекла различного модуля в зависимости от температуры [3]

Влияние, которое оказывает теплопроводность жидко-стекляного связующего на вклад межзеренного и внутризеренного теплообмена, весьма значительно и определяет соотношение потоков переноса тепла в межзеренных промежутках формовочных смесей. В связи с недавним обнаружением этих принципиально новых данных возникает необходимость модернизации алгоритма расчета теплофизических свойств формовочных смесей, в который необходимо включить не только учёт объемного теплообмена, который зависит от ряда факторов (наличие воздушных пустот различных размеров, изменение исходной структуры смеси после её уплотнения, непрерывное изменение температуры компонентов смеси), но также и постоянно изменяющееся

соотношение взаимосвязанных потоков кондуктивного и лучистого теплообмена.

Представленные на рис. 3 зависимости отражают значительное изменение в ходе кривых теплопроводности жидкостекольных смесей при различном учете температурного хода $\lambda_{\text{св}}(t)$. Общим для обеих кривых является их закономерное снижение при прогреве до 400°C, связанное с определяющим влиянием теплопроводности наполнителя при практическом равенстве характеристик зерен кварца и жидкого стекла.

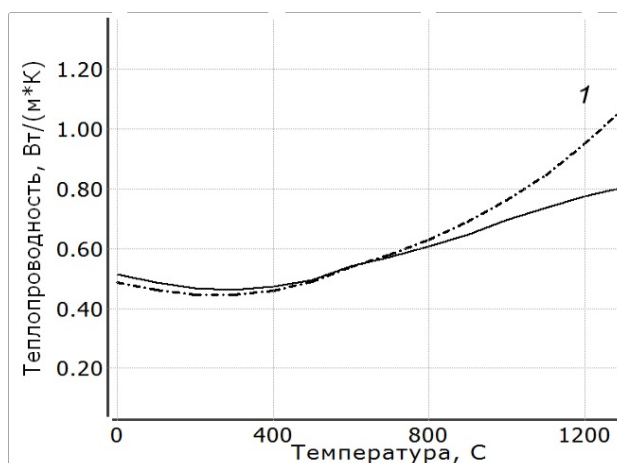


Рисунок 3 - Зависимость теплопроводности от температуры для жидкостекольных смесей, состоящих из 100 % SiO₂ и 4 % связующего, при постоянном значении теплопроводности связующего (1) $\lambda_{\text{св}} = 1$ Вт/(м·К) в сопоставлении с изменяющимся значением (2) $\lambda_{\text{св}}(t)$ согласно [3] Средний диаметр зёрен наполнителя 0,60мм; деформация плёнки связующего 30%

Независимо от изменения характера технологических факторов теплопереноса в формовочной смеси общим для всех смесей является интенсивное увеличение эффективной теплопроводности [1, 4] с повышением температуры выше 500-600°C. При этом существенно возрастает влияние переноса тепла в межзерновых пустотах путём излучения, когда вклад внутризеренной теплопроводности и межзеренного термического контакта оказывается второстепенным в сравнении с лучеиспусканием. В этих условиях учет значительного снижения теплопроводности жидкостекольного связующего с повышением температуры выше 800°C (рис. 2) приводит к троекратному падению темпа роста теплопроводности смеси (рис. 3).

Наряду с этим важно отметить, что при повышении исходной степени уплотнения смеси за счёт деформации $\Delta\delta_{\text{св}}$ плёнки связующего, обволакивающего зёрна наполнителя, повышается доля кондуктивного переноса тепла вследствие уменьшения толщины и соответствующего контактного термического сопротивления прослойки связующего, а также увеличивается число контактов между зёрнами и повышается общая площадь поверхностей контакта. В связи со сложностью моделирования деформационных процессов в дисперсных системах используемая модель предполагает задание такого важного параметра теплообмена, как степень

деформации прослойки связующего $\psi = \frac{\Delta\delta_{CB}}{\delta_{CB}}$, которая обычно устанавливается путем *калибровки модели* при сопоставлении данных термического анализа и расчетных значений продолжительности затвердевания экспериментальных отливок.

Для радикального повышения адекватности используемой модели разработан метод прямого определения как среднего размера зерен основы r_3 , так и толщины пленки связующего δ_{CB} . С этой целью из зерен наполнителя и связующего с добавлением раствора эпоксидной смолы в ацетоне готовится смесь, которая затвердевает при контролируемом уплотнении с последующей полировкой поверхности образца и визуализацией, а также компьютерной регистрацией его микроструктуры с помощью оптического микроскопа Techno Meiji IM 7200 и программного обеспечения MAP для анализа изображений. На рис. 4 (1) представлено полученное на микрошлифе исходное распределение зерен кварцевого песка (с добавлением 4 % жидкого стекла) в насыпном состоянии.

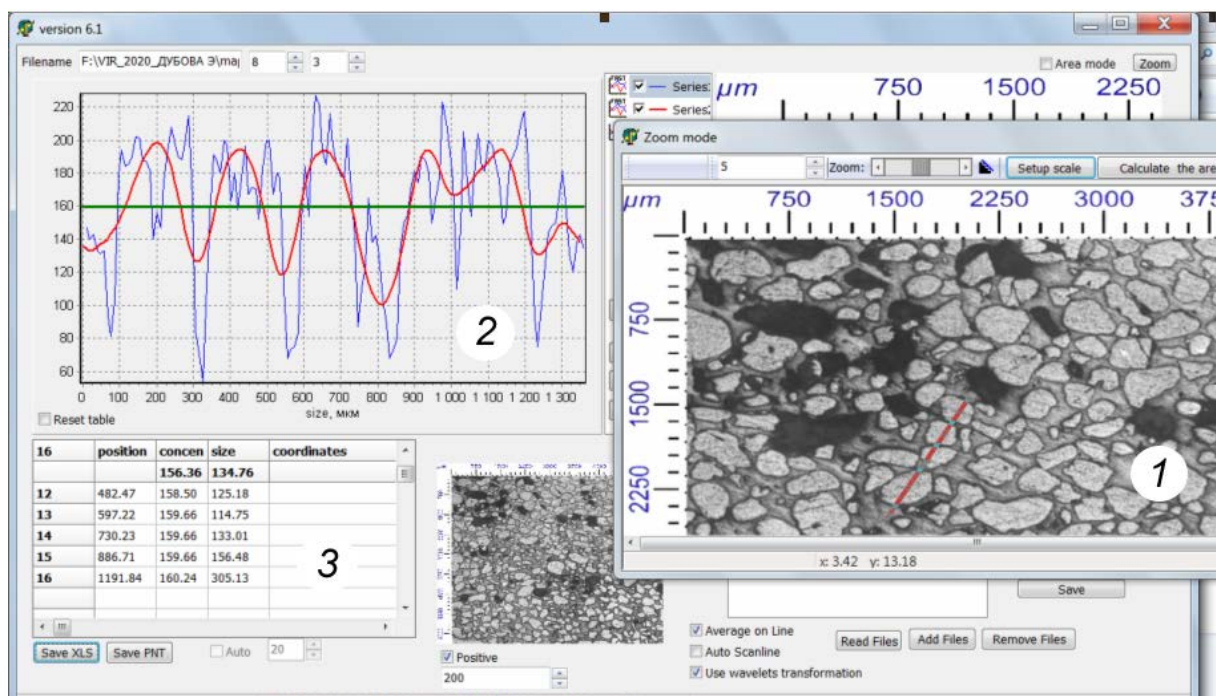


Рисунок 4 – Интерфейс программы для микроструктурного анализа формовочных смесей

Контрастный характер приведенной структуры (светлые зерна и темное поле окружающего связующего) позволяет при проведении «случайной секущей» зафиксировать линейное изменение степени почернения S , которое регистрируется программой MAP на рис. 4(2) с заданным шагом по длине линии, в форме случайных отклонений относительно нейтральной медианной горизонтали вверх (белое поле; $Md \leq S$) и вниз (черное поле; $0 \leq S \leq Md$). С целью сглаживания наблюдаемых случайных отклонений в программе MAP

используется аппарат спектрального вейвлет-анализа для генерации плавной огибающей линии на рис. 4(2), точки пересечения которой с горизонталью отмечают границы зерен. Координаты границ фиксируются вручную или автоматически - в табличной форме на рис. 4(3). Результаты статистического анализа этих данных позволяют оценить средние значения размеров зерен и межзерновых промежутков в насыпном ($\psi = 0$) и уплотненном ($\psi > 0$) состоянии (табл. 1).

Таблица 1. Статистические параметры зерновой структуры (результаты микроструктурного анализа на основе 50-70 измерений)

Объект	ψ , %	Средний размер D, мкм	σ_D , мкм	Dmin, мкм	Dmax, мкм
Кварцевые зерна	0	190	98	33	500
Межзерновые промежутки	0	114	66	41	337
Кварцевые зерна	12	158	82	28	466
Межзерновые промежутки	12	101	60	17	348

Примечание: σ_D – среднеквадратичное отклонение; ψ - деформация пленки связующего

Для смеси, представленной на рис. 4 (1), полученные статистические характеристики (табл. 1) дают важную информацию для оценки неоднородности зерновой структуры исследуемой смеси при различной степени ее уплотнения и – в перспективе – возможности установления механизмов управления ее гидравлическими, теплофизическими и механическими характеристиками [5].

Литература:

1. Вейник А.И. Термодинамика литейной формы. – М., Машиностроение, 1968. – 335 с.
2. Дульнев Г.Н., Новиков В.В. Процессы переноса в неоднородных средах. – Л., Энергоатомиздат, 1991. – 248 с.
3. Kang, Youngjo & Lee, Joonho & Morita, Kazuki. Thermal conductivity of molten slags: A Review of measurement techniques. – ISIJ Int., 2014, v. 54, No. 9, p. 2008–2016.
4. Бройтман О.А., Голод В.М. Структурная модель теплообмена в дисперсных формовочных материалах для автоматизированного прогноза их теплофизических свойств // Труды III междунар. науч.-практ. конф. «Прогрессивные литейные технологии». – М.: МИСиС, 2005. – С. 271-276.
5. Берг П.П. Формовочные материалы. – М., Машгиз, 1963. – 407с.

МИКРОПЛАЗМЕННАЯ НАПЛАВКА НА ЛОПАТКИ ТУРБИН

Силенский М.И., Латыпов Р.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Московский политехнический университет»

Актуальность работы

Существует проблема эрозионного износа торца турбины высокого давления и возможности проведения восстановительного ремонта.

Цель работы

1. Получить наплавленный слой толщиной не мене 0,3мм.
2. Проверить качество наплавленного слоя. Трещины в основном и наплавленном материале не допустимы.

Обоснование способа наплавки

В наибольшей степени технологические и металлургические проблемы применения процессов наплавки усложняются на лопаточных материалах ЖС-6, ЧС-70, ЖС-32, ЧС-88У и др. относящихся по системам легирования к суперсплавам. В качестве наплавочных материалов чаще всего применяют кобальтовые стеллиты типа ВЗК и с твердостью в наплавленном слое 45...50 НРС или релит. Их использование только в виде литейных прутков возможно лишь в ручных дуговых технологиях в защитных газах, основными недостатками которых являются нестабильность процесса нагрева и формирования наплавки, низкое качество и производительность.

В автоматизированных процессах применяют как компактные присадочные материалы в виде проволоки Инконель 625 диаметром 0,8 мм для восстановления изношенных поверхностей, так и сложнолегированные металлические порошки с дисперсностью 40...100 мкм или порошковые проволоки диаметром от 1,0 до 1,6 мм с дополнительной газовой защитой, обеспечивающие НРС до 65 единиц. Довольно часто заданную микротвердость и благоприятную рабочую структуру удается получить не в первом, а в последующих слоях наплавки. Однако, общим требованиям в любых случаях является обеспечение устойчиво низкого введения тепла в зону наплавки, учитывая значительную разницу в физико-химических свойствах, составе и структуре материалов подложки и наплавленных материалов. С этим связана и необходимость решения металлургических проблем качества и работоспособности наплавки.

По литературным данным на твердотельном лазере Nd-Yag мощностью 400 Вт производилась наплавка торцов монокристаллической лопатки в размер 1,3 мм высотой за несколько проходов с применением порошковых материалов.

При этом на ограниченную область расплавленного пятна подается дозированное количество порошка при согласованной скорости перемещения детали. Основные недостатки подобной схемы: неравномерность формирования, склонность к окислению порошка из-за несовершенной защиты и даже необходимость механической зачистки наплавки после каждого

прохода.

В некоторых участках фиксировалось значительное количество трещин из-за местного перегрева тонких секций лопатки.

Учитывая вышеперечисленные недостатки лазерная наплавка, ручная дуговая наплавка не подходят, выбор пал на микроплазменную наплавку.

Технология процесса микроплазменной наплавки

Дуговая плазма является интенсивным источником тепловой энергии с широким диапазоном технологических свойств. Следует отметить, что плотность тока в плазмотронах достигает 100 А/мм² и более. Схема процесса микроплазменной наплавки представлена на (рис. 1).

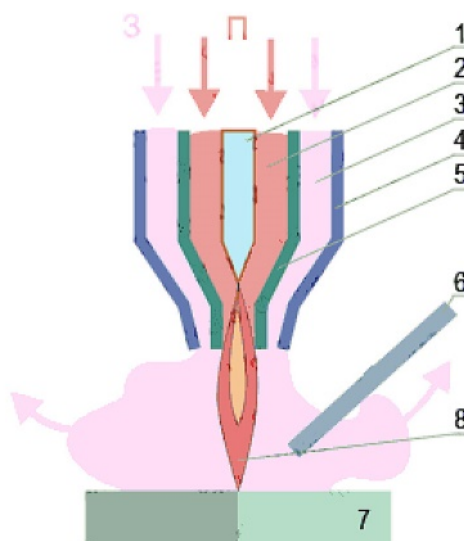


Рисунок 1 - Схема микроплазменной наплавки:

1 - вольфрамовый электрод; 2 - канал для подачи плазмообразующего газа; 3 - канал для подачи защитного газа; 4 - керамическое сопло; 5 - сопло плазмообразующего канала; 6 - присадочная проволока; 7 - свариваемые детали; 8 – плазма; П - плазмообразующий газ; З - защитный газ

Дуговую плазменную струю на установке LAWS-500 получают по схеме микроплазменной наплавки в импульсном режиме за счет изменения амплитуды тока импульса, тока дежурной дуги, их соотношения и времени импульса и паузы, регулируемой формы нарастания тока в импульсе.

Плазмообразующий газ является аргон, расход которого точно отслеживается электронным ротаметром.

В качестве защитного газа аргонородной смеси. Если защитный газ аргон, то форма дуги цилиндрическая или слегка расширяющаяся в направлении к аноду. Такая же форма дуги сохраняется при токе больше 20 А.

Катод применяется лантанированный вольфрамовый пруток диаметром 1,2 мм, с повышенной термической стабильностью и эмиссионными свойствами.

Плазменная установка

Установка LAWS-500 (рис. 2) предназначена для автоматизированной

микроплазменной наплавки в виде порошковых проволок или проволок сплошного сечения. Установка позволяет полностью автоматизировать процесс наплавки по заданной программой траектории деталей сложной конфигурации в координатах X, Y, Z (460*460*300 мм).

Основные параметры, определяющие процесс наплавки: скорость наплавки $V_{\text{напл}}$ (мм/мин); скорость подачи проволоки $V_{\text{пров}}$; длительность тока высокого цикла $B\%$; частота f количества циклов за 1 сек; ток высокого цикла I_B (А); ток низкого цикла I_H (А); время «быстрого» отвода проволоки из ванны τ , сек.

Практически, задавая скорость наплавки $V_{\text{напл}}$ (мм/мин), длительность цикла $B\%$, величину тока наплавки I_B и частоту циклов за 1 сек, а также скорость подачи проволоки $V_{\text{пров}}$ (мм/мин), можно уже в процессе работы по программе пользуясь пультом ручного управления скорректировать и окончательно установить значение I_B обеспечивающее ожидаемую геометрию наплавки.

Наплавляемая деталь, устанавливается и фиксируется по профилю в медных охлаждаемых пластинах с выступанием до 0,8 мм. Имеется устройство дополнительной защиты и охлаждения защитным газом нижней зоны детали прилегающей к наплавке.



Рисунок 2 - Общий вид и состав установки LAWS-500

Получение наплавленного слоя

Основной задачей было получение двухпроходной или трехпроходной наплавки, обеспечивающей требуемые размеры сечения после эрозионной обработки, принимая во внимание необходимость минимального тепловложения в основной материал лопатки с учетом целого ряда возможных трудностей на трудносвариваемых лопаточных материалах, склонность к трещинообразованию в подложке и наплавленных слоях.

Особенностью установки LAWS-500 является наличие системы технического зрения, которая позволяет отслеживать профиль лопатки и находить в заданных сегментах поиска точки траектории наплавки.

Предварительно траектория наплавки разбивалась на отдельные сегменты, обязательно на участках с переменной кривизной. На (рис. 3) представлена реальная конфигурация лопатки с номерами участков траектории. В результате были проведены работы по упрочнению торцов рабочих лопаток из сплава ЧС-88У, порошковой проволокой Stelkay 1-G, диаметром 1,2 мм (рис. 4).



Рисунок 3 - Пример деления контура торца лопатки на сегменты

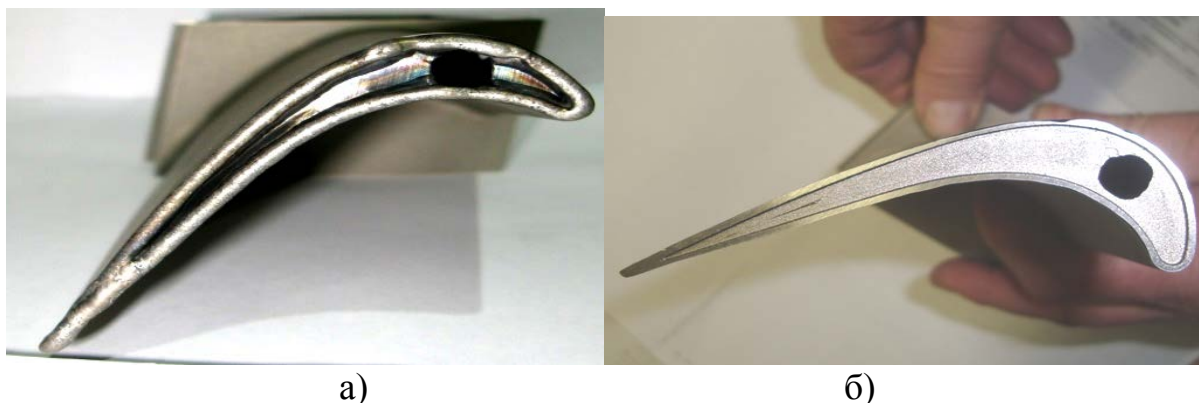


Рисунок 4 - Внешний вид данной лопатки после двухпроходной наплавки радиусного торца(а) и эрозионной обработки (б)

Структура наплавленного слоя

Металлографическое исследование 2-х и 3-х слойной наплавки максимальная глубина проплавления в подложку 0,5 и 0,35 мм. По краям наплавки отмечают сплавление без непроваров и трещин с твердостью 50 HRC.

В наплавленном металле отмечается одиночная пористость не более 0,1 мм. Макродефектов типа трещин, несплавлений межслойных или с основным металлом не обнаружено.

Макроструктура наплавленных слоев имеет характер дендритного строения различной степени дисперсности и с большим разбросом микротвердости 50-60 HRC. Учитывая это, возникает необходимость поиска

или разработки наплавочных проволок обеспечивающих гомогенное распределение основных упрочняющих компонентов (Cr, W, C) и Co как основы и меньший разброс микротвердости. На (рис. 5) представлены результаты вышеизложенных металлографических исследований.

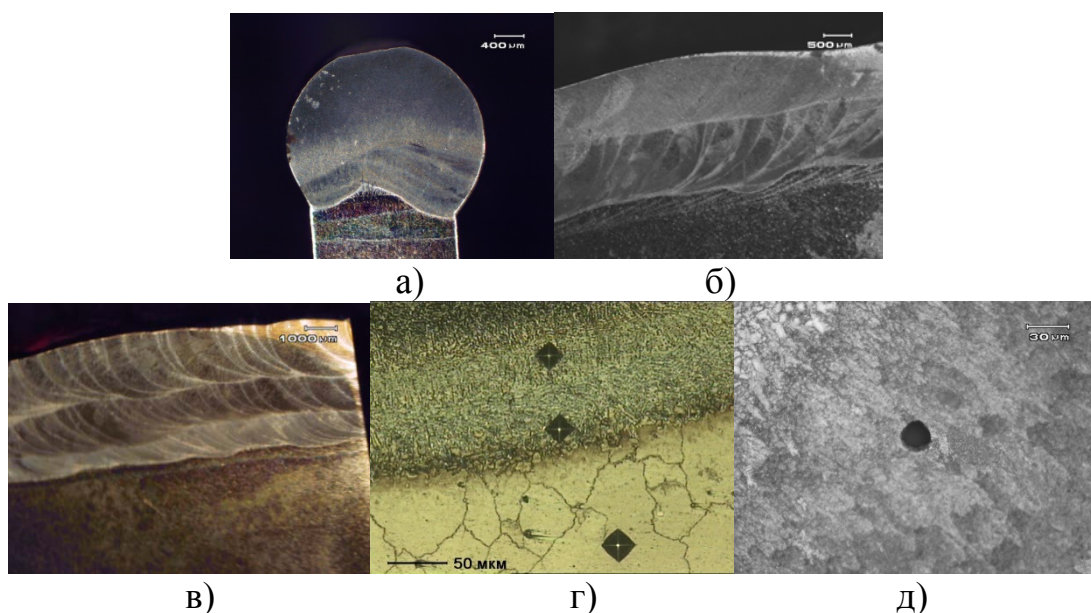


Рисунок 5 – Металлографические исследования: а – поперечное сечение двухслойной наплавки, б – продольное сечение, в – продольное сечений трехслойной наплавки, г – структура границы раздела, д – пористость Ø 0,1мм

Выводы

1. Определены основные технологические параметры установки микроплазменной наплавки.
2. По отработанным режимам выполнена двухпроходная и трехпроходная наплавка порошковыми проволоками на кобальтовой основе.
3. Проведены металлографические исследования качества макро и микроструктур наплавки.

Литература

1. Строение и свойства авиационных материалов: Учебник для вузов / Белов А.Ф., Бенедиктова Г.П., Висков А.С. и др. Под ред. акад. Белова А.Ф., докт. техн. наук, проф. Николенко В.В. М.: Metallurgy, 1989. 368 с.
2. Влияние технологических параметров газопорошковой лазерной наплавки на структурные характеристики восстановленного поверхностного слоя коррозионностойких сталей / С. Е. Крылова [и др.]. // Металловедение и термическая обработка металлов. 2017. № 10 (748). 35–40 с.
3. Плазменная наплавка металлов. / Вайнерман А.Е., Шоршоров М.Х., Веселков В.Д., Новосадов В.С.: Машиностроение, 1969 г., 192 с.

ТЕХНОЛОГИЯ СВАРКИ ТРЕНИЕМ БОЛТОВ ИЗ СТАЛИ 40Х

Щепкин В.В., Полетаев Ю.В.

Донской государственный технический университет

В современном машиностроении широко используются крепежные резьбовые элементы не стандартных размеров. Отдельным отраслям машиностроения приходится самим изготавливать такой крепеж. Стоит отметить, что себестоимость изготовления таких изделий крайне велика. Для этого требуются отдельные производственные мощности, помещения, логистика и т.д. Так же при производстве крепежа остаётся много отходов в виде стружки, так как при их изготовлении используются шестигранный стальной прут или прут круглого сечения. Размеры заготовок берутся в соответствии с размером «под ключ», соответственно резьбовая часть изделия меньшего диаметра и поэтому при изготовлении в отход убирается до 40% металла, из-за этого идёт интенсивный износ режущих инструментов и оборудования.

Данная технология характеризуется высокой трудоемкостью, что крайне невыгодно в нынешней экономической обстановке, решение указанной проблемы, возможно, на основе разработки технологии сварки трением крепежных изделий [1].

Теоретические основы сварки трением (СТ), в общем, разработаны [2-3]. В процессе сварки их вращают относительно друг друга и сжимают осевым усилием. Обычно вращается только одна деталь, причем число её оборотов в процессе сварки, как правило, остается постоянным. Осевое усилие может в ходе сварки изменяться. По окончании процесса прикладывается осевое усилие проковки. Нагрев при СТ осуществляется теплом, генерируемым за счет работы сил трения.

Одно из наиболее важных достоинств способа сварки трением – высокое качество получаемых сварных соединений [4-6].

Целью данной работы является разработка технологии сварки трением крепежных изделий типа – болт из стали 40Х.

Применение способа сварки трением при изготовлении болтов позволит экономить металл и уменьшить затраты на обработку резанием.

Применяемая технология включает следующие основные операции:

- отрезка заготовки
- термическая обработка
- дробеструйка (пескоструйка)
- точение болта
- обработка головки болта под шестигранник (если болт изготавливается из круглой заготовки)

Технология изготовления болтов с применением сварки трением включает следующие операции:

- отрезка заготовок (головка, стержень)
- сварка заготовок
- термическая обработка
- дробеструйка (пескоструйка)
- точение болта

Качество сварного соединения, выполненного сваркой трением, зависит от трех основных факторов: завершенности процессов, протекающих на контактных поверхностях; изнашивания и разрушения оксидных пленок, а также приповерхностных слоев заготовок; скорости нагрева и охлаждения, вызывающего структурно – фазовые превращения.

Для реализации поставленной цели были решены следующие задачи:

- разработана конструкция и определены оптимальные геометрические размеры сопрягаемых поверхностей болта;
- экспериментальным методом обоснован выбор параметров режима сварки;
- произведен разрушающий и неразрушающий контроль качества.

Модели болтов изготовили из низколегированной стали 40Х. Химический состав и механические свойства стали представлены в таблице 2 и таблице 3 соответственно.

Таблица 1. Химический состав стали в %

Марка стали	С	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
40Х	0.36-0.44	0.17-0.37	0.5-0.8	0.8-1.1	до 0.3	до 0,3	до 0,035	до 0,035

Таблица 2. Механические свойства стали

Марка стали	σ_b , МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	δ , %	ψ , %	KCV, Дж/м ²
40Х	618	345	14	32	58,6

Размеры и форму сопрягаемых поверхностей, и величину параметров режима сварки выбирали с учетом проведенного анализа литературных данных, а также с учетом энергетических возможностей сварочной машины МСТ-41. Модель болта с различными стыкуемыми поверхностями показана на рис. 1.

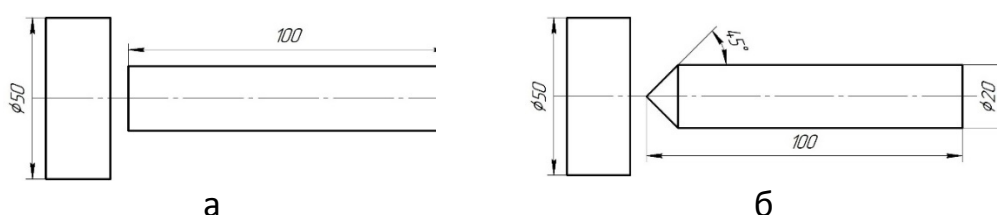


Рисунок 1. Эскиз болтов, а – без подготовки контактирующих поверхностей; б – с конической контактирующей поверхностью

Из перечисленного ряда изготовленных сварных моделей наиболее качественные (без видимых технологических дефектов типа «несплавление») сварные соединения получены, при следующих параметрах режима сварки:

- 1) Болты без подготовки контактирующих поверхностей: давление нагрева $P_n = 9,8$ МПа; давление проковки $P_{пр} = 19,6$ МПа; время сварки $t_c = 8$ сек; диаметр заготовки – 50 мм (головка), 20 мм (стержень).

- 2) Болты с конической контактирующей поверхностью: давление нагрева $P_n = 7,8$ МПа; давление проковки $P_{np} = 18,6$ МПа; время сварки $t_c = 8$ сек; диаметр заготовки – 50 мм (головка), 20 мм (стержень), угол скоса кромки 45 градусов.

Механические испытания проводили с применением неразрушающих и разрушающих методов контроля. Из неразрушающих методов контроля основным использовали визуальный осмотр и дополнительно применяли ультразвуковой контроль. Из разрушающих методов контроля применяли испытания: на растяжение, на ударную вязкость, на изгиб.

Результаты механических испытаний металла сварного соединения:

- 1) Болты без подготовки контактирующих поверхностей: предел прочности $\sigma_b = 676 - 686$ МПа; предел текучести $\sigma_{02} = 356 - 367$ МПа; угол загиба $\alpha = 160$ градусов; ударная вязкость $KCV = 72,5$ Дж/м.
- 2) Болты с конической контактирующей поверхностью: предел прочности $\sigma_b = 668 - 677$ МПа; предел текучести $\sigma_{02} = 352 - 365$ МПа; угол загиба $\alpha = 170$ градусов; ударная вязкость $KCV = 73,5$ Дж/м.

Проведенный анализ параметров режима сварки и результатов механических испытаний показал, что для повышения механических свойств металла сварного соединения стали 40Х, необходимо провести термическую обработку для снижения твердости и придания пластичности в зоне стыка.

Выбрана оптимальная форма подготовки стыка поверхностей заготовок под сварку, отработаны параметры режима на машине МСТ-41. Режимы отработывались с проверкой качества сварных соединений неразрушающими и разрушающими методами контроля.

Литература:

1. Вилль В.И. Сварка металлов трением / В.И. Вилль.- Ленинград: Машиностроение, 1970.- 175 с.
2. Wenya Li, Feifan Wang Modeling of continuous drive friction welding of mild steel //Materials Science and Engineering A. 2011. V. 528. №18. P. 5921–5926.
3. Хазанов И.О. Определение параметров режима сварки трением в температурном интервале сверх пластичности быстрорежущей стали / И.О. Хазанов, И.И. Фомин // Сварочное производство.-1991.-№6.-С.5-7.
4. Полетаев Ю.В. Сварка трением штуцеров и патрубков из низколегированной стали 15Х2НМФА / Ю.В. Полетаев, В.Ю. Полетаев, В.В. Щепкин // Вестник ДГТУ.- 2017.-№3.-С.89-95.
5. Хазанов И.О. Определение параметров режима сварки трением в температурном интервале сверх пластичности быстрорежущей стали / И.О. Хазанов, И.И. Фомин // Сварочное производство.-1991.-№6.-С.5-7.
6. Wenya Li, Feifan Wang Modeling of continuous drive friction welding of mild steel //Materials Science and Engineering A. 2011. V. 528. №18. P. 5921–5926.

ПРОБЛЕМЫ ОЦЕНКИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ СВАРНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ОПАСНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

Передельский В.А, Харченко В.Я. Черногоров А.Л.
Донской Государственный Технический Университет

Сварные соединения в конструкциях, как правило, способствуют снижению эксплуатационных свойств. Так, например, даже «правильная» геометрия сварного шва по ГОСТ и, тем более, дефекты сварки вызывают концентрацию действующих напряжений, что приводит к зарождению и развитию разрушений. Многие сварные конструкции не могут быть созданы только с использованием наиболее технологичных стыковых сварных соединений. Поэтому в большинстве сварных конструкциях даже при правильном проектировании невозможно избежать концентрации напряжений обусловленные резким изменением рабочих сечений при наличии нахлесточных и тавровых соединений.



Рис.1 Оценка конструкционной прочности сварных соединений

Роль факторов (рис. 1), определяющих снижение конструкционной прочности сварных конструкций, достаточно хорошо изучена. Результатом проведенных исследований многими авторами является множество рекомендаций по снижению их вредного воздействия за счет применения дополнительных операций в технологическом процессе производства сварных конструкций.

Дефекты сварки в широком традиционном понимании этого термина, такие

как несплошности материала сварных швов и околошовной зоны, к сожалению, существуют практически во всех сварных соединениях. В международной практике классификация видов дефектов сварных соединений и их описание определены стандартом ISO 6520-1:2007. К этой же группе технологических особенностей сварных соединений следует также отнести геометрию локальной зоны сопряжения основного и наплавленного металла. Этим технологическим параметрам отводится особая роль. Степень их влияния определяется целым рядом факторов, таких как схема и характер нагружения, агрессивность и температура окружающей среды, тип дефекта, размеры и форма. Это требуют особого внимания и более тщательного подхода при анализе работоспособности и прогнозированию несущей способности сварных соединений при их наличии.

Для большинства машиностроительных конструкций, конструкций магистральных трубопроводов и вертикальных цилиндрических резервуаров, работающих в режиме действия как статических, так и повторно-статических нагрузок важно учитывать при контроле качества сварных соединений не только размер дефекта, ослабляющего рабочее сечение сварного шва, но и его остроту, определяющую локальную концентрацию напряжений в устье дефекта [1]. Если размеры дефекты столь значительны, что реально ослабляют рабочие сечения и могут стать инициаторами разрушения, то работоспособность таких соединений при статических нагрузках легко вычислить простым расчётом на статическую прочность по допускаемым напряжениям. Вместе с тем, большой накопленный опыт экспериментальных и эксплуатационных данных не дает возможность в полной мере надежно прогнозировать работоспособность сварных соединений с дефектами расчетным путем, если дефекты заметно не ослабляют рабочие сечения.

Опасность разрушения сварных соединений с «небольшими» дефектами главным образом связана с высокой концентрацией напряжений, которую они создают. Опасность таких дефектов при статических нагрузках не столь велика и в наибольшей степени эти несплошности проявляют себя при работе сварных соединений на усталость.

Известны подходы к расчету сварных соединений с острыми дефектами с позиции механики разрушений, например, на основе коэффициента интенсивности напряжений K_t , в расчетной формуле которого учитывается длина трещины [2].

Условно принимая плоские трещиноподобные дефекты сварки за трещину, можно оценить влияние этих дефектов на сопротивление сварных соединений развитию трещин и, следовательно, на эксплуатационные свойства сварной конструкции.

Знание остроты дефекта позволит классифицировать его на трещиноподобные (острые), с радиусом в устье дефекта $R \leq 0,25$ мм, и тупые с $R > 0,25$ мм.

При визуально-измерительном контроле (ВИК) с применением существующего оборудования, предписанного к применению нормативной

технической документации (НТД), обнаружение острых трещиноподобных дефектов практически не представляется возможным, поскольку они не позволяют определить радиус в устье дефекта и в месте перехода от шва к основному металлу величиной 0,1-0,25 мм, чтобы классифицировать дефект по его остроте [3].

Определение остроты дефекта исследователи получают путем измерения непосредственно на шлифах поперечных срезов сварных соединений. Такая методика является весьма трудоемкой и характеризуется низкой достоверностью связанной с присутствием человеческого фактора при измерениях и оценке результатов измерений, и она не может быть стандартизована для визуального измерительного контроля (ВИК). В настоящее время возможно использовать компьютерно-цифровые методы измерения поверхностных трещиноподобных дефектов с помощью контрольно-измерительных машин (КИМ), которые выпускаются фирмой ООО «ЛАПИК» г Саратов.

В настоящее время лидирующее место среди методов неразрушающего контроля (около 85%) качества сварных соединений объектов ответственного назначения занимает ультразвуковой контроль (УЗК). В отличие от радиографии, при проведении которой мы можем обнаружить дефекты малых размеров, но с более низкой достоверностью, УЗК позволяет определить трещиноподобные дефекты. Данный метод даёт возможность «увидеть» дефекты, залегающие на различных глубинах с различной ориентировкой. Но всё же сомнения вызывает достоверность данного метода по причине наличия человеческого фактора.

Для ограничения влияния человеческого фактора на результаты контроля в последнее время применяются автоматизированные методы УЗК, но, к сожалению, не все работы возможно провести без непосредственного участия дефектоскописта и некоторые из них требуют проведения ручного контроля.

Изложенные соображения по выявляемости трещиноподобных дефектов свидетельствуют об ограниченной достоверности применяемых методов контроля качества, как при ВИК, так и при физических методах контроля и требуют совершенствования существующих методик.

Важными направлениями повышения достоверности неразрушающих методов контроля, на наш взгляд, являются:

1. Процедура оценки квалификации и аттестации специалистов по ВИК и неразрушающим методам физичесогоконтроля качества сварных соединений должна быть ориетирована на понимание значимости влияния острых трещиноподобных дефектов сварки на эксплуатационные свойства конструкции. Особые требования необходимо предусмотреть в методиках по оценке умений и навыков выполнения контрольных операций с целью повышения достоверности контроля за счет снижения влияния человеческого фактора. Разработать компьютерно-цифровую методику измерения поверхностных трещиноподобных дефектов с помощью контрольно-измерительных машин (КИМ), которые выпускаются фирмой ООО «ЛАПИК» г Саратов, позволяющую стандартизовать процесс измерения и повысить

достоверность при визуально-измерительном контроле качества сварных соединений.

2. Разработать методики оценки квалификации и аттестации специалистов УЗК с применением специального тренировочного оборудования, позволяющего имитировать реальные формы и размеры дефектов, так как объективная оценка достоверности и информативности ультразвукового контроля возможно лишь при наличии точной информации о действительных реальных размерах и местоположении имеющихся искусственных дефектов в испытательных тест-образцах.

Литература:

1. В. Я. Харченко, Ю. Г. Людмирский, С. С. Ассауленко. О классификации сварных соединений в машиностроительных конструкциях / В. Я. Харченко, Ю. Г. Людмирский, С. С. Ассауленко – Санкт-Петербург: Международный союз ученых «Наука. Технологии. Производство» №3 (7) 2015год – 120-122с.
2. Гумеров А.Г. и др. Трещиностойкость металла труб нефтепроудов .- М.: ООО «Недра-Бизнесцентр; 2001. – 231 с.; ил.
3. Шубочкин А.Е., Зусман Г.В., Кантер Б.М., и др. О погрешности измерения геометрических параметров сварного соединения с использованием шаблонов/ Шубочкин А.Е., Зусман Г.В., Кантер Б.М., Прилуцкий М.А.-М.-Сварка и диагностика №6, 2019, с. 41-45.

ОСОБЕННОСТИ СВАРКИ КРЕСТОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ ИЗ РАЗНОПРОФИЛЬНОГО ПРОКАТА ВЫСОКОВОЛЬТНОЙ КОНДЕНСАТОРНОЙ СВАРКОЙ

Нескоромный С.В.¹, Литвинов А.В.².

¹Донской государственной технической университет,

²АО«Краснодаргазстрой»

Одним из направлений разработки нового поколения электровозов являются тяговые агрегаты, в состав которых входит сердечник полюса. Сердечник полюса представляет собой конструкцию, состоящую из 205 набранных полюсных листов из Ст.3сп5, через которые уложены 4 отожженных демпферных стержня диаметром 10 мм из сплава М01 ГОСТ 1535.

По краям основного пакета полюсных листов уложены 2 щеки полюса изготовленных из листового проката ДПРНМ толщиной 1,5мм из сплава М01 по ГОСТ 1173. В медных щеках полюса имеются 4 отверстия, через которые укладывают 4 демпферных стержня (рис 1) и осуществляют сварку в инертных газах неплавящимся электродом с использованием в качестве присадочного материала припой на основе серебра или контактную сварку по ГОСТ 15878. Самые крайние щеки полюса соединяют 4 заклепками.

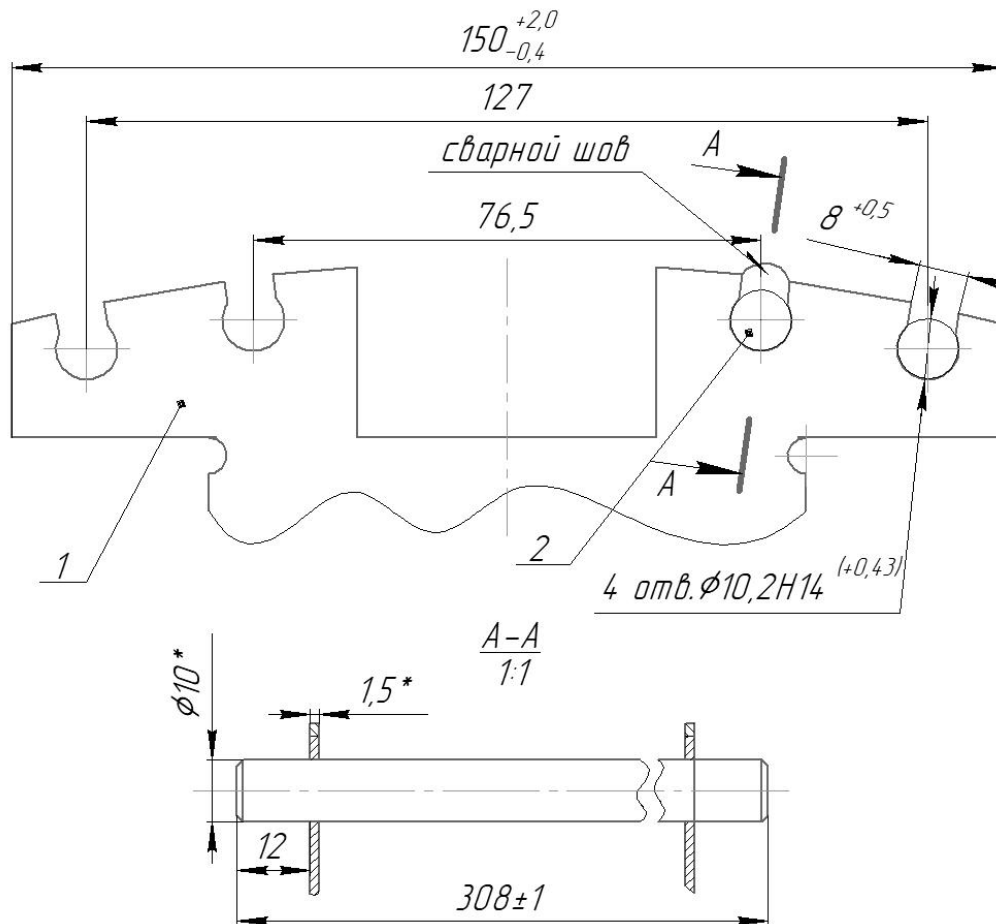


Рисунок 1 - Фрагмент узла сердечника полюса

1 – щека полюса; 2 – демпферный стержень

Анализ получения неразъемных соединений при изготовлении сердечника полюса выявил следующие недостатки: использование в качестве присадки дорогостоящие сварочные материалы; высокая квалификация сварщика; большая вероятность оплавления прилегающих полюсных листов из Ст.3сп5 и затекание припоя в зазор между ними.

Для устранения вышеперечисленных недостатков необходимо использовать высококонцентрированные источники энергии для сварки [1].

Этим требованиям удовлетворяет высоковольтная контактная конденсаторная сварка (ВКС) на супержестких режимах. Основным отличием от контактной точечной сварки является преобразование накопленной энергии в импульсных конденсаторах с последующим ее расходом на термическое и динамическое воздействие.

Принципиальная схема ВКС, применительно к сварке демпферного стержня со щекой приведена на (рис. 2) [2].

Механизмом динамического воздействия является индукционно-динамический привод (ИДП), состоящий из индуктора с толкателем.

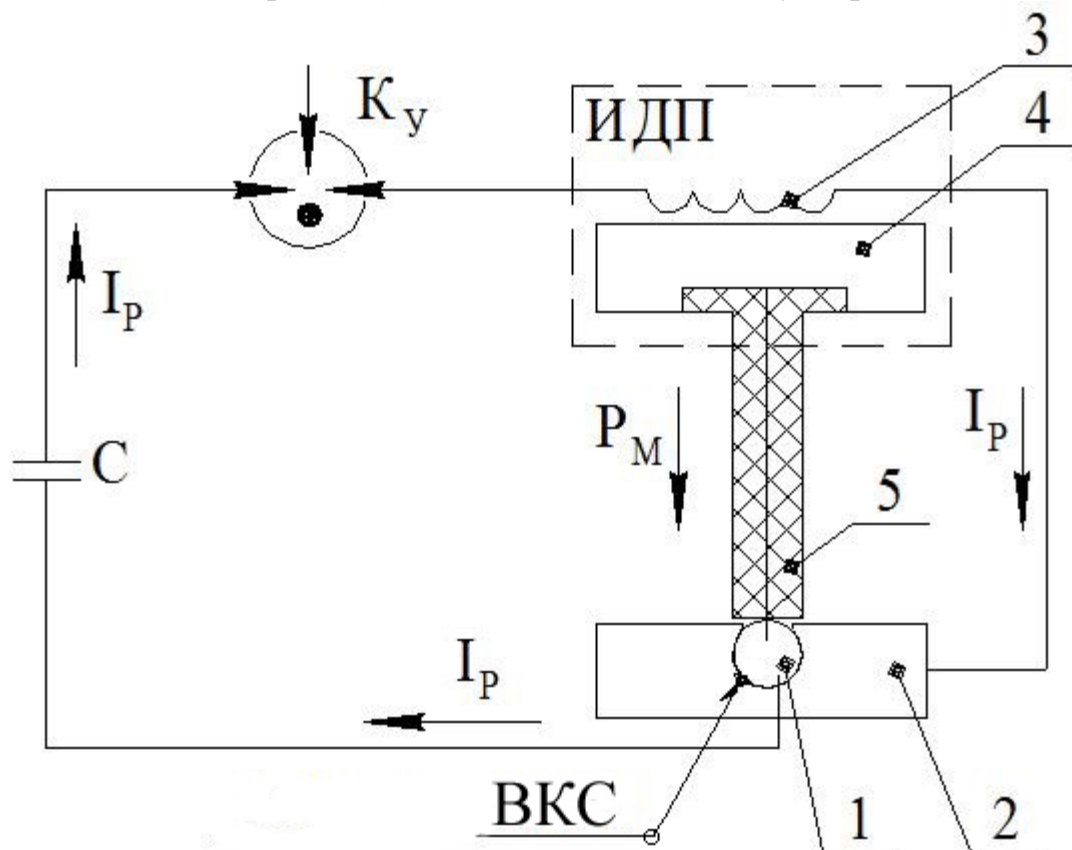


Рисунок 2 - Принципиальная схема процесса ВКС

Сущность ВКС заключается в следующем [3]. Стержень демпферный 1 статически приводят в контакт со щекой 2 с помощью диэлектрического электрода 5, поджимаемого толкателем 4 ИДП и включают последовательно в цепь с катушкой ИДП 3 и установкой с целью синхронизации процесса

протекания электрического тока и механического воздействия на зону соединения.

При срабатывании коммутирующего устройства K_y , разряжаются батареи накопительного блока конденсаторов C на катушку индуктора 3 и детали 2 и 1. Протекает импульс разрядного тока I_p , переменный магнитный поток которого обуславливает возникновение индуцированных токов в толкателе 4 ИДП. Взаимодействие магнитного поля с током индуцированных токами в толкателе ИДП приводит к возникновению магнитного давления P_m , осуществляющее динамическое воздействие на свариваемые детали 1 и 2.

Протекающий импульс тока I_p оплавляет контактные поверхности демпферного стержня и щеки полюса, пары расплавленного металла создают естественную защиту сварочной ванны от внешней среды. Динамическое воздействие P_m , передаваемое толкателем 4 ИДП, позволяет осуществить выплеск из зоны сварки расплавленный металл вместе с загрязнениями (окисными и адсорбированными пленками, неметаллическими включениями). Очищенные поверхности совместно деформируются, сварное соединение формируется в твердой фазе [4].

Теоретический анализ процесса ВКС позволил выявить области определения и эффективного варьирования энергетических параметров, оказывающих наибольшее влияние на качество сварного соединения: напряжение заряда батарей конденсаторов $U=2-3кВ$; число витков индуктора $N=2-5$ витков.

Остальные параметры процесса были постоянные: емкость накопительного блока $C=1800мкФ$; масса толкателя $M_{толк.} = 0,5кг$; диаметр индуктора $D_{и} = 160$ мм; толщина листа $\delta=1,5$ мм, диаметр стержня $D_{ст} = 10мм$, сплав М01.

Качество полученных сварных соединений оценивалось механическими испытаниями на срез и металлографическим анализом.

Емкость накопительного блока C в совокупности с напряжением заряда батарей конденсаторов U определяют вводимую энергию, расходуемую на термическое и динамическое воздействие:

$$W = \frac{CU^2}{2} \quad (1)$$

где C -емкость батареи конденсаторов, Φ ;

U -напряжение заряда батарей конденсаторов, В.

Число витков индуктора N определяет частоту разряда тока f , влияющую на длительность процесса ВКС:

$$f = \frac{1}{2\pi\sqrt{LC}} \quad (2)$$

где L - индуктивность разрядного контура, Гн;

Экспериментальные исследования осуществляли на переналаживаемой установке «Импульс БМ». Частота разряда тока при числе витков индуктора 3,4 и 5 витков соответственно составляла 2500, 2700 и 3000Гц. Полученные зависимости представлены на (рис. 3).

Дискретность установки напряжения заряда батарей конденсаторов

составляла 100 В.

Напряжение заряда батареи конденсаторов оказывает существенное влияние на прочность сварного соединения. При недостатке вводимой энергии сварка вообще не наблюдается. С увеличением напряжения прочность сварного увеличивается, но после достижения экстремума происходит деформация стержня со щекой полюса и прочность соединения уменьшается.

Емкость C накопителя магнитно-импульсной установки характеризует энергетические возможности оборудования и в совокупности с индуктивностью разрядного контура определяет собственную и рабочую частоту импульса тока.

Увеличение числа витков индуктора приводит к увеличению длительности протекания импульса тока, увеличению объема расплавленного металла, перегреву зоны соединения.

С уменьшением числа витков индуктора не успевает произойти очистка свариваемых поверхностей.

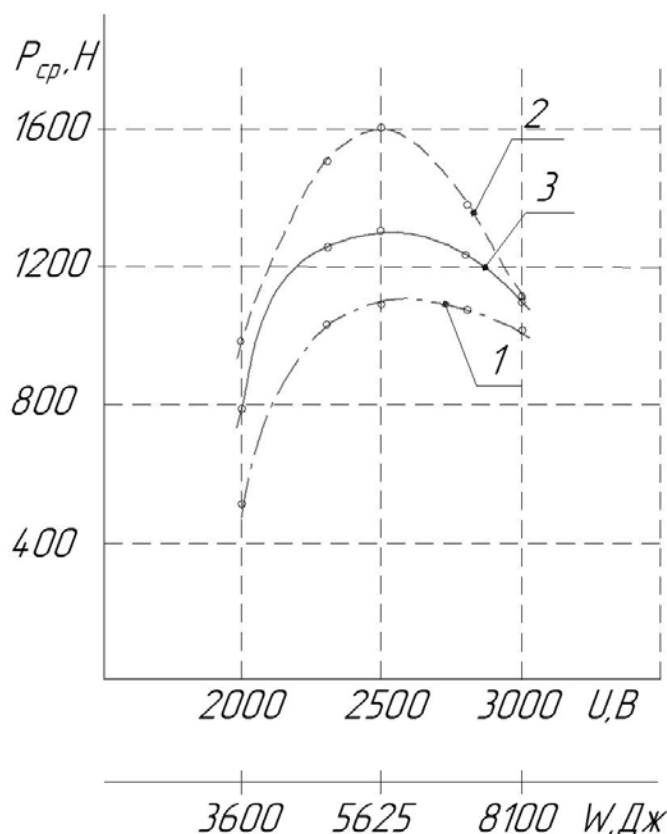


Рисунок 3 - Зависимости прочности соединения на срез от вводимой энергии:

1 - N=3 витка, 2 - N=4 витка, 3 - N=5 витков, сплав M01+M01, C=1800 мкФ

Для подтверждения гипотезы формирования соединения в твердой фазе были проведены металлографические исследования с использованием РЭМ Quanta 200.

Исследуемый экспериментальный образец был получен на следующих режимах: вводимая энергия $W = 5,625$ кДж при емкости накопительного блока

$C = 1800 \text{ мкФ}$, $N=5$ витков.

Анализ зоны соединения показал отсутствие четкой границы соединения меди марки М01 по ГОСТ 859-2001, свидетельствующее о полной очистке сопрягаемых поверхностей [5].

На основании результатов анализа литературных данных вскрыты основные недостатки существующей технологии сварки демпферного стержня со щекой полюса и обоснована возможность применения высоковольтной конденсаторной сварки с индукционно - динамическим приводом.

Определены параметры, влияющие на качество сварного соединения.

Использование супержестких режимов сварки позволяет локализовать тепловыделение в зоне контакта сопрягаемых поверхностей из медного сплава. Прикладываемое импульсное давление на зону соединения осуществляет вытеснение загрязнений и позволяет получить сварное соединение в твердой фазе.

Применение высоковольтной конденсаторной сварки с индукционно-динамическим приводом позволит снизить технологическую себестоимость изготовления сварной конструкции.

Литература:

1. Особенности разрядно-импульсных способов сварки металлов / С.В. Нескоромный, С.О. Агеев, Е.Л. Стрижаков Е.Л., А.В. Литвинов. - Повышение международной конкурентоспособности российской инновационной продукции и технологий предприятий Ростовской области. I Международная научно-практическая конференция, в рамках Открытого международного научно-практического форума «Инновации и инжиниринг в формировании инвестиционной привлекательности региона». 2016. С. 262-266.

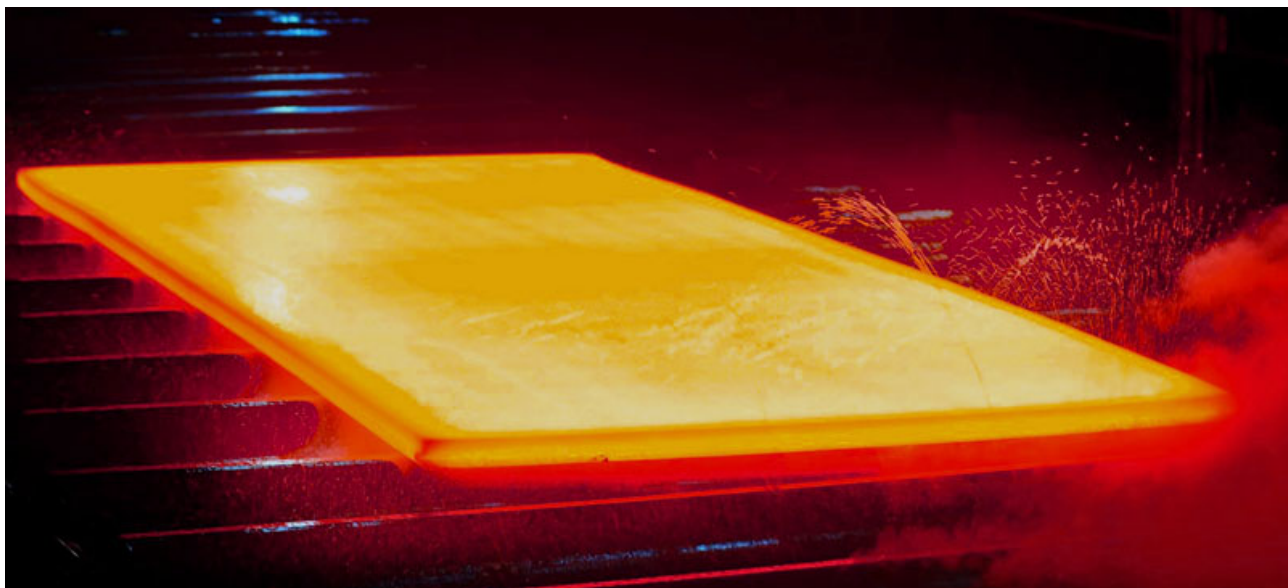
2. Пат. 96515 Российская Федерация МПК В23К 20/06. Устройство для ударной конденсаторной сварки с магнитно-импульсным приводом / С.В. Нескоромный, Е.Л. Стрижаков, Р.В. Меркулов. – №2010111971/02; заявл. 29.03.2010; опубл. 10.08.2010, Бюл. № 22.

3. Анализ формирования сварных соединений из цветных сплавов импульсом разрядного тока / С.В. Нескоромный Стрижаков Е.Л., Виноградов В.Г. Машиностроение: сетевой электронный научный журнал. 2019. - Т. 7. № 4. С. 3-8.

4. Лариков Л.Н., Рябов В.Р., Фальченко В.М. Диффузионные процессы в твердой фазе при сварке. Справочник. - М.: Машиностроение, 1975. 192 с.

5. Влияние электромагнитной составляющей процесса на структуру разнородных сплавов при высоковольтной конденсаторной сварке / С.В. Нескоромный, Е.Л. Стрижаков, А.А. Чуларис, Г.И. Инасаридзе. - Синтез и консолидация порошковых материалов. Сборник тезисов Международной конференции. 2018. С. 494-500.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ 5-КЛЕТЕВОГО СТАНА ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ ПАО «НЛМК» В ОЧАГЕ ДЕФОРМАЦИИ

Беляев Д.Ю., Бельский С.М.

Липецкий государственный технический университет
г. Липецк, Российская Федерация

Аннотация: Приведена тепловая модель очага деформации и ее численная реализация при холодной прокатке. В основе математической модели лежит уравнение теплопроводности. Распределение температуры вычисляется методом конечных разностей с использованием граничных условий первого и второго рода.

Ключевые слова: холодная прокатка, уравнение теплопроводности, очаг деформации, распределение температуры.

Не соблюдение режима прокатки холоднокатаных полос влияет на распределение тепла в полосе в сечении выхода очага деформации. Превышение допустимой температуры может стать причиной нарушения плоскостности прокатываемых полос и приводить к перегреву рабочих валков, что впоследствии может негативно отразиться на их верхнем слое [1-2], а, следовательно, сокращению срока эксплуатации.

Моделирование очага деформации

Пусть полоса толщиной h_{in} прокатывается в рабочих валках радиуса R на толщину h_{out} (рисунок 1), L - длина очага деформации, v_s - окружная скорость валков. Обозначим через u распределение температуры в полосе и валке. В силу симметричности задачи достаточно рассчитать температурное поле прокатываемой полосы для $z \in \left[0, \frac{h}{2}\right]$, где $z=0$ - середина полосы, h - толщина полосы в очаге деформации, $z = \frac{h}{2}$ - точка контакта полосы и валка.

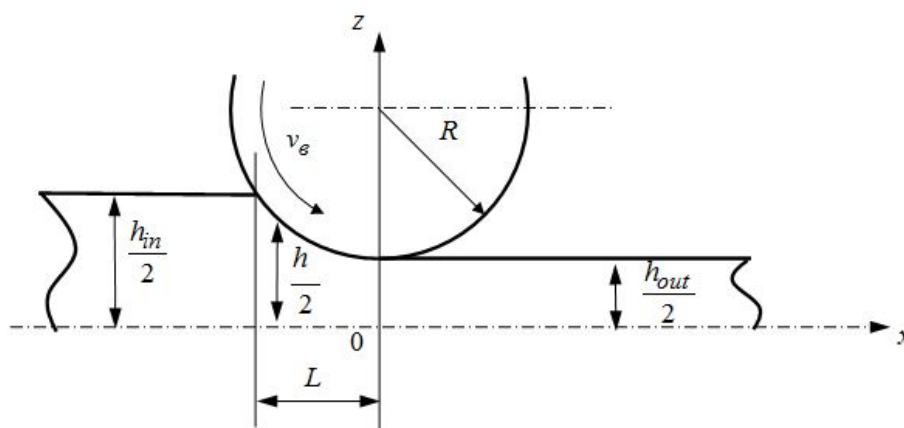


Рисунок 1- Расчетная схема очага деформации

Для моделирования теплового режима полосы в очаге деформации будем использовать уравнение теплопроводности (1) с крайевыми условиями:

$$\begin{cases} \frac{\partial u}{\partial t} - a^2 \frac{\partial^2 u}{\partial z^2} = f(z, t), & z \in \left[0, \frac{h}{2} + R\right], & t \in [0, t_{\max}]; \\ u(z, 0) = C_1(z), & z \in \left[0, \frac{h}{2}\right]; \\ \left. \frac{\partial u}{\partial z} \right|_{z=0} = 0, & u\left(\frac{h}{2} + R, t\right) = T_u, & t \in [0, t_{\max}], \end{cases} \quad (1)$$

$$f(z, t) = \begin{cases} d(z), & 0 \leq z < \frac{h}{2}, \\ d(z) + q(h), & z = \frac{h}{2}, \\ 0, & z > \frac{h}{2}, \end{cases} \quad (2)$$

где $a^2 = \frac{\lambda}{c \cdot \rho}$ – коэффициент температуропроводности; λ – коэффициент теплопроводности; c – удельная теплоемкость; ρ – плотность; $q(h)$ – плотность теплового потока, генерируемого трением скольжения в зоне контакта вала с полосой, вычисляется по методике [3]; $f(z, t)$ – функция тепловых источников, $d(z) = \Delta T_{def}$ – тепловыделение от работы деформации полосы, воспользуемся алгоритмом [3], $C_1(z)$ – распределение температуры по толщине полосы на входе в очаг деформации, T_ϵ и T_n – начальная температура на валке и полосе, для первой клетки задается константой, T_u – температура в центре вала, константа, $t_{\max} = \frac{L}{v_\epsilon}$, t_{\max} – время перемещения металла от сечения входа в очаг деформации до сечения выхода.

Для решения системы (1) воспользуемся методом конечных разностей разбиваем интервал $[0, t_{\max}]$ на M отрезков с шагом $\tau = \frac{t_{\max}}{M}$, а интервал $\left[0, \frac{h}{2} + R\right]$ на N отрезков с шагом $s = \frac{h}{2N}$. В итоге получаем матрицу размером $(N+1) \times (M+1)$. Отметим, что функция $C_1(z)$ выражается матрицей-столбцом размерностью $[(N+1) \times 1]$.

Воспользуемся неявной конечно-разностной схемой с четырехточечным шаблоном [4-7]. При переходе к дискретной модели очага деформации справедливы следующие соотношения:

$$t_i = i \cdot \tau; \quad z_j = j \cdot s; \quad f_j^i = f(z_j, t_i); \quad u_j^i = u(z_j, t_i); \quad i = \overline{0, M}; \quad j = \overline{0, N}. \quad (3)$$

Аналитическое выражение уравнения теплопроводности (1) заменяем на дискретное в результате получаем:

$$\frac{u_j^i - u_j^{i-1}}{\tau} = a_n^2 \frac{u_{j-1}^i - 2u_j^i + u_{j+1}^i}{s^2} + f_j^i; \quad i = \overline{1, M}; \quad j = \overline{1, N}. \quad (4)$$

Начальное условие:

$$u_j^0 = C_1$$

Таблица 1 - Краевые условия

Краевые условия	Формула
В месте контакта вала с полосой	$u\left(\frac{h}{2} + R, t\right) = T_u \Rightarrow u_N^i = T_{u_N}^i$
В середине полосы	$\left.\frac{\partial u}{\partial z}\right _{z=0} = 0 \Rightarrow u_1^i = u_0^i$

Уравнение (4) преобразуем в следующем виде:

$$-\frac{\tau \cdot a_n^2}{s^2} u_{j-1}^i + \left(1 + \frac{2\tau \cdot a_n^2}{s^2}\right) u_j^i - \frac{\tau \cdot a_n^2}{s^2} u_{j+1}^i = u_j^{i-1} + \tau \cdot f_j^i. \quad i = \overline{1, M}; j = \overline{1, N}. \quad (5)$$

Подставляя краевые условия из Таблицы 1 в уравнение (5) получаем следующие конечно-разностные уравнения для очага деформации (Таблица 2):

Таблица 2 - Конечно-разностные уравнения

Параметр	Формула
для $j = 0$	$u_1^i = u_0^i$
для $j = 1$	$\left(1 + \frac{\tau \cdot a^2}{s^2}\right) u_1^i - \frac{\tau \cdot a^2}{s^2} u_2^i = u_1^{i-1} + \tau \cdot f_1^i$
для $j = N$	$-\frac{\tau \cdot a^2}{s^2} u_{N-1}^i + \left(1 + \frac{\tau \cdot a^2}{s^2}\right) u_N^i = u_N^{i-1} + \tau \cdot f_N^i + \frac{\tau \cdot a^2}{s^2} T_{u_N}^i$
для $1 < j < N$	$-\frac{\tau \cdot a^2}{s^2} u_{j-1}^i + \left(1 + \frac{2\tau \cdot a^2}{s^2}\right) u_j^i - \frac{\tau \cdot a^2}{s^2} u_{j+1}^i = u_j^{i-1} + \tau \cdot f_j^i$

Таким образом, получили систему из $(N + 1)$ конечно-разностных уравнений, для определения температурного распределения на валке и полосе в очаге деформации.

Список литературы:

1. Belskiy S., Mazur I., Lezhnev S., Panin E. Distribution of linear pressure of thin-sheet rolling across strip width// Journal of Chemical Technology and Metallurgy. 2016. Т. 51. № 4. С. 371-378.
2. Belsky S.M., Lezhnev S.N., Panin E.A. Engineering method of determination of thermal bulge of work rolls of the hot rolling mill// Journal of Chemical Technology and Metallurgy. 2018. Т. 53. № 2. С. 373-379.
3. Бельский С.М., Пименов В.А., Беяев Д.Ю. Тепловой режим 5-клетевого стана 2030 холодной прокатки ПАО НЛМК. Сообщение 1. Контактные напряжения и тепловой поток // Производство проката. №8. 2019. - с. 12-14.
4. Самарский А.А., Тихонов А.Н. Уравнения математической физики. Москва: Наука, 1977. -736 с.
5. Беяев Д.Ю., Орешина М.Н. Разработка программного обеспечения для моделирования энергосиловых и тепловых режимов на станах холодной прокатки. Материалы XII международной научно-практической конференции «Современные сложные системы управления» 25-27 октября 2017г. т. 2. Липецк: ЛГТУ. С. 15-19.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЗАЦЕНТРОВКИ ЗАГОТОВОК НА ГЕОМЕТРИЮ КОНЦЕВЫХ УЧАСТКОВ ТРУБ В УСЛОВИЯХ ТПА 70-270 АО ВМЗ

Быстров И.А.

Национальный исследовательский технологический университет МИСиС
г. Москва, Российская Федерация

Повышение требований к геометрии и толщине стенки производимых бесшовных труб продиктованы потребностями потребителя этих труб и высокой конкуренцией на рынке производителей.

Первой и основной операцией при производстве бесшовных труб является операция прошивки заготовки в гильзу т.к. она влияет на качество выходящей после раскатки готовой трубы. В свою очередь для уменьшения разностенности переднего конца гильзы, а также улучшения условий захвата заготовки, перед прошивкой производят операцию зацентровки переднего торца заготовки.

Для исследования влияния зацентровки заготовки на геометрию концевых участков, в качестве прошивного стана для моделирования процесса прошивки в среде QForm выбрано оборудование мини ТПА 70-270 входная сторона которого изображена на (рис. 1), настройки прошивного стана приведенные в табл. 1.



Рисунок 1 – ТПА 70-270

Таблица 1 – Настройки прошивного стана

Угол подачи β°	Расстояние между валками $D_{п}, \text{мм}$	Расстояние между линейками $L_c, \text{мм}$	Выдвижение оправки за участок перезима валков $L_{оп}, \text{мм}$
12	232	265	120

Размеры исходных заготовок $\varnothing = 260$ мм и $L = 1000$ мм. Размеры гильзы после прошивки на данных настройках $\varnothing = 268$ мм, $S = 42$ мм.

Зацентровка переднего торца выполнена в виде отверстия $\varnothing = 40$ мм и $L = 40$ мм, а с заднего торца $\varnothing = 40$ мм и $L = 20$ мм. Вторая заготовка прошивалась без зацентровки. Для обеих заготовок принята температура 1200 с°.

Для проведения моделирования в первую очередь необходимо нарисовать 3D модели узлов прошивного стана, а именно валков, линеек и оправку, после чего нужно расставить весь инструмент по его настройкам.

Далее необходимо задать параметры для инструмента, такие как материал, коэффициент трения, скорость вращения валков, свободное вращение оправки. Для заготовки необходимо выбрать материал и температуру. Изометрический вид стана показан на (рис. 2).

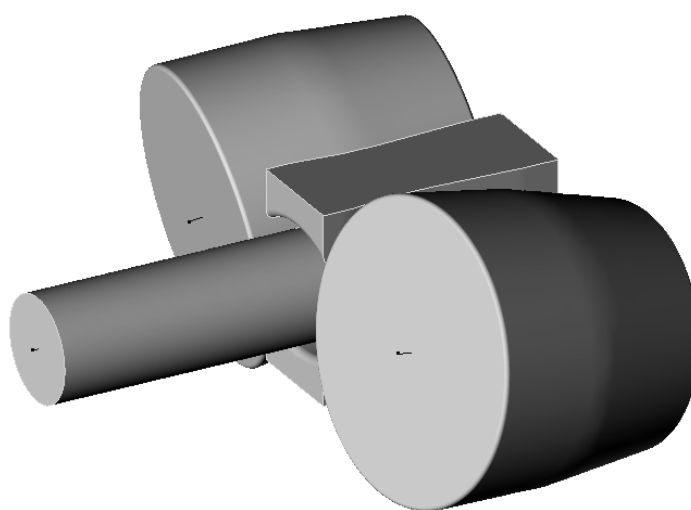


Рисунок 2 – Изометрический вид

В табл. 2 приведены изображения продольных разрезов, а также заднего и переднего торцов гильз.

Таблица 2 – Изображения торцов гильз с продольными разрезами

	Задний торец	Продольный разрез	Передний торец
Зацентровка			
Без зацентровки			

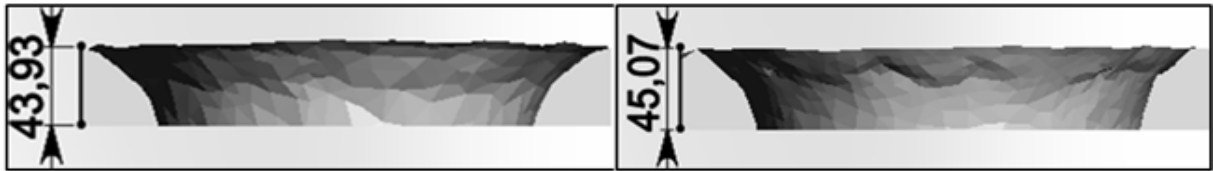


Рисунок 3 – Форма переднего торца с зацентровкой (слева) и без зацентровки (справа)

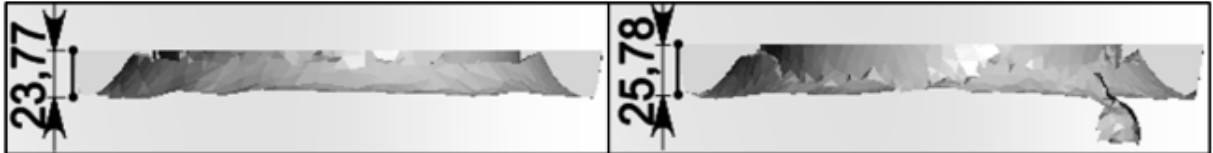


Рисунок 4 - Форма заднего торца с зацентровкой (слева) и без зацентровки (справа)

Установлено, что заготовка с зацентровкой имеет лучшую геометрию концов гильзы в сравнении с гильзой прошитой без предварительной зацентровки, а так же не образуется наплыв металла в виде «Пятачка».

В качестве подтверждения данных полученных методом моделирования на производстве бесшовных труб в условиях АО «ВМЗ» на ТПА 70-270 были прошиты и раскатаны заготовки с зацентровкой заднего торца и без зацентровки (рис. 5).

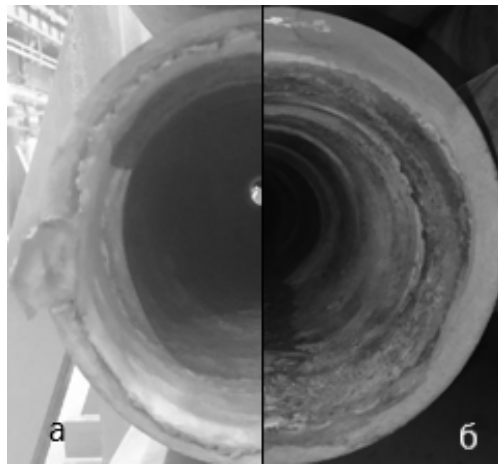


Рисунок 5 – Задний торец труб без зацентровки (а) и с зацентровкой (б) заднего торца заготовки

Учитывая этот фактор, раскатанная труба из гильзы с предварительной зацентровкой будет иметь больший коэффициент выхода годного, что является экономически выгодным при производстве бесшовных труб.

Наличие «Пятачка» может оказывать влияние на качество внутренней поверхности труб при последующей раскатке на непрерывных станах продольной прокатки. Однако в случае производства труб на ТПА 70-270 раскатка гильзы происходит со стороны прошивки, и зацентровка заднего торца не несет фактической пользы.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ РАСКАТОВ ПРИ ОБЖАТИИ ТОРЦОВ СЛЯБОВ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ

Воропаев А.В., Юрченко Ю.И., Гончаров В.Е.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Отсутствие количественных зависимостей между основными параметрами поперечной прокатки в вертикальных валках и сужением концов сляба (по длине сляба) или удлинением краёв (по ширине сляба) затрудняет создание рационального сочетания прокатки в вертикальной и горизонтальной клетях толстолистовых станов с целью получения листов прямоугольной формы.

Анализ литературных источников [1, 2] показал, что основное влияние на сужение и удлинение концов сляба при прокатке в вертикальных валках оказывают Δh_v – абсолютное обжатие в вертикальных валках; D_v – диаметр вертикальных валков, H и L – исходные толщина и длина сляба.

Перечисленные параметры удобно представить в виде факторов формы продольного (l_d/L_{cp}) и поперечного (L/H) сечения очага деформации.

Величину относительного сужения концов сляба при обжатии его торцов вертикальными валками ($\delta_{vп,з}$) можно представить в виде функции:

$$\frac{\delta_{vп,з}}{L_{ц}} = \frac{L_{ц} - l_{п,з}}{L_{ц}} = f\left(\frac{L}{H}, \frac{l_d}{L_{cp}}\right) \quad (1)$$

Величину удлинения (по ширине) концов сляба в виде:

$$\Delta B = -(B_{ц} - B_{к,ср}) = f(L/H, l_d/b_{ср}), \quad (2)$$

где $L_{ц}$ – длина центральной части сляба после обжатия торцов вертикальными валками;

$B_{ц}$ – ширина центральной части сляба (по оси прокатки);

$l_{п,з}$ – длина переднего или заднего конца сляба после обжатия торцов вертикальными валками;

$b_{к,ср}$ – средняя ширина концов сляба после обжатия его торцов вертикальными валками;

L_{cp} – средняя высота очага деформации при обжатии торцов слябов вертикальными валками.

Схема измерения размеров сляба после прокатки в вертикальных валках представлена на рис 1.

Пределы изменения факторов $L/H = X_1$ и $l_d/b_{ср} = X_2$ приняты, исходя из размеров слябов и параметров прокатки в вертикальных валках толстолистостанового стана 3600.

Изменение L/H принято в пределах от 6 до 20; $l_d/b_{ср}$ – в пределах от 0,02 до 0,080. При планировании эксперимента выбран ортогональный центральнокомпозиционный план второго порядка.

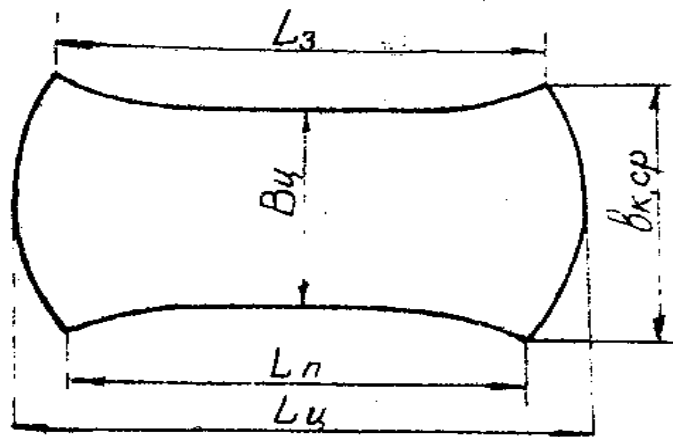


Рисунок 1 - Схема измерения размеров раската после обжатия торцов слябов в вертикальных валках

Математическая модель процесса предлагается определять в виде квадратичной зависимости:

$$y = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i x_i + \sum_{i < j=1}^n b_{ij} x_i x_j + \sum_{i=1}^n b_{ii} x_i^2 \quad (3)$$

Таблица 1 - Матрица планирования и результаты исследований относительного сужения переднего и заднего концов слябов (по длине) и удлинения (по ширине)

x_0	x_1	x_2	\tilde{x}_1	\tilde{x}_2	Значение $\frac{\delta_b}{L}$, %								Значение Δ_b , мм			
					Для переднего конца				Для заднего конца				Y_1	Y_2	Y_3	Y_p
					Y_1	Y_2	Y_3	Y_p	Y_1	Y_2	Y_3	Y_p				
+1	+1	+1	20	0,80	2,52	2,50	2,36	2,45	0,75	0,73	0,72	0,76	6,3	6,6	6,4	6,41
+1	+1	-1	20	0,20	0,92	0,79	0,83	0,81	0,84	0,86	0,88	0,84	2,5	2,4	2,0	2,17
+1	-1	+1	6	0,60	1,67	1,74	1,63	1,77	0	0	0	0,05	4,1	4,3	4,6	4,53
+1	-1	-1	6	0,20	0,48	0,57	0,59	0,57	0,23	0,18	0,23	0,18	1,7	1,5	1,6	1,61
+1	+1	0	20	0,50	1,95	1,99	1,93	1,89	0,76	0,85	0,82	0,82	5,2	5,1	5,1	5,13
+1	-1	0	6	0,60	1,43	1,42	1,44	1,42	0,13	0,15	0,09	0,10	4,2	4,0	3,8	3,91
+1	0	+1	13	0,80	2,21	2,01	2,13	2,11	0,28	0,36	0,33	0,33	5,5	5,3	5,4	5,28
+1	0	-1	13	0,20	0,61	0,64	0,71	0,69	0,48	0,44	0,44	0,46	1,7	1,8	1,4	1,70
+1	0	0	13	0,50	1,63	1,67	1,68	1,66	0,39	0,36	0,41	0,44				

После определения коэффициентов уравнения (3) получены уравнения регрессии для определения сужений переднего и заднего концов сляба.

Для определения сужения переднего конца сляба:

$$y_n = 1,66 + 0,227x_1 + 0,707x_2 + 0,108x_1x_2 + 0,03x_1^2 - 0,26x_2^2 \quad (4)$$

Для определения сужения заднего конца сляба:

$$y_3 = 0,41 + 0,342x_1 + 0,0665x_2 + 0,063x_1^2 - 0,02x_2^2 \quad (5)$$

Воспроизводимость процесса и адекватность модели проверялись соответственно по критериям Кохрена и Фишера [3].

После перехода к физическим значениям параметров, уравнения (4), (5) принимают вид:

$$\delta_{п,в}(\%) = -0,328 + 0,0067 \frac{L}{H} + 45,77 \frac{l_d}{L_{ср}} + 0,514 \frac{L}{H} * \frac{l_d}{L_{ср}} + 0,000006 \left(\frac{L}{H}\right)^2 - 289 \left(\frac{l_d}{L_{ср}}\right)^2 \quad (6)$$

$$\delta_{з,в}(\%) = 0,05 + 0,015 \frac{L}{H} + 0,0013 \left(\frac{L}{H}\right)^2 - 22,2 \left(\frac{l_d}{L_{ср}}\right)^2 \quad (7)$$

Проведенные эксперименты показали, что при обжатии торцов сляба вертикальными валками происходит сужение не только переднего (по ходу прокатки), но и заднего концов сляба. Это явление может быть объяснено тем, что их внеконтактная деформация больше обжатия торцов сляба в вертикальных валках.

Указанное явление может быть также объяснено неравномерной вытяжкой по высоте очага деформации (в данном случае по длине сляба).

По полученным уравнениям были построены номограммы и поверхности отклика функции зависимости относительного сужения и абсолютного удлинения концов сляба после обжатия торцов в вертикальных валках.

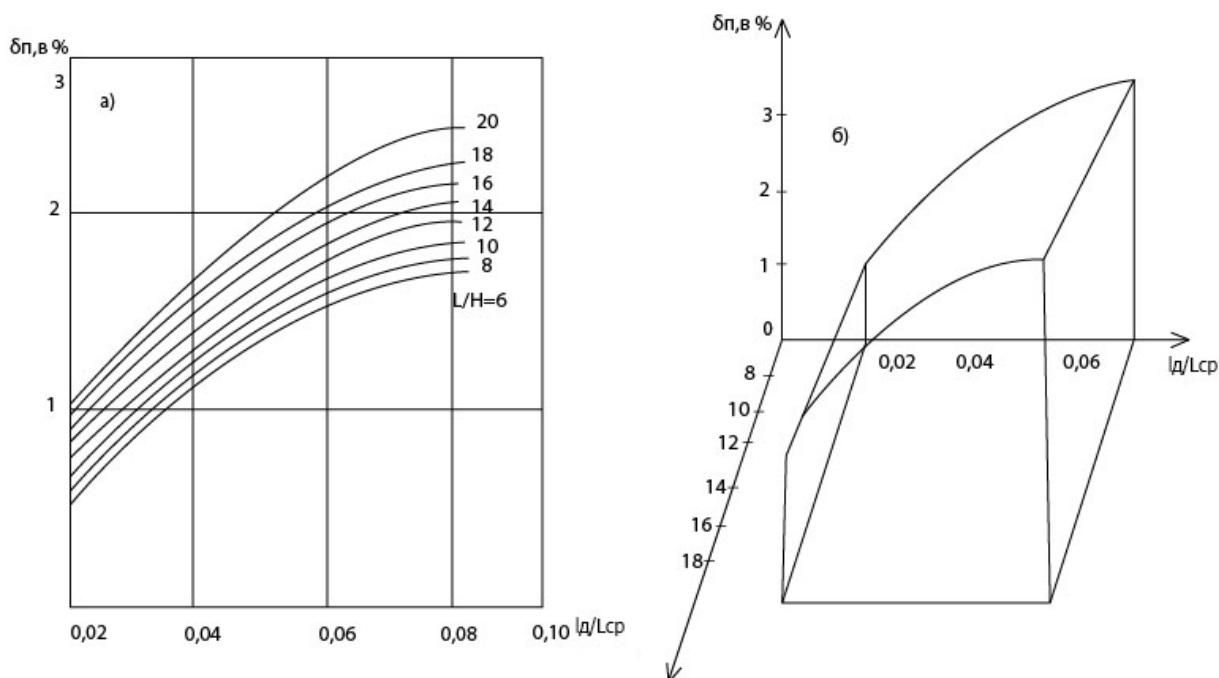


Рисунок 2 - Номограмма для расчета сужения переднего конца слябов от L/H и $l_d/L_{ср}$ после обжатия торцов сляба вертикальными валками (а) и поверхность отклика (б) функции $\delta_{п,в} = f\left(\frac{L}{H}, \frac{l_d}{L_{ср}}\right)$

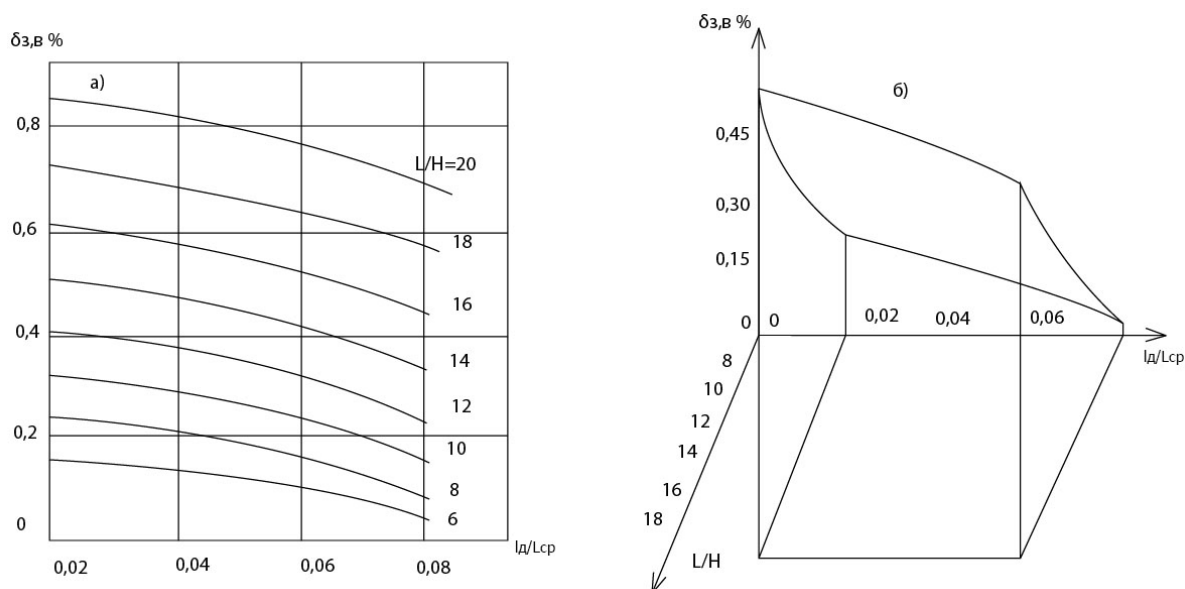


Рисунок 3 - Номограмма для расчета сужения заднего конца слябов после обжатия вертикальными валками (а) и поверхность отклика (б) функции

$$\delta_{з,в} = f\left(\frac{L}{H}, \frac{l_d}{L_{cp}}\right)$$

Таким образом, на основании анализа экспериментальных данных можно сделать следующие выводы:

1. С использованием метода планирования эксперимента установлен характер влияния параметров (l_d/L_{cp}) и (L/H_{cp}) на формоизменение раската при обжатии торцов сляба в вертикальных валках.

2. Исследована зависимость между L/H и сужением концов сляба. С увеличением L/H происходит увеличение сужения как переднего, так и заднего концов сляба. Однако наиболее заметное влияние L/H на сужение концов сляба наблюдается при малых значениях l_d/L_{cp} .

3. В результате исследований получены регрессионные уравнения связи l_d/L_{cp} и L/H с удлинением концов сляба после обжатия его торцов в вертикальных валках. Установлено, что влияние l_d/L_{cp} и L/H на удлинение концов сляба носит такой же характер, как влияние этих параметров на сужение переднего конца.

Литература:

1. Коновалов, Ю.В. Справочник прокатчика: в 2-х книгах Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю.В. Коновалов. – М: Теплотехник, 2008.– 640 с.

2. Бровман, М.Я. Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М.Я. Бровман, Б.Ю. Зеличенко, А.И. Герцев. - М.: Металлургия, 1969. – 256 с.

3. Кобзарь, А.И. Прикладная математическая статистика: Для инженеров и научных работников / А.И. Кобзарь. – М.: Физматлит, 2006. - 816 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ АСИММЕТРИЧНОГО ПРОЦЕССА ПРОКАТКИ

Горбунов К.С., Бахаев К.В.

Липецкий государственный технический университет
г. Липецк, Российская Федерация

Основные потребители листопрокатной продукции - машиностроение, автомобилестроение, судостроение, нефтяная и газовая промышленность постоянно повышают свои требования к качеству готовой листовой продукции. Повышение конкурентоспособности продукции, как на внутреннем, так и на внешнем рынке – одна из важнейших задач инженеров и учёных, работающих в отрасли прокатного производства

Для устранения образования дефектов формы полосы и выполнения повышенных требований по допуску по толщине плоских изделий их производители вынуждены ввести системы, влияющие на стабилизацию и улучшение геометрических размеров этих изделий. Это достигается путём более тщательного подбора размеров подката, сведения к минимуму влияния изменения общего усилия прокатки на величину расстояния между валками, обеспечения неизменной геометрии проката в результате регулирования процесса. Стабилизация геометрии путём регулировки процесса заключается путём использования соответствующих систем, т.е.: системы гидравлической установки валков; системы гидроизгиба рабочих валков; системы асимметричной прокатки.

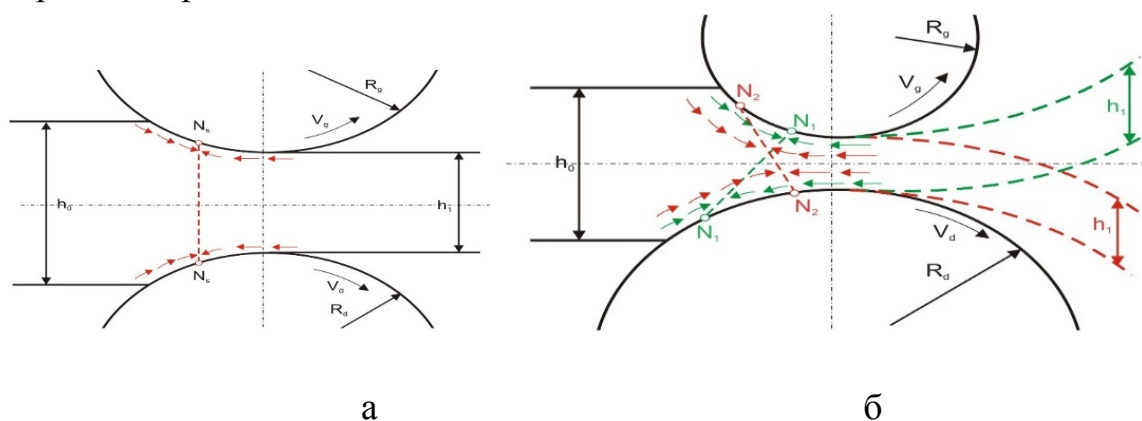


Рисунок - 1 Схема симметричного и асимметричного процесса прокатки (а- симметричный процесс, б- асимметричный процесс прокатки)

При проведении модельных и экспериментальных исследований обнаружено, что улучшение качества геометрии горячекатаного листа можно получить путём использования в прокатных цехах технологии асимметричной прокатки, которая заключается в целевом изменении состояния напряжения и деформации в очаге деформации, в результате чего на поверхности контакта металла с валками возникают зоны опережения и отставания разной длины. В очаге деформации со стороны каждого валка возникают зоны касательных напряжений разного направления.

Длина этих зон зависит от величины введённой асимметрии и в частном случае может занимать весь очаг деформации. Появление зон, в которых вектор силы трения на верхнем и нижнем валках имеют разное направление, а их действие можно приравнять к действию сил натяжения и противо-натяжения, является полезным для процесса прокатки, т.к. они влияют на снижение общей силы давления металла на валки и одновременно на уменьшение упругой деформации элементов прокатной клетки. Благодаря этому, появляется возможность получения проката с меньшими отклонениями геометрии по длине и по ширине.

Однако следует отметить, что кроме положительных сторон в асимметричном процессе прокатки могут появиться и отрицательные стороны, которые могут отразиться на перегрузке приводов стана и проскальзывании металла в очаге деформации. Поэтому асимметричную прокатку нужно осуществлять при таких условиях, при которых не возникнут дефекты, либо их вероятность будет минимальной.

В процессе учебной практики в Ченстоховском политехническом университете с помощью математического моделирования в программе Transvalor Forge NXT и на лабораторном стане 300 исследовали ассиметричный процесс прокатки.

В течение нескольких лет на кафедре обработки металлов давлением и инженерной безопасности ченстоховского технологического университета ведутся исследования по улучшению процесса прокатки плоских изделий. Проводится анализ влияния многих параметров (марка стали, температура полосы, величина обжатия, значение сопротивления деформации для отдельных марок стали, скорости вращения валков и диаметры валков) на геометрические характеристики металлопроката и его прочностные и пластические свойства.

Для численного моделирования процесса прокатки были приняты рабочие валки диаметром 300 мм и постоянной скоростью вращения нижнего рабочего валка, равной $n = 80$ об/мин. Диапазон используемых относительных обжатий составлял $\epsilon = 0,15 \div 0,30$.

Процесс ассиметричной прокатки был представлен следящим образом:

- изменение окружной скорости валков (кинетическая ассиметрия). Диапазон изменения коэффициента скорости вращения валков $A_v = V_v / V_n$ составил $1,00 \div 1,15$. $h = 2$ мм, температура прокатки $T = 900$ °С.

Таким образом, в процессе учебной практики проведённые исследования показали, что симметричного процесса прокатки не может быть в промышленных условиях по многим факторам, например, разная температура по всей длине полосы, поверхности валков, различные коэффициенты трения, окружные скорости валков, неравномерность обжатия в клетки, качество отделки поверхности и профиль валков, а также другие немаловажные факторы.

При испытаниях на лабораторном стане 300 и математическом моделировании не была нарушена геометрия образцов, при этом различие

усилий прокатки между программой Transvalor Forge NXT и лабораторными исследованиями не превышало 12%. Удалось получить изгиб переднего конца в сторону верхнего валка (скорость на верхнем валке была меньше на 5-15%, чем на нижнем). При искусственном введение асимметрии полное давление было уменьшено до 6%. Результаты исследования приведены в таблице 1, а на рисунках 2-3 показан изгиб полосы и уменьшение плоскостности полосы.

Таблица 1 - Результаты исследования

Толщина на входе (h, мм)	Толщина на выходе (h ₁ , мм)	Окр. скорость верхнего/нижнего валка (V _в /V _н , об/мин)	Обжатие (ε, %)	Максимальное давление (P _{max} , кН)	Изгиб полосы
8	6.4	800/800	20	932	вверх
		680/800		902	вверх
2	1,4	800/800	20	906	вверх
		680/800		836	вверх



Рисунок 2 - Изменение плоскостности h=2 мм



Рисунок 3 - Изменение плоскостности h=8 мм

Таким образом, установлено, что использование процесса асимметричной прокатки привело к уменьшению среднего удельного давления на 6 %, что в свою очередь привело к уменьшению упругого изгиба валков. В результате чего появляется возможность увеличения производительности за счёт уменьшения износа рабочих валков, а также снижение неплоскостности при прокатке тонких полос. На графике 1 наглядно представлено понижение усилия прокатки при асимметричном процессе прокатки [4]. Было проведено сравнение с симметричным процессом прокатки.

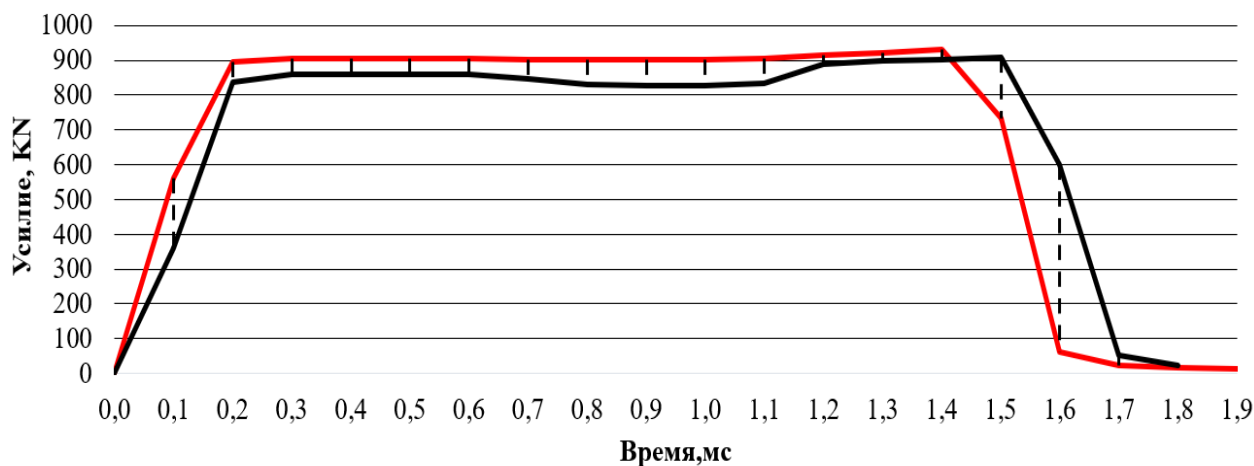


График 1- (красная линия (верхняя) асимметричный процесс прокатки, черная линия (нижняя) симметричный процесс прокатки)

Литература:

1. Кавалек А.А., Дыя Х.И. Процесс асимметричной прокатки толстого листа. – Ченстохова, Польша. – С. 345-348.
2. Салганик В.М., Песин А.М. Асимметричная тонколистовая прокатка: развитие теорий, технологии и новые решения. – Москва: МИСиС. 1997.
3. Варшавский Е.А., Храпов М.А., Барусов В.М. Система автоматического управления изгибом переднего конца раската в черновой клети с индивидуальным приводом. Международная конференция прокатчиков. – Магнитогорск. 2017. – С. 57-62.
4. Бельский С.М. Совершенствование технологий формообразования полос и листов на основе развития теории симметричной и асимметричной горячей прокатки. Автореферат диссертации на соискание учёной степени доктора технических наук.

ОСОБЕННОСТИ СЖАТИЯ КРУГЛЫХ ОБРАЗЦОВ ПРИ ПОСТРОЕНИИ КРИВОЙ УПРОЧНЕНИЯ

Долгов М.С., Филиппов Ю.К.

Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Целью данного исследования является исследование зависимости между деформацией металла и интенсивностью напряжений при пластическом деформировании. Установить зависимость между деформацией металла и интенсивностью напряжений при различных способах построения кривой упрочнения. Определить зависимость величины деформации от напряженного состояния для стали 10 ГОСТ 10702-2014, тем самым получить возможность прогнозирования свойств деталей, получаемых методами холодной объемной штамповки, а так же обосновать выбор марки стали для штамповки различных деталей.

Одноосное сжатие цилиндрических образцов. За счёт хорошей смазки по торцам образца (например, периодически заменяемых прокладок из полиэтиленовой пленки в комбинации с машинным маслом) трение по контактными поверхностям пренебрежимо мало, напряженное состояние можно считать линейным, $\sigma_i = -\sigma_3$, где σ_3 и ϵ_3 – напряжение и деформация сжатия. Линейное напряжённое состояние сохраняется до значений деформации 0,6-0,7. Показатель напряженного состояния $K = 0,33$. Показатель Лодэ-Надаи $\mu_\sigma = 1$.

Ряд обстоятельств ограничивают возможности метода. Были проведены сравнительные эксперименты построения кривой упрочнения методом осадки цилиндрических образцов двумя способами. Первый способ предусматривал непрерывное нагружение образца с постоянной регистрацией силы (определением напряжения) и геометрических размеров (определением деформации). Второй способ предусматривал прерывное нагружение образца с постоянной регистрацией силы (определением напряжения) и геометрических размеров (определением деформации).

Удаление приложенного напряжения не может снять пластической деформации, однако деформация в обратном направлении обычно начинается под действием весьма малого напряжения. Часто даже во время разгрузки может начаться небольшая обратная деформация.

Опыты показывают, что при построении кривой упрочнения по двум способам дают две подобные кривые отличающиеся различными данными.

Оценить величину сходимости полученных кривых двумя способами и есть цель данных исследований.

Проверка способов при построении кривых упрочнения стали 10 в холодном состоянии показала, что максимальное отклонение значений находится в пределах разброса механических свойств испытуемых металлов.

Испытание цилиндрических образцов на одноосное сжатие

Для исследования была выбрана сталь 10 ГОСТ 10702-86. В качестве заготовок использовался калиброванный прокат круглого сечения $\varnothing 10$ мм длиной 15 мм по ГОСТ 7417-75.

Из проката круглого сечения $\varnothing 10$ были изготовлены пятнадцать образцов. Осадку осуществляли в специальной штамповой оснастке типа «стакан» для исключения перекоса осаживаемого образца. Осаживаемый образец выставлялся тремя центрирующими винтами до начала осадки. После нажима пуансона на образец болты вывинчивались, но не полностью. Для снижения сил трения между образцом и пуансоном во время осадки устанавливали прокладки из полиэтиленовой пленки, смазанные машинным маслом. Замена пленки проводилась в течение всего процесса осадки с интервалом в 3 мм.

При расчёте деформации возник вопрос о выборе меры деформации, так как ещё С.И. Губкин полагал, что, возможна общепринятая мера через интенсивность деформации – e_i .

Рассматривая сжатие цилиндрических образцов, деформации рассчитывались по следующей формуле:

$$e_i = \ln \frac{h}{h_0},$$

где h_0 – исходная высота образцов;

h – высота образцов после осадки;

e_i – интенсивность деформации;

Результаты эксперимента приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты одноосного сжатия цилиндрических образцов

№ обр.	Одноосное сжатие		
	H, мм	h, мм	e_i
1	60	60	0
2	70	57,5	0,197
3	80	56,6	0,346
4	90	57	0,457
5	100	56,8	0,566
6	110	56,2	0,672
7	–	–	–

Осадка производилась на гидравлическом испытательном прессе модели EU-100.

Кривые упрочнения сталь 10 ГОСТ 10702-2014

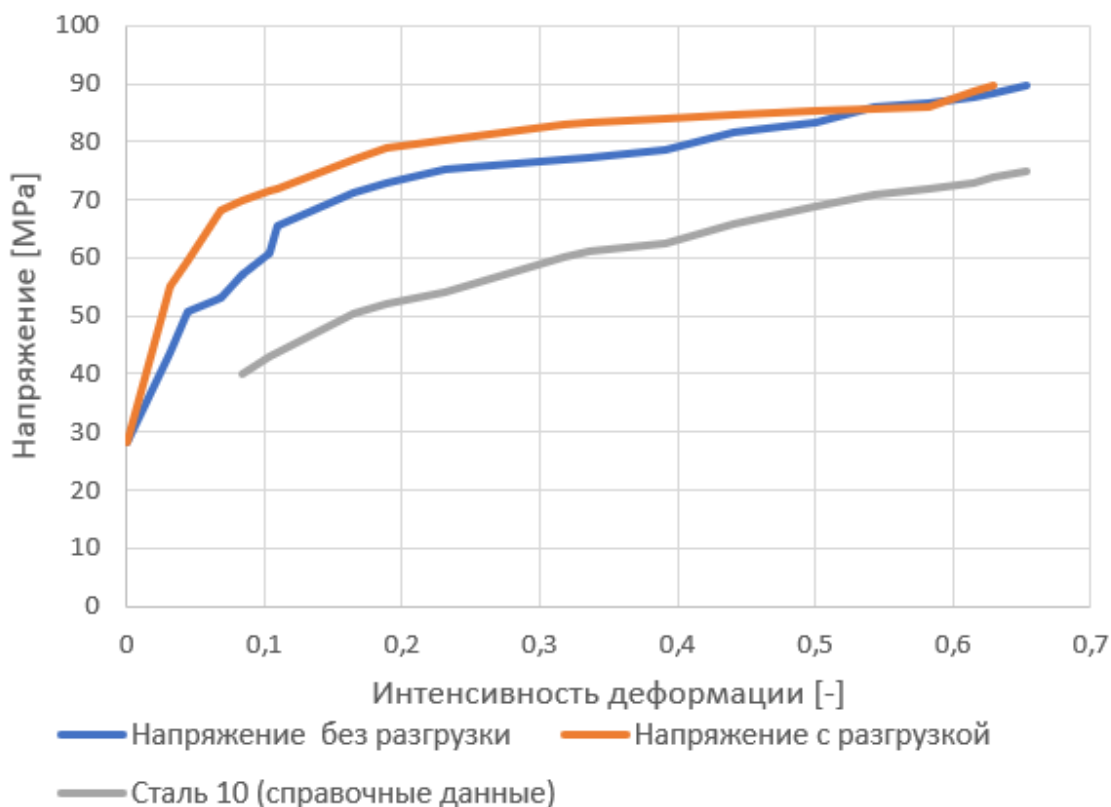


Рис 1 - Кривые упрочнения стали 10 ГОСТ 10702-2014

Исследованием связи между твердостью, измеренной различными методами, и напряжением при испытании на сжатие установлено, что графики твердость — интенсивность напряжений, построенные для различных металлов, не совпадают. Однако все они имеют общую для данного способа измерения твердости, соответствующую связь между твердостью и пределом текучести идеально пластических материалов. Объясняется это уменьшением упрочняемости металлов с возрастанием деформации.

Статистическая обработка данных проводилась по критерию Стьюдента. Для оценки случайной ошибки измерений s использовалась величина среднеквадратического отклонения:

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

где n — число испытанных образцов;

x_i — значение измеряемой величины для i -го образца;

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i,$$

где \bar{x} — выборочное среднее значение.

Затем для каждого значения находилась ширина доверительного интервала при доверительной вероятности 90% по формуле:

$$\Delta x = \frac{s}{\sqrt{n}} \cdot t,$$

где t – коэффициент Стьюдента, зависящий от количества испытанных образцов.

Ширина доверительного интервала при доверительной вероятности 90% не превышала значений $\approx 3\%$.

Литература:

1. ГОСТ 8817-82. Металлы. Метод испытания на осадку. М.: Изд-во стандартов, 1987.
2. ГОСТ 25.503-97. Расчеты и испытания на прочность. Методы механических испытаний металлов. Метод испытания на сжатие. Минск: Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации, 1997.
3. Зибель Э. Обработка металлов в пластическом состоянии. М.-Л., ОНТИ, Металлургиздат, 1934.
4. Хван Д. В. Технологические испытания металлов. – Воронеж: Издательство Воронежского университета, 1992.
5. А. с. СССР № 1578567, МКИ G01N 3/04. Образец для механических испытаний / Ю.Г.Калпин, Ю.А.Миропольский, Ю.К.Филиппов и др.; опубл. 15.07.1990.
6. Патент РФ № 2111475, МПК G01N 3/08. Образец для испытания материалов на пластическое одноосное сжатие и растяжение / А.Д.Матвеев, Н.Ф.Шпунькин; опубл. 20.05.1998.
7. Yu.K. FILIPOV, Yu.G. KALPIN, A.V. RAGULIN. A. ZAICEV, Yu. N ANFIMOV, Developing of technological process for the cold forging of thin-walled bushes with regard of plastic properties. 46thICFGPlenaryMeeting 2013 15th - 18thSeptemberParis, France.
8. Ю.К. Филиппов, А.В. Молодов, А.Г. Зайцев, Р.А. Евсиков. Испытание образцов на двухосное растяжение. Известия ТулГУ. Технические науки. Вып. 2. Тула: Издательство ТулГУ, 2014.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ МЕТАЛЛА В ЗОНЕ ПОЯСКА МАТРИЦЫ ПРИ ПРЕССОВАНИИ

Жандаров Е.О., Нгуен З.К.
Московский институт стали и сплавов
г. Москва, Российская Федерация

Главным назначением прессования как метода обработки горячей деформацией является изготовление профилей из различных сплавов. Практически во всех областях техники в качестве сплава для изготовления прессованных полуфабрикатов используется алюминий. Приемлемыми показателями этих сплавов и модули упругости, снижение веса благодаря малой плотности, высокая точность размеров при незначительной дополнительной обработке и пригодность для переработки, а также высокое качество поверхности обуславливают интерес к алюминиевым сплавам, как с экономической, так и с экологической точки зрения. Эти свойства являются причинами развития тенденции использования алюминия в качестве сырья для изготовления силовых деталей летательных аппаратов, а также других перспективных видов транспорта [1].

При прессовании алюминиевых профилей большое значение уделяют температуре заготовки и инструмента. Рациональный температурный интервал должен обеспечить: высокую пластичность металла, позволяющую вести прессование на высоких скоростях без образования дефектов; минимальное сопротивление металла деформированию.

Также, наряду с температурами нагрева заготовок и инструмента, важным фактором, определяющим температурные условия в пластической зоне, является скорость истечения. Это объясняется тем, что чем выше скорость истечения, тем меньше тепла отводится из пластической зоны, тем самым температура повышается [2]. При достижении критической температуры в тех или иных слоях потока металла на выходе из матрицы появляются трещины, изображенные на рисунке 1.

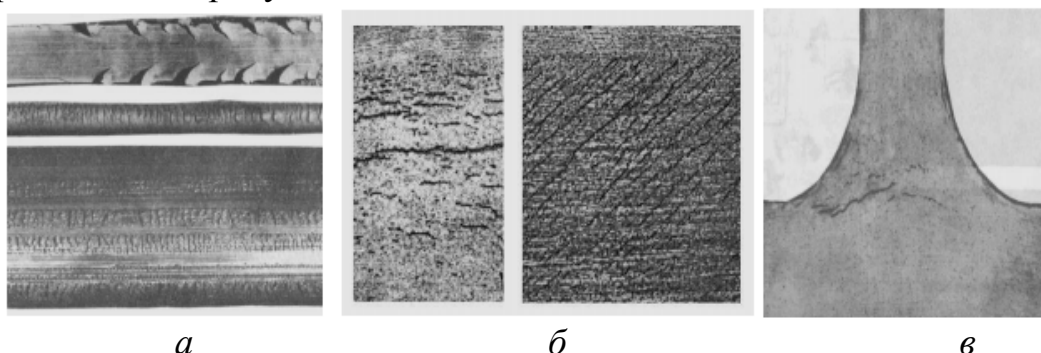


Рисунок 1 - Трещины различных видов: а) «ёрш»; б) «ёлочка»;
в) внутренние расслоения

Как известно, зона калибрующего пояска является критической, т.к. экстремально высокие скорости деформации металла здесь сопровождаются

появлением продольных растягивающих напряжений. Создаются условия для разрушения металла в первую очередь именно в этой зоне.

Для исследования температуры в пластической зоне деформации проведено конечно-элементное моделирование процесса прямого прессования с использованием программы QForm 9.0 [3]. Данное программное обеспечение позволяет моделировать и контролировать изменение температуры в движущихся материальных точках заготовки. Применение трассируемых точек, в которых можно контролировать текущее значение температуры, к сожалению, не позволяет вести сравнение разных процессов, т.к. траектории движения материальных точек для них не совпадают. Выходные данные этой программы не позволяют напрямую исследовать изменение температуры в фиксированной точке пространства.

Для решения данной проблемы, была написана подпрограмма обработки массива данных на языке LUA, которая позволяет выделить ближайшие к заданной фиксированной точке узлы конечно-элементной сетки и проследить изменение во времени любого параметра, включая температуру. Отметим, что координаты этой фиксированной точки пространства не совпадают ни с координатами трассируемых точек, ни с координатами конечно-элементной сетки. На рисунке 2 представлено моделирование процесса прямого прессования и фиксированная точка, в которой контролировалось изменение температуры [4].

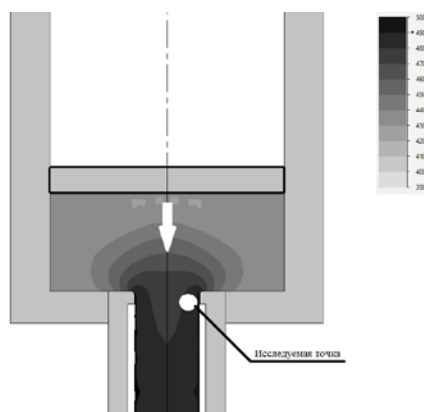


Рисунок 2 - Моделирование процесса прямого прессования и положение контрольной точки

На рисунке 2 видно, что точка помещена в зону критических температур. В сплавах высокой прочности при расплавлении жидкой фазы металл резко теряет пластичность, а продольные напряжения растяжения генерируют сетку поперечных трещин на поверхности пресс-изделия. Выделение жидкой фазы активизирует также химическое взаимодействие прессуемого металла с поверхностью пояaska матрицы, происходит налипание металла на неё, а также появление расслоений.

Существует много различных методов снижения температуры в указанной критической зоне очага деформации, например с подачей жидкостного охлаждения инструмента, включая применение жидкого азота. Однако, для проверки эффективности тех или иных способов воздействия на прессуемый

металл методами моделирования необходимо наличие метода измерения температуры в одной или нескольких контрольных зонах очага деформации.

В качестве примера действия описанной выше программы анализа результатов моделирования изображена диаграмма зависимости температуры металла в фиксированной точке пространства очага деформации от времени (рис. 3). Диаграмма изменения температуры металла вблизи пояска матрицы получена для схемы прямого прессования высокопрочного сплава Д16.

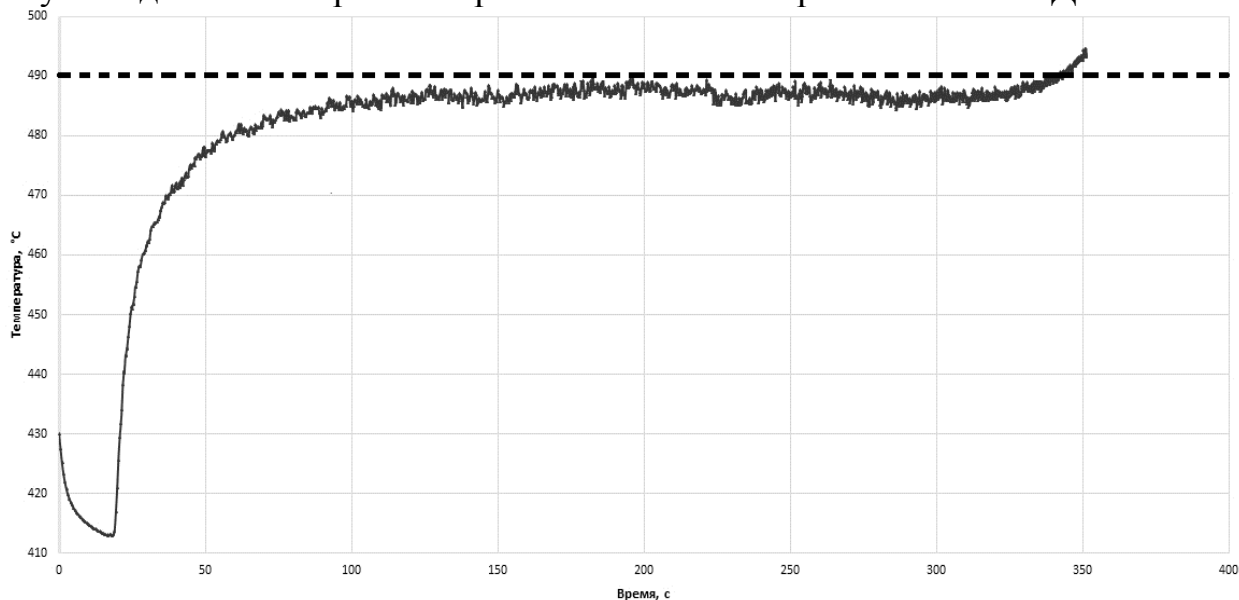


Рисунок 3 - Изменение температуры металла, температура нагрева слитка 430°, диаметр контейнера 350 мм, скорость истечения 0,9 м/мин.

Диаграмма отражает начальное падение температуры при контакте заготовки, нагретой до 430°C с матрицей, плавный деформационный разогрев металла и превышение допустимой границы в 490° в конце рабочего хода, когда происходит сжатие обжимающей части пластической зоны. Моделирование изменения температуры позволяет установить оптимальный график изменения скорости при прессовании. Очевидно, что скорость прессования в конце рабочего хода должна быть снижена.

Данное программное обеспечение можно использовать для контроля и стабилизации температуры металла на выходе из матрицы при настройке регуляторов скорости экструзионных прессов, для оптимизации других способов охлаждения потока металла. Результатом применения метода является в целом повышение скорости истечения и совершенствование способов интенсификации процессов прессования.

Литература:

1. Прессование. Справочное руководство / Д-р М. Баузер, проф., д.т.н. Г. Зауер, проф., д.т.н. К. Зигерт/- Пер. с немецкого по лицензии издательства Aluminum Verlag Marketing & Kommunikation GmbH, М.: «АЛЮСИЛ МВиТ», Москва, 2009.- С.918.
2. Сайт www.qform3d.com
3. Ерманок, М.З. Прессование панелей из алюминиевых сплавов / М.З. Ерманок. - М.: Металлургия, 1974.- С. 232.
4. Жандаров, Е.О. Моделирование процесса экструзии высокопрочных алюминиевых сплавов с применением охлаждающей камеры / Е.О. Жандаров, Д.Б. Ефремов // Авиакосмические технологии: материалы международной научно-технической конференции. - Воронеж, 2019. - С. 323-327.

АНАЛИЗ РАБОТЫ ВАЛКОВОГО УЗЛА КЛЕТИ КВАРТО НЕПРЕРЫВНОГО СТАНА 2030 ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ ПАО «НЛМК»

Жураев М.У.

Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС»

г. Москва, Российская Федерация

Для поддержания рыночной конкурентоспособности прокатки полосы, особое внимание уделяется повышению качества и производительности производства. Двумя наиболее важными характеристиками, которые оказывают большое влияние, как на процесс прокатки, так и на качество продукта, являются форма и профиль полосы.

Для совершенствования процесса листовой прокатки предложены и реализуются различные методы прокатки. Один из перспективных методов по уменьшению разнотолщинности в тонколистовой прокатке является применение клеток со скрещивающимися валками (рисунок 1). Такие клетки предлагают управление формы и профиля полосы за счет небольшой регулировки угла между верхними и нижними осями валков. Такие клетки используются как на станах горячей листовой прокатки, так и на станах холодной листовой прокатки.

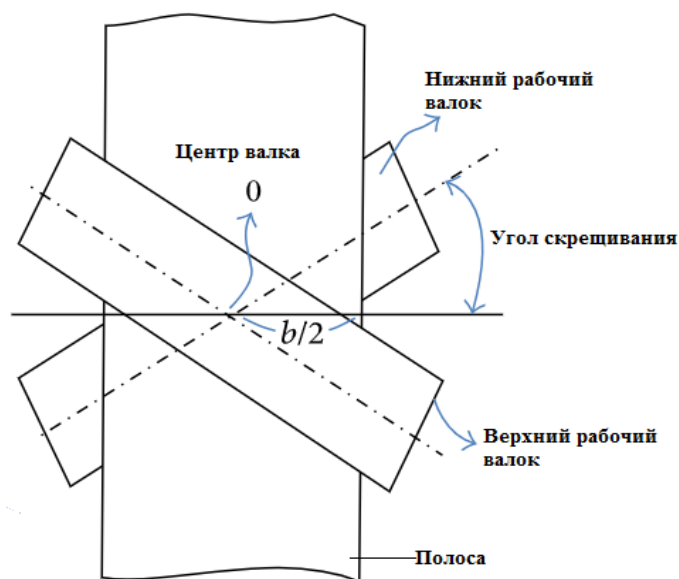


Рисунок 1 – Прокатка полосы со скрещивающимися валками

На рисунке 1 показано скрещивание рабочих валков, где $b/2$ – половина ширины полосы.

Этот метод является одним из наиболее эффективных и имеются несколько видов скрещивания валков. Основными видами скрещивания валков являются: только опорные валки; только рабочие валки; рабочие и опорные валки (попарно-скрещивающиеся клетки (РС-клетки))

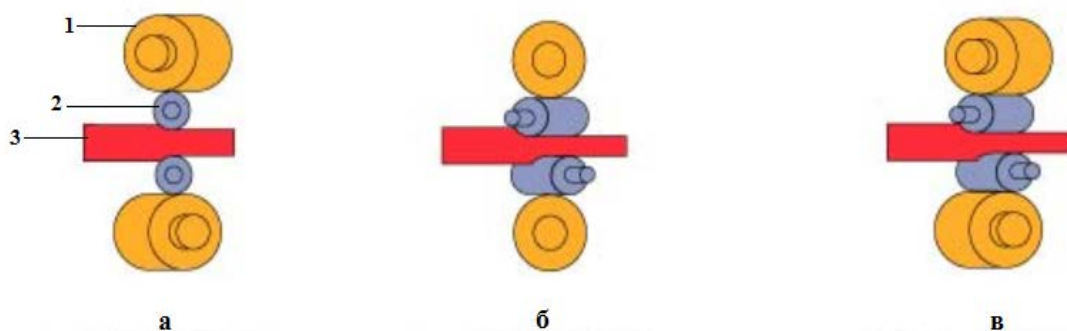


Рисунок 2 – Скрещивание валков: а) скрещивание только опорных валков: 1- опорный валок; 2 – рабочий валок; 3 – полоса; б) скрещивание только рабочих валков; в) попарное скрещивание валков

Но при этом, в прокатном стане очень редко или почти не применяют скрещивание только рабочих валков. Причиной этому служат осевое давление и износ валков. Поэтому, еще более улучшенным вариантом скрещивания валков считается построение специального опорного валка под рабочий валок, повернутого на угол скрещивания.

Задачей исследования является построение математической модели клетки кварто стана 2030 холодной прокатки и на её примере узнать, как влияют разные способы скрещивания валков на изгиб рабочих и опорных валков.

Математическая модель была построена на программе SolidWorks (2018 года выпуска), расчеты проводились с использованием SolidWorks Simulation. Давалась максимальная нагрузка на валки, равная 30 МН. Стоит отметить, что максимальным углом скрещивания является 2° , ровно настолько скрещивались рабочие и опорные валки при моделировании.

На стане 2030 холодной прокатки катаются десятки видов сталей с разными видами марок, размеров исходной заготовки и режимами обжатий по клетям. Все исходные данные геометрических размеров полосы и рекомендуемые параметры прокатки, которые будут использоваться в этой работе, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Значения параметров для расчета режима прокатки

Геометрические размеры полосы, мм			Рекомендуемые параметры прокатки		
Начальная толщина	Конечная толщина	Ширина	Относительное обжатие по клетям, %	Удельное натяжение полосы в межклетевых промежутках,	
				кгс/мм ²	МПа
1	2	3	4	5	6
3,00	0,70-0,74	900-1850	30-35	10-16	1,0-1,6
			32-32	10-15	1,0-1,5
			30-33	10-15	1,0-1,5
			20-28	9-15	0,9-1,5
			1-6		

В качестве ширины листа возьмем 1800 мм. И с помощью формула длины дуги захвата посчитали, что она равняется 23,5 мм. Все эти размеры учитывались при моделировании.

В первую очередь, построена модель традиционного валкового узла, затем происходило скрещивание опорного валка, рабочего валка и попарное скрещивание. Все результаты воздействия разных способов скрещивания на валки приведены в таблице 2.

Была построена модель специального опорного валка для рабочего валка, развёрнутого на 2° . В процессе моделирования была замечена, что данный валок имеет форму гиперboloида.

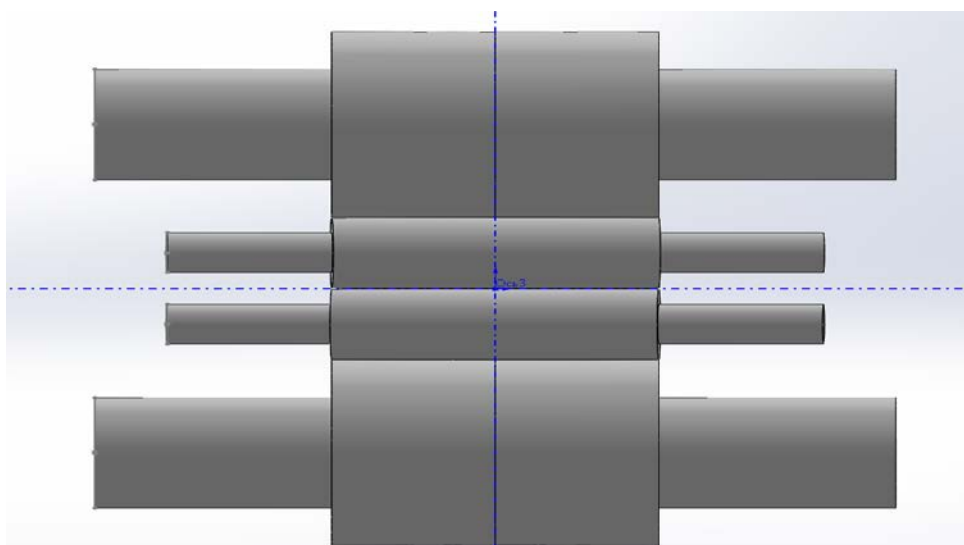


Рисунок 3 – Клеть с с гиперboloидным валком

Максимальный изгиб в данной конструкции составляет 0,548 мм, и она находится в центре бочки рабочего валка, как показано на рисунке 4.

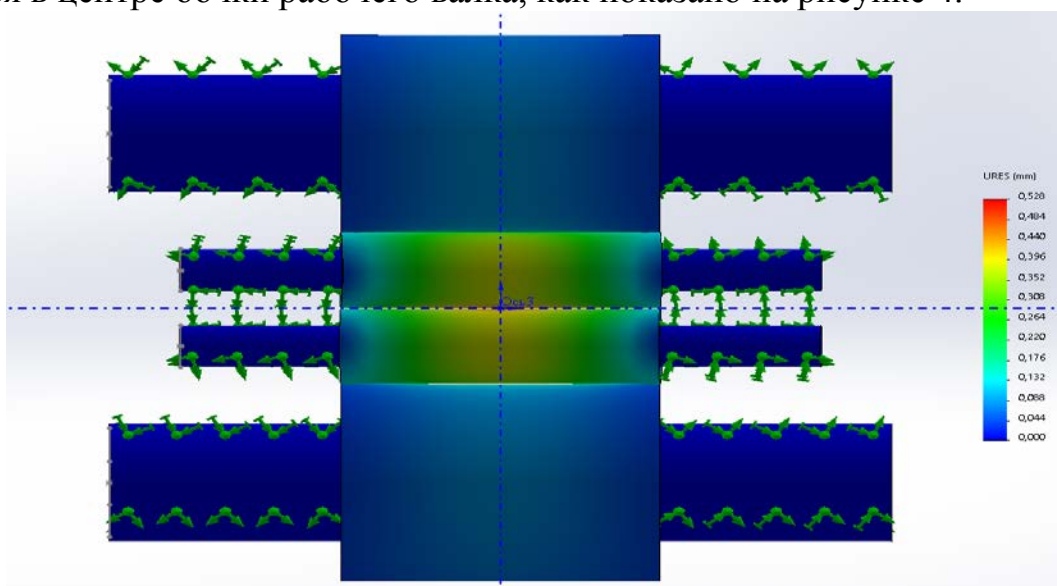


Рисунок 4 - Результаты исследования на изгиб валков при скрещивании с гиперboloидным опорным валком

Для более подробного анализа всех видов скрещивания и выбора наилучшего из них, составлена таблица 2, где отображаются все значения исследования.

Таблица 2 – Результаты исследования

Показатели Способ скрещивания	Напряжение, МПа		Перемещение, мм		Коэффициент запаса прочности	
	макс	мин	макс	мин	макс	мин
Обычная прокатка	351,6	0,015	0,548	0,000	309 644,6	1,337
Скрещивание только опорных валков	424,9	0,014	0,565	0,000	321 461,0	1,106
Скрещивание только рабочих валков	413,3	0,015	0,559	0,000	300 456,8	1,137
Попарное скрещивание	413,8	0,015	0,552	0,000	298 550,2	1,136
Скрещивание с гипербол. опорным валком	334,1	0,013	0,528	0,000	364 588,5	1,407

Заключение.

1. Результаты показывают, что скрещивание рабочего валка с построением специального гиперболоидного опорного валка снижают изгиб валков.

2. Данный способ позволяет расширить охват поперечного профиля полосы, тем самым контролируя и улучшая планшетность полосы, которая является одной из ключевых факторов качества полосы.

3. Еще одно существенное преимущество данной схемы и калибровки валков является устранение разнотолщинности полосы. При скрещивании рабочего валка, валок смещается и разнотолщинность полосы тоже сдвинется от центра бочки валка, т.е. от центра полосы и на краях полосы и ближе к ним данная проблема полностью устранилась.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОСАДКИ ДВУХСЛОЙНОГО КОМПОЗИТА НА ОСНОВЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ

Заикин А.А., Шульгин А.В.

Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

С развитием техники появляется потребность в материалах с особыми, специфическими свойствами.

С помощью порошковой металлургии можно получать материалы со свойствами, которые сложно или практически невозможно получить другими методами. Продукция порошковой металлургии нашла применение во всех отраслях промышленности. Наибольшее применение получило в машиностроении, радиотехнической промышленности, автомобилестроении, судостроении, авиастроении, ракетостроении.

Технология порошковой металлургии позволяет получать изделия как из одного материала, например, железного порошка (такие изделия называют однокомпонентными), так и из смеси порошков металлов или металлов с неметаллами (многокомпонентные изделия), причем в самых различных сочетаниях. Также методами порошковой металлургии можно получать слоистые материалы с заданными свойствами.

В работе рассмотрены основные зависимости при получении двухслойных композитов на основе металлических порошков методом осадки.

Схема открытой осадки двухслойного композита показана на рисунке 1.

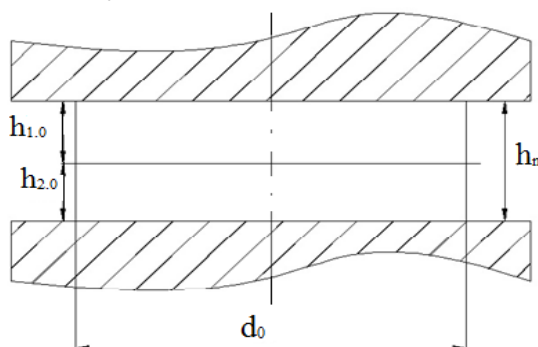


Рисунок 1 - Схема осадки двухслойных заготовок

Для решения силовых задач исследуются кинематические и деформационные особенности процесса, связанные с равенством средних давлений или усилий на контакте:

$$\sigma_{cp.1} \cdot F = \sigma_{cp.2} \cdot F \quad (1)$$

Следует учитывать, что вследствие адгезии композитов при процессе диаметры слоев на контакте одинаковы. Откуда $\sigma_{cp.1} = \sigma_{cp.2}$, и с учетом

формулы Сторожева М.В. $\bar{\sigma}_{cp} = 1 + \frac{1}{6} \frac{d}{h}$ получим следующую зависимость:

$$\sigma_{T_1} \rho_{1.1}^{n_1} \left(1 + \frac{1}{6} \frac{d}{h_{1.1}}\right) = \sigma_{T_2} \rho_{2.1}^{n_2} \left(1 + \frac{1}{6} \frac{d}{h_{2.1}}\right), \text{ где } h_{1.1} = h_{1.0}(1 - \varepsilon_1) \text{ и } h_{2.1} = h_{2.0}(1 - \varepsilon_2).$$

Деформационное обжатие из-за соединения слоев определяется по зависимости: $\varepsilon_1 = \frac{\rho_{1.1} - \rho_{1.0}}{\rho_{1.1}}$, $\varepsilon_2 = \frac{\rho_{2.1} - \rho_{2.0}}{\rho_{2.1}}$, где начальная плотность

$$\rho_{1.0} \approx \rho_{2.0} = 0,55 \div 0,65, \text{ в среднем для каждого из слоев } \rho_{1.0} \approx \rho_{2.0} = 0,6.$$

$$\text{Тогда} \quad \varepsilon_1 \cdot \rho_{1.1} = \rho_{1.1} - 0,6 \text{ и } \rho_{1.1} = \frac{0,6}{1 - \varepsilon_1}.$$

$$\text{Аналогично} \quad \rho_{2.1} = \frac{0,6}{1 - \varepsilon_2}.$$

$$\text{Из условия постоянства объемов после осадки } d_1 = \frac{d_0}{\sqrt{1 - \varepsilon}}.$$

Подставим полученные зависимости в равенство давлений:

$$\sigma_{T_1} \cdot \left(\frac{0,6}{1 - \varepsilon_1}\right)^{n_1} \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{d_0}{h_{1.0}(1 - \varepsilon_1)\sqrt{1 - \varepsilon}}\right] = \sigma_{T_2} \cdot \left(\frac{0,6}{1 - \varepsilon_2}\right)^{n_2} \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{d_0}{h_{2.0}(1 - \varepsilon_2)\sqrt{1 - \varepsilon}}\right] \quad (2)$$

Связь между деформациями определяет общее обжатие:

$$h_n(1 - \varepsilon) = h_{1.0}(1 - \varepsilon_1) + h_{2.0}(1 - \varepsilon_2) \text{ или } (1 - \varepsilon_2) = \frac{h_n(1 - \varepsilon) - h_{1.0}(1 - \varepsilon_1)}{h_{2.0}}.$$

Рассмотрим вторую проверку - горячее обжатие двухслойного композита “железо – медь” с геометрией $h_n = 30\text{мм}$, $h_{ж.с.} = h_{1.0} = 20\text{мм}$, $h_{2.0} = 10\text{мм}$, $d_0 = 60\text{мм}$, $\varepsilon = 0,3$.

Последовательно определяется после горячей осадки связь обжатий:

$$(1 - \varepsilon_2) = \frac{30 \cdot (1 - 0,3) - 20 \cdot (1 - \varepsilon_1)}{10} = 2,1 - 2 \cdot (1 - \varepsilon_1). \text{ Далее из равенства давлений}$$

при $\sigma_{T_1} = 10\text{кг/мм}^2$, $\sigma_{T_2} = 4\text{кг/мм}^2$, $n_1 = 3$, $n_2 = 2$ получим:

$$10 \cdot \left(\frac{0,6}{1 - \varepsilon_1}\right)^3 \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{60}{20(1 - \varepsilon_1)\sqrt{1 - 0,3}}\right] = 4 \left(\frac{0,6}{2,1 - 2(1 - \varepsilon_1)}\right)^2 \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{60}{10\sqrt{1 - 0,3} [2,1 - 2(1 - \varepsilon_1)]}\right]$$

Его решение проводится методом итерации, для чего уравнение

$$\text{упрощают: } \frac{2,16}{(1 - \varepsilon_1)^3} \left(1 + \frac{0,598}{(1 - \varepsilon_1)}\right) = \frac{1,44}{[2,1 - 2(1 - \varepsilon_1)]^2} \cdot \left(1 + \frac{1,195}{2,1 - 2(1 - \varepsilon_1)}\right).$$

Затем, итерацией определяется $\varepsilon_1 = 0,270$, после чего обжатие $\varepsilon_2 = 0,360$.

Соответственно, $h_{1.1} = 20(1 - 0,270) = 14,6\text{мм}$, $h_{2.1} = 10(1 - 0,360) = 6,4\text{мм}$.

Проверяем: $h_{n.1} = 14,6 + 6,4 = 21 \equiv 30(1 - 0,3) = 21\text{мм}$.

Среднее давление на контакте:

$$\sigma_{cp} = \frac{10}{(1 - 0,3)^3} \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{60}{20(1 - 0,3)\sqrt{1 - 0,3}}\right] = 10,1\text{кг/мм}^2.$$

Плотность после осадки у железного слоя:

$$\rho_{1,1} = \frac{\rho_0}{1 - \varepsilon_1} = \frac{0,6}{0,73} = 0,822,$$

и у медного слоя $\rho_{2,1} = \frac{0,6}{1 - 0,36} = 0,9375.$

Используем упрощенную методику решения задачи с помощью зависимости

$$\frac{h_{1,1}}{h_{2,1}} = \frac{\sigma_{т,1}}{\sigma_{т,2}}. \quad (3)$$

Тогда, учитывая, что $h_n = h_{1,0} + h_{2,0}$, получим

$$h_1 = \frac{h_n}{1 + \frac{\sigma_{т,2}}{\sigma_{т,1}}} \text{ и } h_2 = h_n \left(1 - \frac{1}{1 + \frac{\sigma_{т,2}}{\sigma_{т,1}}} \right).$$

Соответственно,

$$\varepsilon_1 = \frac{1 - \frac{h_{n,0}}{h_{1,0}}(1 - \varepsilon)}{\left(1 + \frac{\sigma_{т,2}}{\sigma_{т,1}} \right)}$$

и обжатие

$$\varepsilon_2 = \frac{1 - \frac{h_{n,0}}{h_{2,0}}(1 - \varepsilon) \cdot \frac{\sigma_{т,2}}{\sigma_{т,1}}}{\left(1 + \frac{\sigma_{т,2}}{\sigma_{т,1}} \right)}.$$

Для исследуемого примера $\varepsilon_1 = \frac{1 - \frac{30}{20}(1 - 0,3)}{\left(1 + \frac{4}{10} \right)} = 0,25$ – отличие от точного

решения 8 %,

$$\varepsilon_2 = \frac{1 - \frac{30}{10}(1 - 0,3) \cdot \frac{4}{10}}{\left(1 + \frac{4}{10} \right)} = 0,4 \text{ – с расхождением } 10 \%.$$

Такие большие отличия объясняются тем, что упрощенная зависимость (3) не учитывает плотности слоев композиционного материала. Проведем ряд проверок вначале для композита “железо – никель” с геометрией $h_n = 40\text{мм}$, $h_{1,0} = 20\text{мм}$, $h_{2,0} = 20\text{мм}$, диаметром 50 мм при обжатии 0,4.

Последовательно определяем:

$$1 - \varepsilon_2 = \frac{40 \cdot (1 - 0,4) - 20 \cdot (1 - \varepsilon_1)}{20} = 1,2 - (1 - \varepsilon_1) = 0,2 + \varepsilon_1.$$

С этими данными равенство давлений будет следующим:

$$10 \cdot \left(\frac{0,6}{1-\varepsilon_1} \right)^3 \cdot \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{50}{20(1-\varepsilon_1)\sqrt{1-0,4}} \right] = 7 \cdot \left(\frac{0,6}{0,2+\varepsilon_1} \right)^{2,3} \cdot \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{50}{20(0,2+\varepsilon_1)\sqrt{1-0,4}} \right] \text{ или}$$

$$\frac{2,16}{(1-\varepsilon_1)^3} \cdot \left[1 + \frac{0,538}{(1-\varepsilon_1)} \right] = \frac{2,162}{(0,2+\varepsilon_1)^{2,3}} \cdot \left[1 + \frac{0,538}{(0,2+\varepsilon_1)} \right].$$

Методом итерации определяем $\varepsilon_1 = 0,365$, $\varepsilon_2 = 1 - 0,565 = 0,435$,

$$h_{1,1} = 20 \cdot 0,635 = 12,7 \text{ мм}, \quad h_{2,1} = 20 \cdot 0,565 = 11,3 \text{ мм},$$

$$h_{n,1} = 40 \cdot 0,6 = 24 \equiv h_{1,1} + h_{2,1} = 12,7 + 11,3 = 24 \text{ мм}.$$

По упрощенным формулам: $\varepsilon_1 = 0,295$ – отличие более 15 % и $\varepsilon_2 = 0,506$ – отличие 14 %.

В заключение рассмотрим проверку двухслойного композита “медь–никель” с геометрией $d = 40 \text{ мм}$, $h_n = 30 \text{ мм}$, $h_{1,0} = 25 \text{ мм}$, $h_{2,0} = 5 \text{ мм}$ и обжатием 25 %.

Определяем $1 - \varepsilon_2 = \frac{30 \cdot (1 - 0,25) - 25 \cdot (1 - \varepsilon_1)}{5} = 4,5 - 5 \cdot (1 - \varepsilon_1) = 5\varepsilon_1 - 0,5$ и

подставляем в условие равенства давлений:

$$\frac{0,864}{(1-\varepsilon_1)^3} \cdot \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{40}{25(1-\varepsilon_1) \cdot 0,866} \right] = \frac{2,162}{(5\varepsilon_1 - 0,5)^{2,3}} \cdot \left[1 + \frac{1}{6} \cdot \frac{40}{5(5\varepsilon_1 - 0,5)\sqrt{1-0,25}} \right]$$

или
$$\frac{0,864}{(1-\varepsilon_1)^3} \cdot \left[1 + \frac{0,308}{(1-\varepsilon_1)} \right] = \frac{2,162}{(5\varepsilon_1 - 0,5)^{2,3}} \cdot \left[1 + \frac{1,54}{(5\varepsilon_1 - 0,5)} \right].$$

Определим деформацию: $\varepsilon_1 = 0,28$ и затем $\varepsilon_2 = 0,10$.

Проверяем: $h_{1,1} = 25 \cdot (1 - 0,28) = 18,0 \text{ мм}$, $h_{2,1} = 5 \cdot (1 - 0,10) = 4,5 \text{ мм}$,

Среднее давление: $\sigma_{\text{ср}} = \frac{0,864}{0,72^3} \left(1 + \frac{0,308}{0,72} \right) = 3,33 \text{ кг/мм}^2 = 33,3 \text{ МПа}$.

Отличие от приближенного решения более 10 %. Таким образом, приближенный результат не позволяет оценить точное решение.

Литература:

1. *Кохан, Л.С.* Создание композитных изделий на основе комбинированного процесса прошивки-прессования / Л.С. Кохан, Ю.А. Морозов, А.В. Шульгин // Современные материалы, техника и технологии. - 2015. - № 2. - С. 68-73.

2. *Кохан, Л.С.* Силовые характеристики выдавливания фигурных объемных полостей в металле / Л.С. Кохан, Ю.А. Морозов, А.В. Шульгин и др. // Технология металлов. - 2015. - № 3. - С. 9-11.

3. *Кохан, Л.С.* Комбинированный процесс закрытого двухстороннего прессования / Л.С. Кохан, Ю.А. Морозов, А.В. Шульгин. - В сборнике: Новые технологии и проблемы технических наук. Сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции. - 2015. - С. 46-50.

ВЛИЯНИЕ ЧЕРЕДОВАНИЯ ПРОДОЛЬНОЙ И ПОПЕРЕЧНОЙ ПРОКАТКИ ЛИСТОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ШИРИНЫ

Калмыков А.С., Шаталов Р.Л.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Применение автоматизированных линий и загрузочных устройств предъявляет высокие требования не только к структуре и механическим свойствам холоднокатаных листов, но и к их геометрии и форме. На первый план выходят такие дефекты, как поперечная и продольная различная толщина листа, волнистость, коробоватость, дополнительное уширение на концах прокатываемых заготовок.

При прокатке полосы при выходе из валков обычно несколько больше исходной ширины. В гладких валках наблюдается свободное уширение, где поперечное течение металла сдерживается только силами трения.

При этом важно отметить, что уширение на концах полосы всегда больше, чем на основной части (рис.1) [1]. Для оценки эффективности влияния схемы прокатки на формирование размеров выбран параметр разноширинность Δb - разница ширины листа между серединой и концом, как показано на рис.1.

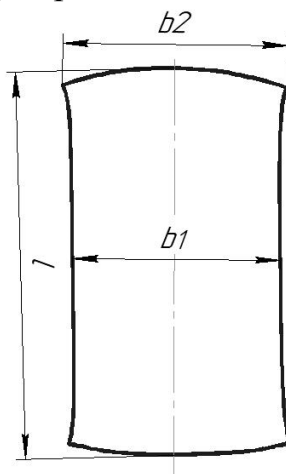


Рисунок 1 - Увеличение уширения на концах прокатываемой полосы

Исследование влияния чередования продольной и поперечных прокаток на формирование размеров деформируемых листов из латуни Л63 проводили при компьютерном моделировании, имитируя процесс лабораторного эксперимента на двухвалковом стане 150x235. В качестве вычислительной системы был выбран программный комплекс DEFORM-3D. Данное программное обеспечение позволяет рассчитывать, как формоизменение, температурные, энергосиловые характеристики деформации заготовки, так и напряженно-деформированное, силовое и температурное состояние инструмента. DEFORM выбран в качестве программного продукта для моделирования процесса прокатки, т.к. в нем присутствует модуль листовой прокатки (Shape Rolling) [2].

Далее выбираем плоские валки (Flat roll), как показано на рис.1, и задаем основные параметры: фактический радиус валков $R=70.8$ мм, радиус скругления $r1=10$ мм, зазор между валками $G=\frac{\Delta h}{h_0}$, длина бочки валка $W=235$ мм, скорость вращения валков – 1.5 рад/с.

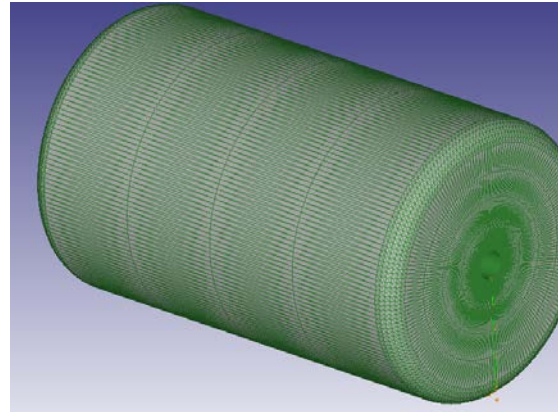
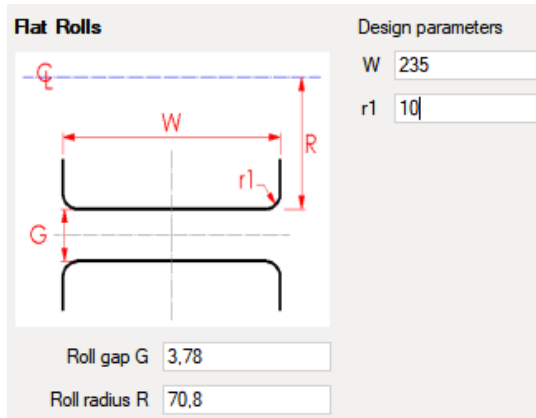


Рисунок 2 - Валок лабораторного стана в программном комплексе DEFORM-3D

Теплопередачей при моделировании холодной прокатки пренебрегаем ввиду малых размеров заготовок, которые соответствуют реальным образцам, а именно 40x40x4,1 мм. Температура процесса прокатки – 20°C. Количество элементов сетки – 10000. Результаты моделирования представлены в таблице 1.

Опытную прокатку проводили на лабораторном стане 150x235 в два прохода. В первом проходе все испытуемые образцы были прокатаны в продольном направлении вдоль оси прокатки. Затем при последующей прокатке во втором проходе у половины образцов было изменено направление деформации за счёт кантовки листов на 90°. Образцы после опытной прокатки показаны на рис.3.



а)



б)

Рисунок 3 - Образцы из латуни Л63 с суммарной степенью обжатия $\epsilon=25\%$ при различных режимах прокатки:

- а) прокатанные с чередованием продольной и поперечной прокаток;
- б) при продольной прокатке

Таблица 1 - Влияние степени обжатия и режимов прокатки на формирование размеров при моделировании процесса холодной деформации в программном комплексе DEFORM-3D

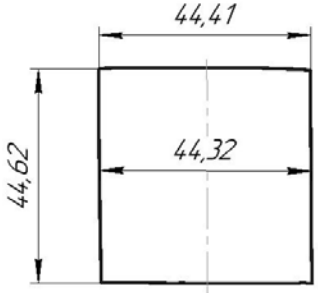
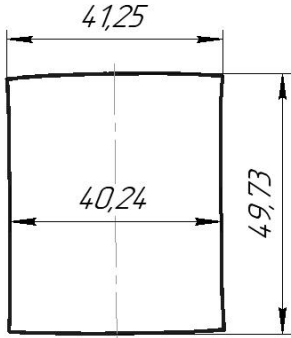
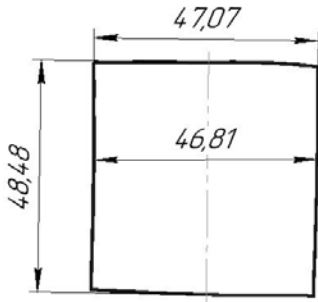
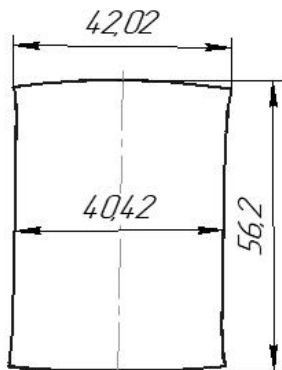
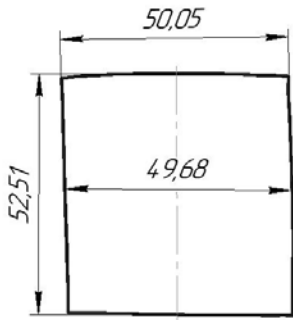
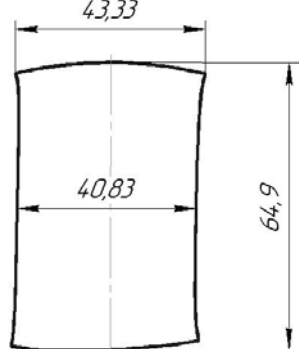
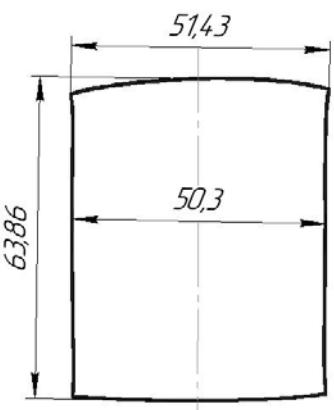
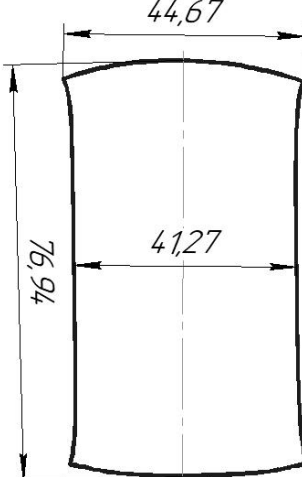
Схема прокатки Обжатие	Чередование продольной и поперечной прокатки	Продольная прокатка
$\varepsilon=20\%$		
$\varepsilon=30\%$		
$\varepsilon=40\%$		
$\varepsilon=55\%$ согласно реального эксперимента		

Таблица 2- Результаты лабораторного эксперимента на стане 150x235

Обжатие	Схема прокатки	Δb , мм
$\epsilon=16\%$	Продольная прокатка	0,09
	Чередование продольной и поперечной прокаток	0,08
$\epsilon=25\%$	Продольная прокатка	0,35
	Чередование продольной и поперечной прокаток	0,13
$\epsilon=38\%$	Продольная прокатка	1,96
	Чередование продольной и поперечной прокаток	0,31
$\epsilon=55\%$	Продольная прокатка	2,78
	Чередование продольной и поперечной прокаток	0,98

Результаты моделирования и опытных прокаток, представленные в таблицах 1 и 2, говорят о положительном влиянии изменения направления деформации на геометрию заготовок. При обжатии $\epsilon=50\%$ величина Δb уменьшилась на 1,8 мм или 64% по сравнению с продольной прокаткой. Увеличение ширины прокатываемой заготовки за счёт кантовки приводит к возрастанию величины сопротивления течения металла в поперечном направлении.

Зависимость параметра Δb от режимов прокатки представлена на рис.4. Применение данного графика позволит выбрать оптимальные режимы прокатки для латуни Л63 [3], обеспечивающие равномерное распределение структуры, механических свойств и минимальную величину уширения.

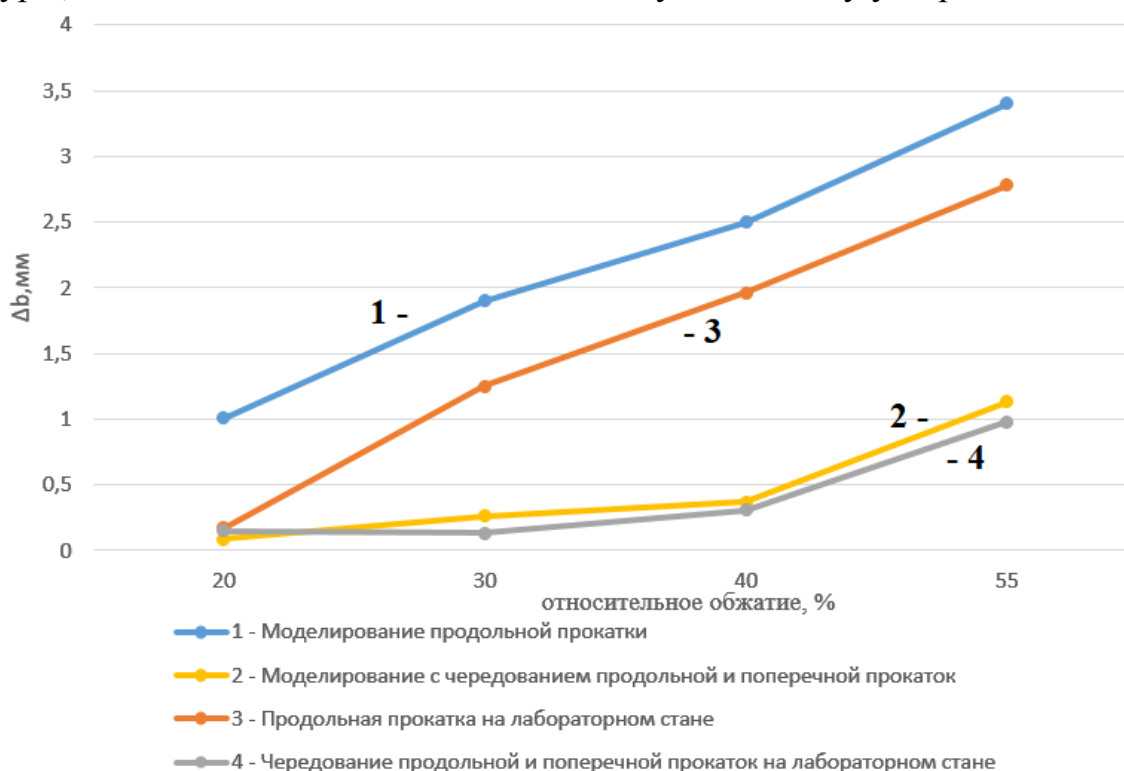


Рисунок 4 - Зависимость параметра Δb от режимов прокатки

На большую разницу расчетных и экспериментальных результатов исследования повлияли следующие факторы, не учтенные при моделировании, а именно:

а) качество поверхности; при моделировании не учитывались поверхностные дефекты заготовок, влияющие на величину трения, а, следовательно, и на величину разноширинности;

б) отклонения от геометрической формы; при моделировании не учитывались разнотолщинность и разноширинность заготовок, прокатываемых на лабораторном стане.

в) направляющие, установленные на лабораторном стане, не предназначены для коротких образцов. В результате имело место незначительное отклонение от оси прокатки.

Выводы:

1. При чередовании продольных и поперечных прокаток величина разноширинности уменьшается по сравнению с продольной прокаткой. Данный эффект подтверждают результаты компьютерного моделирования и лабораторного эксперимента.

2. Величина разноширинности возрастает с увеличением степени относительного обжатия при различных режимах прокатки; при этом результаты моделирования показали, что при обжатии $\epsilon=50\%$ с применением кантовки перед вторым проходом величина Δb уменьшилась на 1,8 мм или 64% по сравнению с продольной прокаткой.

Литература:

1. Целиков А.И. Основы теории прокатки. М. Металлургия. 1965г. 248 с
2. Таупек И.М., Кабулова Е.Г., Положенцев К.А., Лисовский А.В., Макаров А.В. Общее руководство по работе с инженерным программным комплексом DEFORM. Учебное пособие. — Старый Оскол: Кириллица, 2015. – 217 с.
3. Шаталов Р. Л., Калмыков А. С., Антонов Ю. Ю., Литвинова Н. Н. Влияние обжатия и изменения направления прокатки на структуру и свойства латунных листов // Известия ТулГУ. Технические науки. 2017. №11-1.

АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОДОЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ФОРМОВКЕ ПРЯМОШОВНЫХ СВАРНЫХ ТРУБ МАЛОГО И СРЕДНЕГО ДИАМЕТРОВ

Кондрушин А.В., Самусев С.В.

Национальный исследовательский технологический университет

«МИСиС»

г. Москва, Российская Федерация

В связи с постоянным повышением требований к трубной продукции и высокой конкуренции на рынке, возрастает роль теоретических и экспериментальных изысканий, которые могут способствовать повышению качества и снижению себестоимости продукции.

Трубная продукция весьма разнообразна по своим характеристикам. Существует множество различных способов и оборудования для ее производства. В данной работе рассматриваются вопросы посвященные производству прямошовных сварных труб малого и среднего диаметра.

Работа состоит из экспериментальной части и сравнительной. В экспериментальной части приведена краткая характеристика формовочного стана, порядок эксперимента и результат. В сравнительной части произведено сравнение значений продольных деформаций экспериментальных данных, с данными взятыми из работ других авторов.

Экспериментальная часть выполнена для трубной заготовки $\text{Ø}50 \times 1,5$ мм на формовочном стане ТЭСА 30 – 50.

Формовочные станы непрерывных трубозлектросварочных агрегатов осуществляют формовку с помощью валкового или роликового инструмента непрерывно движущейся полосы в заготовку готовую к сварке. Станы состоят из ряда последовательно расположенных унифицированных вертикальных и горизонтальных клетей или кассет.

Конструкция формовочный стана 30-50 включает в себя:

- семь горизонтальных (приводных) клетей;
- четыре вертикальных (неприводных) клетки;
- задающую клеть;
- электродвигатель;
- постамент, на котором смонтированы клетки и двигатель.

Привод клетей общий от электродвигателя через цепную передачу. Приводными являются нижние валы. Двигатель имеет возможность регулировки за счет частотного преобразователя. Валковые узлы приводных клетей имеют возможность вертикальной регулировки, неприводные клетки возможность регулировать и по вертикали и по горизонтали. Общий вид формовочного стана 30 – 50 представлен на рисунке 1.

Техническая характеристика стана 30-50 приведена в таблице 1.

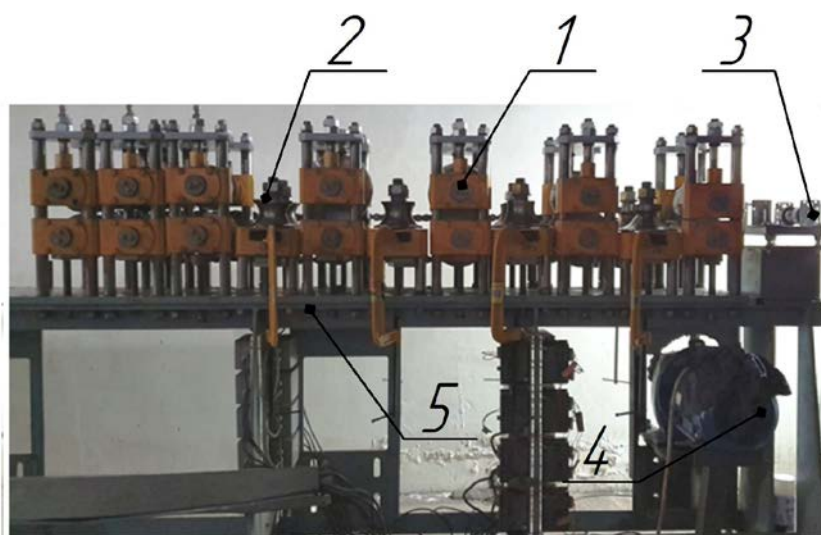


Рисунок 1 – Общий вид формовочного стана 30 – 50: 1 – приводная клеть; 2 – неприводная клеть; 3 – задающая клеть; 4 – электродвигатель; 5 - постамент

Таблица 1- Техническая характеристика формовочного стана

Параметр, величина		Значение
Диаметр труб, мм		30-50
Толщина стенки, мм		0,5...4
Скорость формовки (калибровки), м/с		0,5...10
Частота вращения валков, об/мин		0,5 - 20
Диаметр горизонтального вала по дну калибра, мм		70
Число клеток:	горизонтальных	7
	вертикальных	6
Материал валков		Сталь X12МФ
Тип привода		Групповой
Число электродвигателей		1/1
Общая мощность электродвигателей, кВт		1
Общая масса, т		1,5

В качестве заготовки для проведения эксперимента выбран стальной лист размерами $l \times h \times b = 800 \times 160 \times 1,5$ мм, материал Сталь 08пс. На заготовку с помощью лазерного гравера была нанесена координатная сетка с размером ячейки 20x20 мм.



Рисунок 2 – Заготовка для формовки

Далее были осуществлены: настройка формовочного стана, задача заготовки в формовочный стан и формовка заготовки в первых двух приводных клетях (рисунок 3). Результат формовки приведен на рисунке 4.

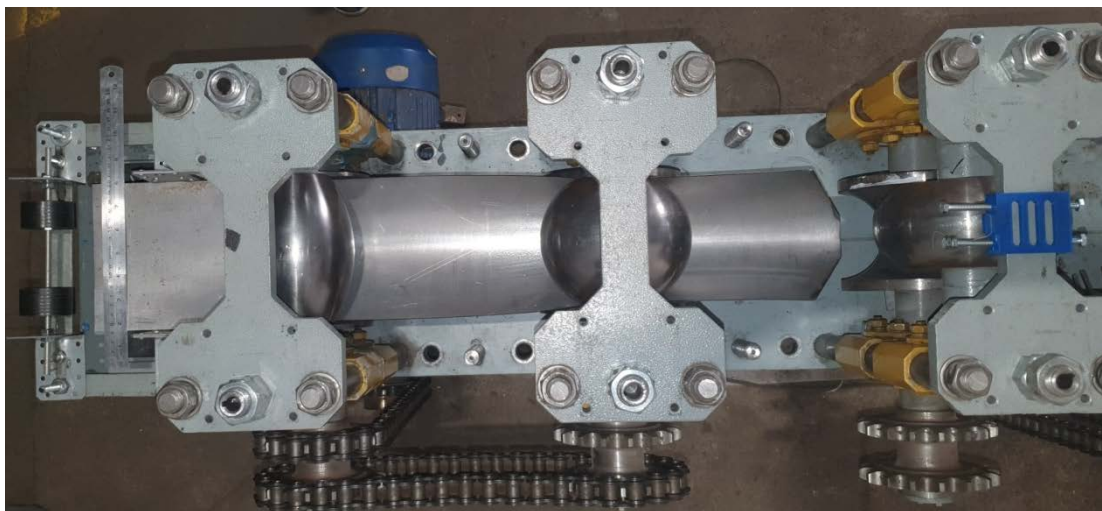


Рисунок 3 – Сформованная трубная заготовка в приводных клетях стана

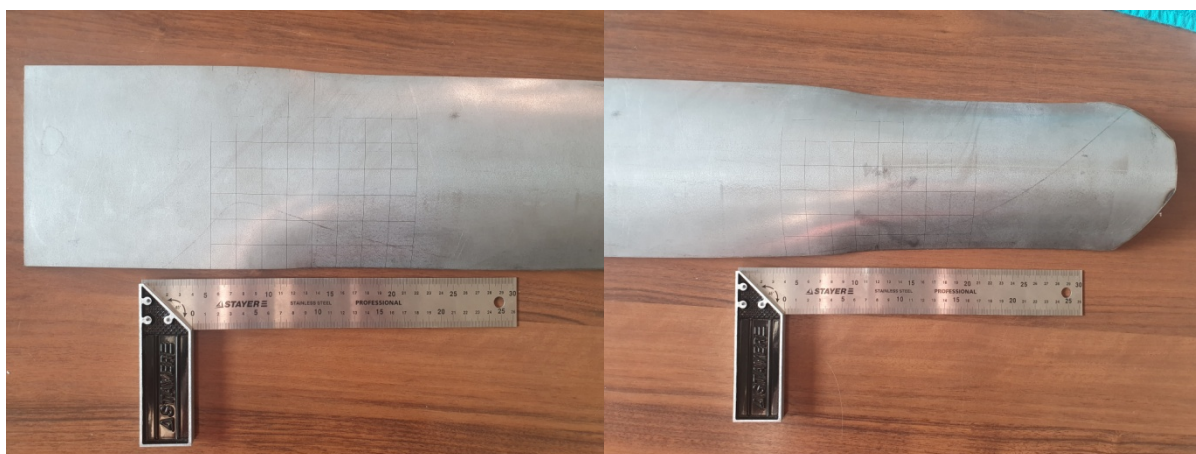


Рисунок 4 – Сформованная трубная заготовка

Определение значений продольных деформаций осуществлено в следующем порядке:

- 1) Горизонтальным линиям на заготовке присвоены цифры, вертикальным – буква латинского алфавита;
- 2) Контурным шаблоном сняты профили заготовки по размеченным линиям в продольном и поперечном сечениях;
- 3) Каждый снятый профиль перенесен на миллиметровую бумагу;
- 4) Выставлены координатные точки на профилях, перенесенных на миллиметровую бумагу;

- 5) Определены радиусы формовки, по трем точками. А также значения углов формовки поперечных сечений, зная ширину заготовки и значение радиуса;
- 6) Оцифрованы продольные сечения – переносом координат с миллиметровой бумаги в графический редактор программы КОМПАС-3D;
- 7) Электронным штангенциркулем измерены размеры ячеек координатной сетки;
- 8) Наложены размеры, снятые электронным штангенциркулем, на оцифрованные сечения, и определены изменение длины ячеек;
- 9) Построена развертка координатной сетки с размерами ячеек после формовки – рисунок 5;
- 10) Вычислены значения продольных деформаций – таблица 5.



Рисунок 5 – Развертка деформированной координатной сетки на участке первой формовочной клетки (внешняя сторона)

Таблица 2 – Значения продольных деформаций

	ϵ_{L-K}	ϵ_{K-G}	ϵ_{G-F}	ϵ_{F-E}	ϵ_{E-D}	ϵ_{D-C}	ϵ_{C-B}	ϵ_{B-A}
ϵ^0	0,476%	0,550%	0,747%	0,929%	0,130%	-0,338%	-0,496%	-0,333%
ϵ^1	0,317%	0,358%	0,599%	0,752%	0,045%	-0,249%	-0,396%	-0,165%
ϵ^2	0	-0,098%	-0,200%	-0,297%	0	-0,100%	-0,200%	-0,125%
ϵ^3	-0,210%	-0,300%	-0,450%	-0,549%	-0,049	0,150%	0,250%	0,251%
ϵ^4	-0,275%	-0,404%	-0,649%	-0,800%	-0,057%	0,501%	0,701%	0,354%

Был произведен обзор работ связанных с определением значений продольных деформаций при непрерывной формовке труб. Авторы работ, оборудование, метод исследования и значения продольных деформаций кромки в зоне контакта с инструментом приведены в таблице. Экспериментальные значения лежат в диапазоне 0,55 – 0,93%, что хорошо сочетается с данными других авторов

Таблица 3 - Экспериментальное и теоретическое исследование процесса формоизменения ТЗ на формовочных станах ТЭСА

№	Авторы исследования	Метод исследования, типоразмер ТЭСА	Диапазон деформаций, %
1	Меккельт Г.	Эксперимент; профилегибочный стан для производства уголка	0,6 - 1,0
2	Ваткин Ю.А.	Эксперимент - координатная сетка; ТЭСА 20 - 102; ТЭСА 73 - 219;	0,3 - 0,85
3	Шкабатур К.И.	Эксперимент - тензометрия; ТЭСА 51 - 152.	0,65 - 1,15
4	Матвеев Ю.М.	Эксперимент - тензометрия; ТЭСА 73 - 219.	0,35 - 0,65
5	Поклонов Г.Г.	Эксперимент - тензометрия; ТЭСА 20 - 76; ТЭСА 51 - 152.	0,72 - 0,95
6	Матвеев М.Ю.	Теоретическая модель; ТЭСА 20 - 76; ТЭСА 20 - 102.	0,15-0,4
7	Рымов В.А.	Теоретическая модель + эксперимент - тензометрия; ТЭСА 20 - 76; ТЭСА 20 - 102.	0,1 - 0,6
8	Самусев С.В.	Теоретическая модель; ТЭСА 20 - 76;	0,1 - 0,45

Подводя итог, можно сказать, что современные технологии, в данном случае лазерный гравер, электронный штангенциркуль и графический редактор программы КОМПАС-3D, не только облегчают получение экспериментальных данных, но и обеспечивают их высокую точность.

Литература:

1. Рымов В. А., Полухин П. И., Потапов И. Н. Совершенствование производства сварных труб. — М. : Металлургия, 1983. — 286 с.
2. Теория обработки металлов давлением: учеб./ А.П. Коликов, Б.А. Романцев - М.: Изд. Дом МИСиС, 2015. -451 с.
3. С.В. Самусев, А.Н. Фортунатов. Методы расчета напряженно-деформированного состояния при производстве сварных труб в линии ТЭСА – ВФ МИСиС, 2008, 135 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЗНАКОПЕРЕМЕННОГО ИЗГИБА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ПРУТКА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА

Лакиза В.А., Романцев Б.А.

Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС»

г. Москва, Российская Федерация

Улучшение свойств металлов и сплавов является актуальной задачей, так как при прокатке не всегда достигаются необходимые свойства. Для их достижения применяют различные методы, но каждый из которых имеет свои недостатки или ограничения.

Методы интенсивной пластической деформации в последнее время широко исследуются с целью упрочнения различных металлов и сплавов, но они имеют существенный недостаток – невозможность использования в промышленных масштабах из-за ограничений по размерам и сложности технологии. Для того чтобы в какой-то мере исправить этот недостаток был предложен способ знакопеременного изгиба. В ходе работы было изучено его влияние на свойства материалов, а также разработана модель опытно-промышленного станка.

Экспериментальное исследование процесса изгиба образцов выполняли на учебно-лабораторной базе в “Теплом стане”. Для проведения эксперимента были подготовлены образцы из Ст3 и меди М1 длиной 45 мм и диаметром 3,5 мм. Изгиб осуществляли на испытательной машине оригинальной конструкции (рис. 1) [1].

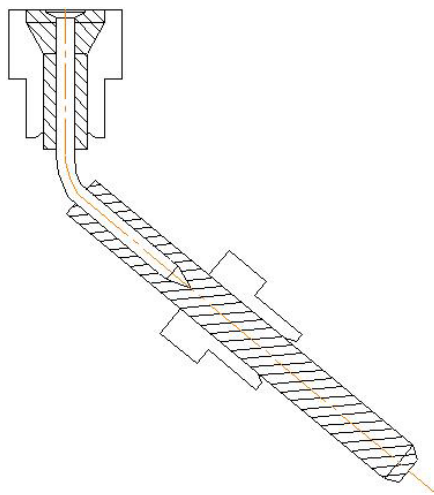


Рисунок 1 – Схема изгиба

После каждого изгиба пруток возвращали в исходное состояние и изгибали в противоположную сторону. После каждого изгиба отрезали образец и измеряли его твердость в пяти точках по поперечному сечению, после чего были построены графики по пяти измерениям и средним значениям твердости каждого образца (рис. 2-3). Оценку механических свойств выполняли по

изменению твердости, так как известно, что предел прочности зависит от твердости и с увеличением твердости предел прочности повышается.

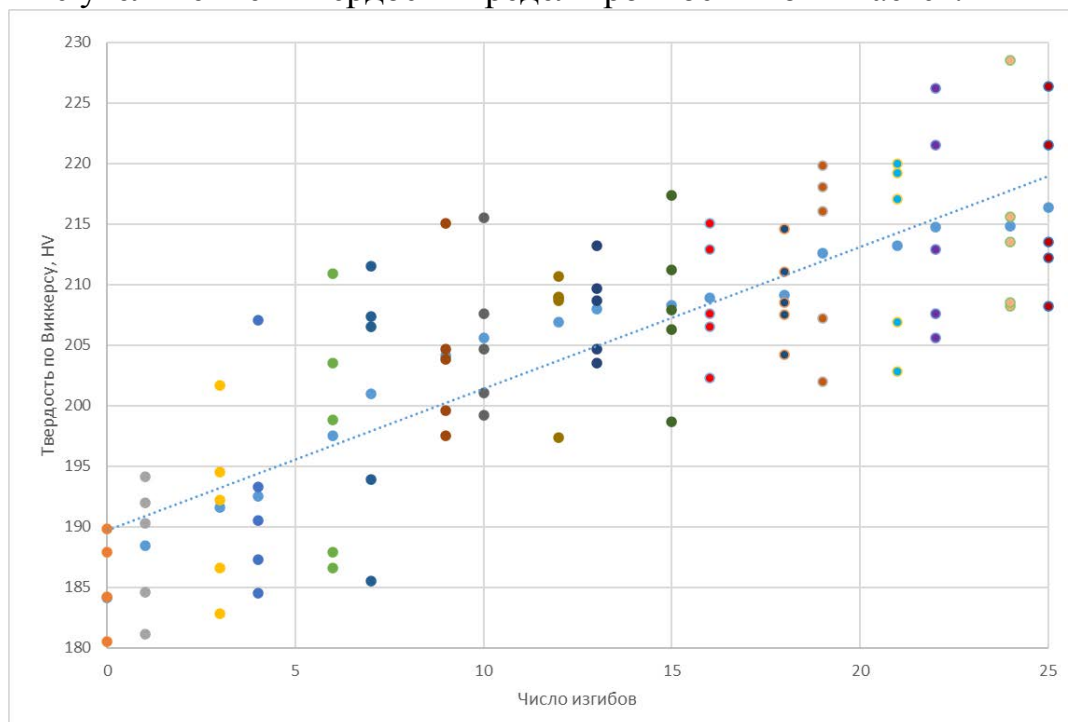


Рисунок 2 – Измерение твердости стали

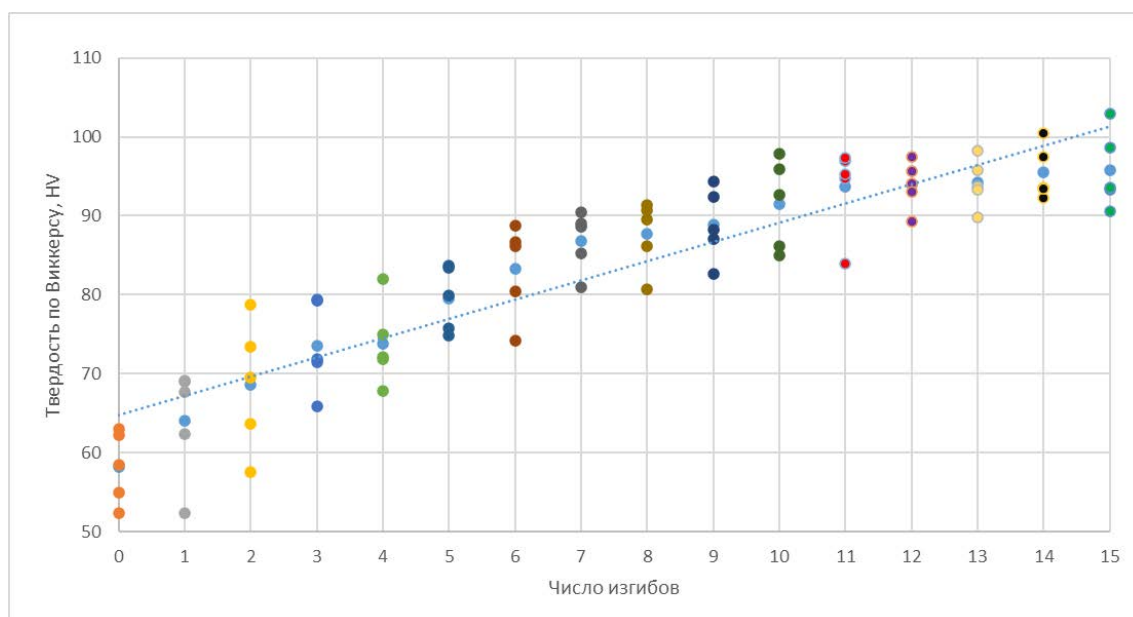


Рисунок 3 – Измерение твердости меди

Установлено, что знакопеременный изгиб приводит к измельчению структуры металла и его наклепу, и увеличению твердости, а соответственно, и предела прочности для стали на 15% и меди на 40%.

Литература:

1. Патент на полезную модель № 186293 Установка для испытания образцов на знакопеременный изгиб. Романцев Б.А., Цюцюра В.Ю., Даненко В.Ф., Алещенко А.С., Бондарь С.М.

ВЛИЯНИЕ НЕРАВНОМЕРНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ СТРУКТУРЫ И ТВЁРДОСТИ ТОНКОСТЕННЫХ СОСУДОВ ИЗ СТАЛИ 50

Медведев В.А., Шаталов Р.Л.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

На сегодняшний день широкое применение в машиностроении нашли круглые тонкостенные сосуды ответственного назначения, изготовленные из недорогих конструкционных углеродистых сталей (колпачки, заглушки, муфты, баллончики и т.д.). Вот почему всё чаще для выпуска больших партий стальных сосудов с тонкой стенкой используют прокатно-прессовые линии ППЛ высокой производительности [1-3].

Технология выпуска на ППЛ машиностроительного предприятия АО НПО Прибор сосудов из стали 50 с стенкой около 3 мм, диаметрами наружным 32 мм и внутренним 2 мм, длиной общей 127 мм и полости 111 мм предусматривает порядок подготовительных работ: раскрой прутков на мерные заготовки диаметром 42 мм, длиной 70 мм; предварительный индукционный нагрев до температуры 1160 °С и выдержка их в печи сопротивления 20 мин; формирование полости в заготовке из стали 50 происходит при прокатке на трёх валковом винтовом стане ППЛ при высадке на вращающуюся оправку, калибровка штамповкой на винтовом прессе усилием 500 кН.

Нестабильные условия терма-деформации при вытяжке и прошивки, а так же теплопередачи от охлаждённого обрабатывающего инструмента приводят к неравномерному распределению температуры по высоте черновых сосудов из стали 50. В таблице 1 приведены замеры температуры у черновых сосудов из стали 50 по высоте после винтовой прокатки на ППЛ

Таблица 1 – Замеры температуры у черновых сосудов из стали 50 по высоте после винтовой прокатки на ППЛ

Температура, °С	Область измерения температуры сосуда, мм					
	донная	40	80	120	160	верхняя
	980	970	950	912	905	900

Результаты замеров температуры после винтовой прокатки на ППЛ указанные в таблице 1 установленные оптическим пирометром СЕМ указывают на неравномерное снижение нагрева у черновых сосудов из стали 50 по высоте: в донной области температура составляет около 980 °С, а в верхней около 900°С. Разница температур нагрева донной и верхней частей чернового сосуда из стали 50 после горячей прокатки на ППЛ составляет около 80 °С, что связано, по-видимому, с неравномерной теплопередачей от охлаждаемого обрабатывающего инструмента.

После предварительной горячей формоизменяющей обработки в трёх

валковом винтовом стане происходит дальнейшая калибровка штамповкой на винтовом прессе усилием 500 кН неравномерно-нагретого металла черновых сосудов. Горячая калибровка штамповкой позволяет убрать отклонения от оси, доводя при этом геометрические размеры тонкостенных сосудов до требуемых в АО НПО Прибор значений. Неравномерная теплопередача от прессового инструмента увеличивает разницу температур по высоте тонкостенных сосудов. В таблице 2 приведены замеры температуры у тонкостенных сосудов из стали 50 по высоте после калибровки штамповкой на винтовом прессе ППЛ.

Таблица 2 – Замеры температуры у тонкостенных сосудов из стали 50 по высоте после калибровки штамповкой на винтовом прессе ППЛ

Температура, °С	Область измерения температуры сосуда, мм					
	донная	40	80	120	160	верхняя
	830	800	770	755	746	740

Результаты замеров температуры после калибровки штамповкой ППЛ указанные в таблице 2 указывают на увеличение неравномерности снижения нагрева у готовых тонкостенных сосудов из стали 50 по высоте: в донной области температура составляет около 830 °С, а в верхней около 740 °С. Разница температур нагрева донной и верхней частей тонкостенного сосуда из стали 50 после калибровки штамповкой на ППЛ составляет около 90 °С, что связано с дополнительной теплопередачей от штампа кольца калибра и пуансона

Анализ неравномерного нагрева тонкостенного сосуда из стали 50 позволил установить неоднородности первоначального состояния фаз перед охлаждением тонкостенных сосудов из стали 50. По диаграмме состояния железо-углерод для стали 50 [4] температура нагрева: однофазной область аустенита более 760 °С (донная и пограничная средняя область), двухфазная аустенита и феррита в интервале 760-727 °С (верхняя область).

Охлаждали неравномерно нагретый тонкостенный сосуд из стали 50 изготовленный на ППЛ в масле И20. Анализировали изменение твёрдости по высоте методом Роквелла алмазной пирамидой с углами граней 120° нагрузкой 100 кг и структуры с помощью оптического микроскопа при увеличении x100. Области контроля изменений твёрдости и структуры соответствовали таблице 2 донная, средняя и верхняя части тонкостенных сосудов из стали 50. На рисунке 1 приведены структуры от охлаждённого в масле тонкостенного сосуда из стали 50 выпущенного на ППЛ.

В таблице 3 приведены результаты замеров твёрдости тонкостенного сосуда из стали 50 выпущенного на ППЛ.

Исходя из приведённых металлографических структур фазовых состояний металла, изображенных на рисунке 1, и результатов замеров твёрдости, указанных в таблице 3, прослеживается прямая зависимость их количественного распределения высоте тонкостенных сосудов из стали 50

изготовленных на ППЛ. В донной области сосуда ферритно-сорбитная фазовая смесь в соотношении 1:3, размер зерна около 6-7 балл, при этом твёрдость максимальная 32 HRC. С увеличением количественного содержания феррита в сорбите средней части тонкостенного сосуда 1:2 и размера зерна 6 балл твёрдость снижается до 28 HRC. При соотношении феррита к сорбиту 1:1 в верхней части тонкостенного сосуда с размером зёрен около 5-6 балл наблюдается минимальная твёрдость около 22 HRC.

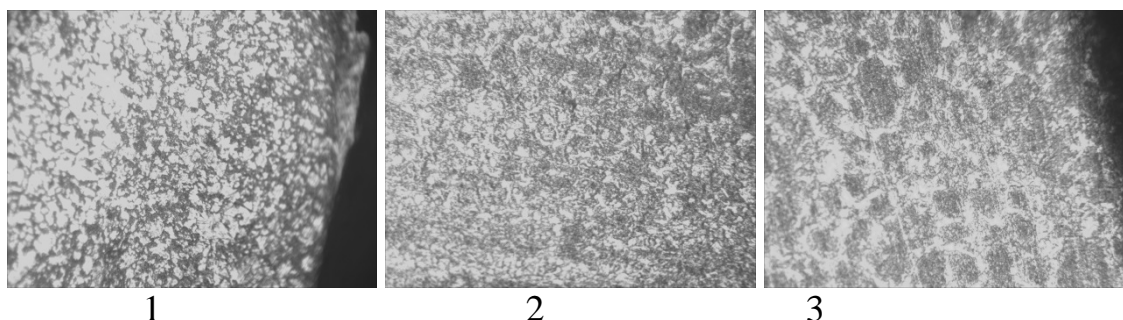


Рисунок 1 - структуры от охлаждённого в масле тонкостенного сосуда из стали 50 выпущенного на ППЛ увеличение x100: 1 – донная, 2 – середина, 3 – верхняя

Таблица 3 – Результаты замеров твёрдости тонкостенного сосуда из стали 50 выпущенного на ППЛ

Твёрдость области тонкостенного сосуда из стали 50, HRC		
донная	средняя	верхняя
32	28	22

Таким образом, в ходе исследования установлены причины неравномерного распределения нагрева по высоте тонкостенных сосудов из стали 50 изготовленных на ППЛ, влияющие на распределение состава фаз феррита и сорбита, роста зерна, а так же твёрдости после закалки.

Литература:

1. Samusev, S.V., Fadeev, V.A. Study of the contact interaction of a strip with work rolls during continuous scelping of welded pipes in a tesa line // *Chernye Metally*. 2020. Vol. 2020. Issue 2. P. 41-46.
2. Galkin S.P., Romantsev B.A., Ta D.X., Gamin, Yu.V. Resource-saving technology for production of round bars from used shaft of rolling railroad stock. *Chernye Metally* (4), pp. 20-27, (2018).
3. R. L. Shatalov, A. E. Shelest and V. A. Medvedev Electromagnetic Device for Nondestructive Control of the Mechanical Properties of Thin-Walled Steel Vessels *Russian Metallurgy (Metally)*, Vol. 2020, No. 3, pp. 259–264.
4. Fomin, A. V., Aleshchenko, A. S., Maslenniko, I. M., Galkin, S. P., & Nikulin, A. N. (2019). Structural and analytical evaluation of the strain intensity and its components during cross-roll piercing at different feed angles. *Metallurgist*, 63(5-6).

ТЕХНОЛОГИЯ ХОЛОДНОЙ ОБЪЕМНОЙ ШТАМПОВКИ ОСЕСИММЕТРИЧНЫХ ДЕТАЛЕЙ САТЕЛЛИТ ДИФФЕРЕНЦИАЛА

Мишин М.И, Аралов А.С, Филиппов Ю.К.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Исследовался процесс штамповки «сателлит дифференциала». При разработке технологического процесса холодной объемной штамповки «сателлит дифференциала» определялись локальные явления, сопровождающие процесс формоизменения, в том числе кинематика течения при формообразовании детали с конусом. Приводятся данные и результаты исследования техпроцесса при моделировании и производственной штамповке.

При разработке технологии холодной объемной штамповки руководствуются целым рядом соображений: обеспечением минимальной трудоемкости, минимального расхода металла, простоты конструкции штампов и др. Однако, основными требованиями к процессу являются возможность получения деталей без разрушения и приемлемые нагрузки на штамп.

На действующем производстве деталь «сателлит дифференциала» получается методом горячей штамповки.

Цель данного исследования является исследование зависимости между деформацией металла и интенсивностью напряжений при пластическом формообразовании детали. Определить энергосиловые характеристики при холодной объемной штамповке детали «сателлит дифференциала» для автомобиля. Определить возможность получения деталей без разрушения и приемлемые нагрузки на штамп при формообразовании детали на многопозиционном прессе автомате. Моделирования процесса холодной объемной штамповки детали «сателлит дифференциала» в программном комплексе QForm-3D. Разработка технологического процесса ХОШ детали «дорожный резец» и подготовка к внедрению в производство.

Чертеж детали "сателлит дифференциала", являющийся деталью с конусом (рис. 1). Деталь "сателлит дифференциала" может быть отнесена к деталям с конической частью [1].

Материал детали - по ГОСТ 10702-78, ГОСТ 7417-75, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78 сталь 19ХГН, обладающая средней пластичностью и сравнительно высоким сопротивлением деформации при обработке давлением в холодном состоянии [1].

В настоящее время можно исследовать технологические процессы объемной штамповки численным методом QFORM (Россия), позволяющими оценивать физико-механическое состояние деформируемого металла в каждой точке очага деформации. В данной работе показана возможность выбора оптимальной технологии процесса штамповки детали с конической частью (рис. 1) в условиях холодной деформации с использованием систем конечно-элементного моделирования QForm-3D. Задача сводится к отысканию таких

значений деформации и кинематики течения металла при которой осуществляется наиболее благоприятное формообразование (рис. 1г), при которых работа деформирования будет наименьшей.

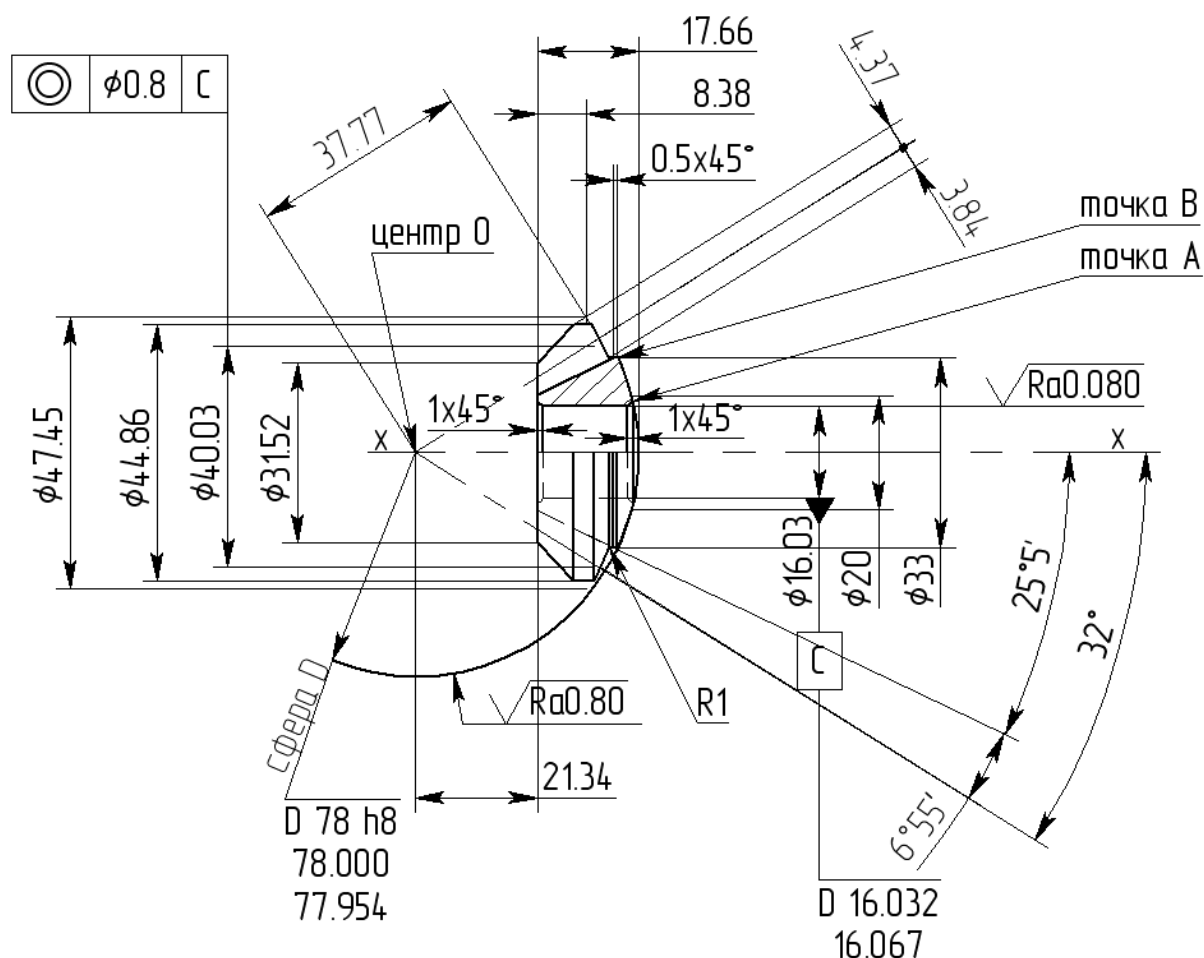


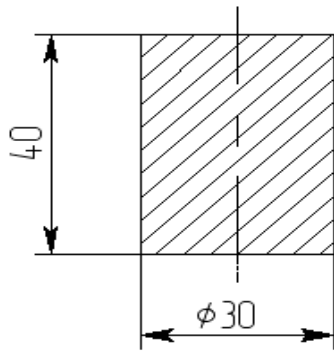
Рисунок 1 - Чертеж детали «сателлит дифференциала»

Технологические операции холодной объемной штамповки детали "сателлит дифференциала" на прессе модели КБ0040 показаны на рис. 2.

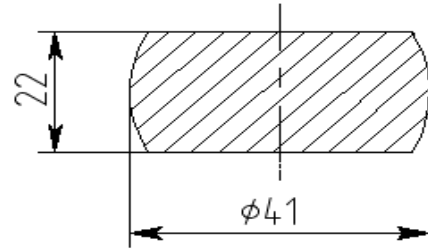
Для согласования размеров и энергосиловых параметров технологического процесса ХОШ было проведено компьютерное моделирование переходов пластического деформирования методом конечных элементов.

Моделирование выдавливания по переходам штамповки выполняется с целью получения рекомендаций по выбору оптимальных условий проведения этих процессов. Под оптимальными условиями следует понимать такие условия деформирования, в результате которого могут быть получены образцы или заготовки без дефектов с необходимым качеством формы детали (согласно чертежу детали). К дефектам, возникающим при выдавливании, может быть отнесен отход и утонение материала от стенок в верхней части заготовки при выдавливании в конус.

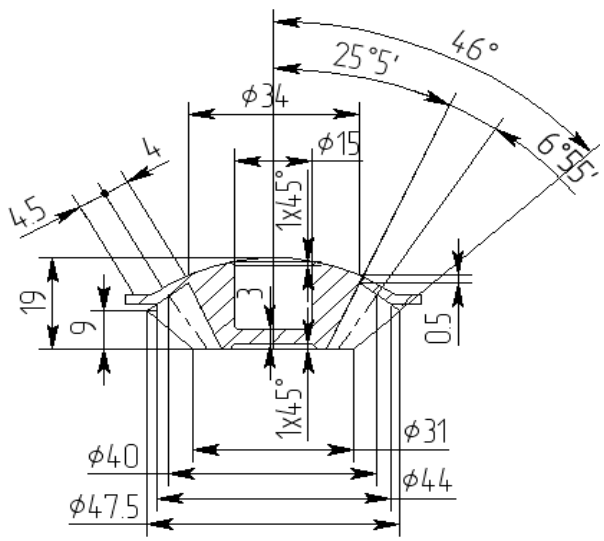
Отрезка заготовки



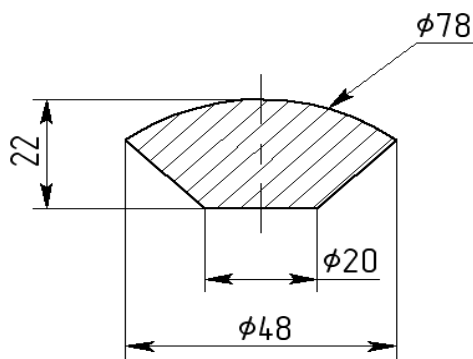
Осадка



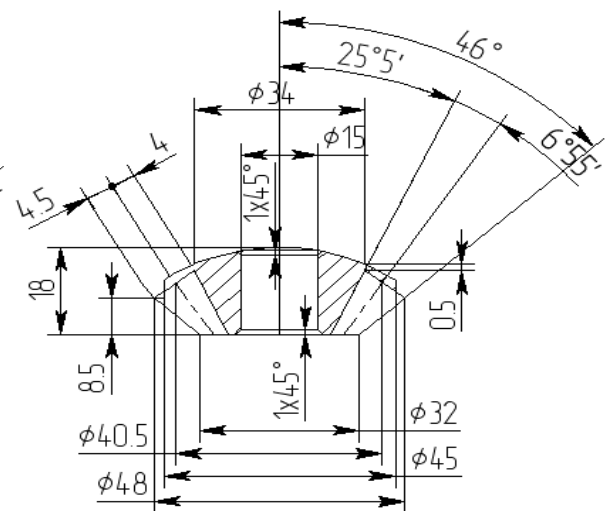
Штамповка



Формовка



Калибровка



Продливка отверстия
Обрезка заусенца

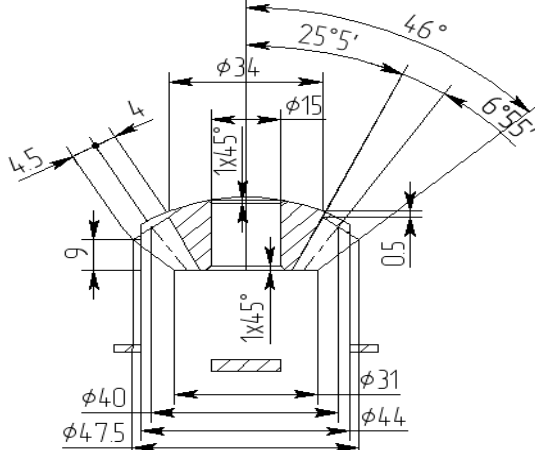


Рисунок 2 - Технологический процесс ХОШ детали «сателлит дифференциала»

Основными задачами численного исследования комбинированного выдавливания в коническом инструменте являются:

- 1) исследование влияния размеров исходного образца на течение металла при выдавливании в конический инструмент с различной геометрией;
- 2) исследование влияния геометрии пуансона и матрицы на течение металла при комбинированном выдавливании.

Численное исследование процесса комбинированного выдавливания выполнены в конечно-элементной системе QFORM-3D (рис. 3, 4).

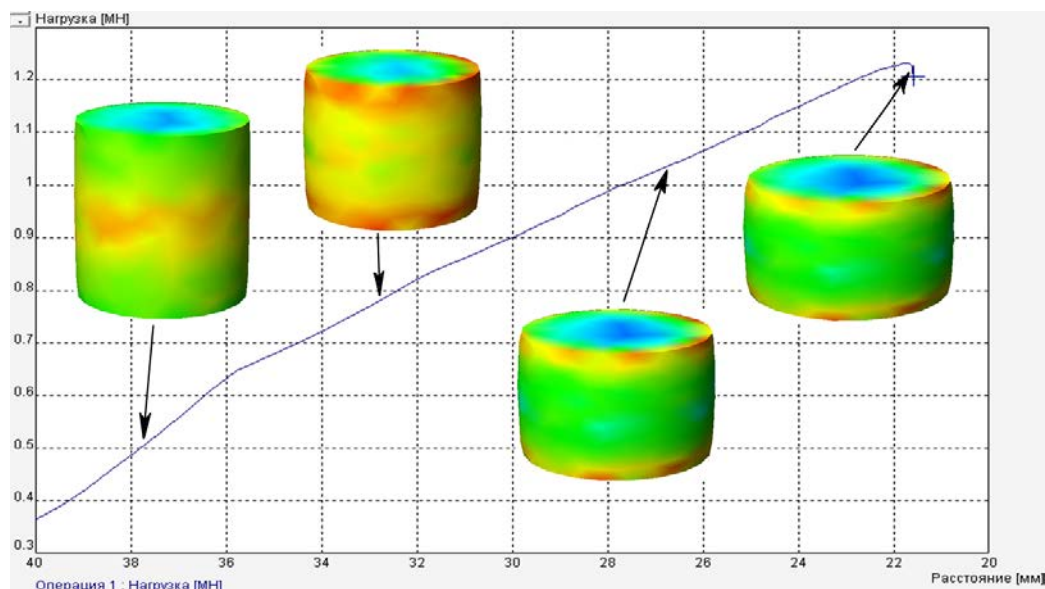


Рисунок 3 - Первая позиция. Осадка. $P = 123000$ (кгс) = 123 (тс)

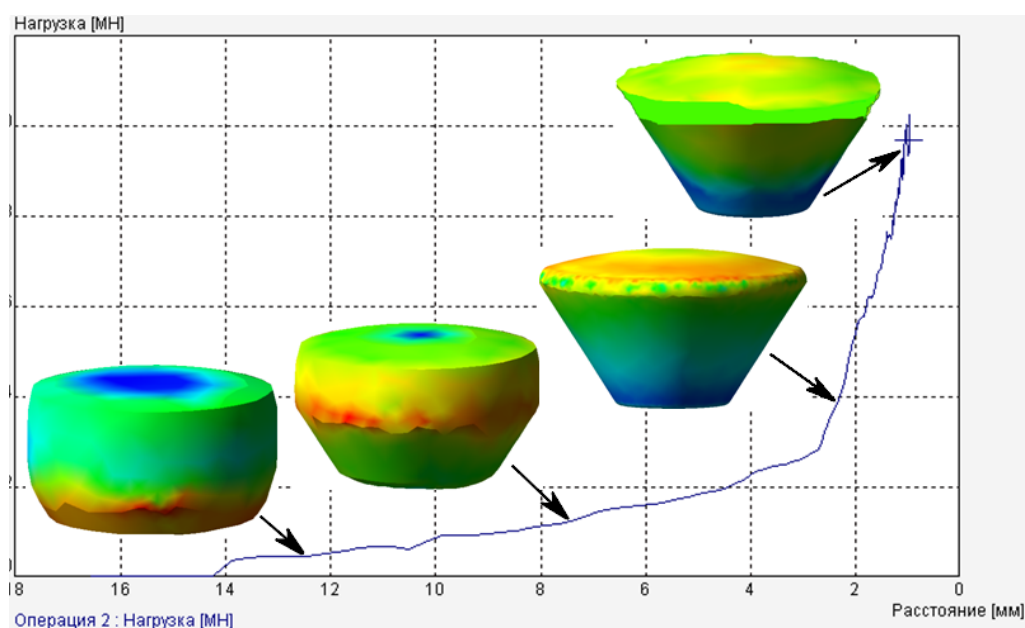


Рисунок 4 - Вторая позиция. Формовка. $P = 310000$ (кгс) = 310 (тс)

Штампы для холодного выдавливания работают в тяжелых условиях, испытывая большие нагрузки от высоких удельных усилий, значительных сил трения металла об инструмент, температурных изменений при формообразовании. Для обеспечения стабильности технологического процесса, изготовления заданного качества деталей и экономического обоснования стойкости инструмента штамповая оснастка должна удовлетворять следующим основным требованиям:

- жесткость и прочность;
- технологичность формы и размеров деталей штампа;
- унификация деталей и надёжное крепление их в штампе;
- возможность лёгкой и быстрой смены изношенных деталей;
- надёжное и прочное центрирование рабочих частей штампа;
- простота и надёжность работы устройств для загрузки заготовок и удаления деталей из штампов;
- возможность механизации и автоматизации транспортных операций;
- возможность подачи технологической смазки и охлаждения штампов;
- безопасность работ на штампе.

Выбор конструкции штампа зависит от формы, величины и точности размеров детали, сортамента и материала исходной заготовки, объёма выпуска и типа применяемого оборудования.

Разработанные двухпозиционный (рис. 5) и однопозиционный (рис. 6) штампы целесообразно применять для изготовления детали «сателлит дифференциала», методом холодной объёмной штамповки, за 4 перехода.

Опыт эксплуатации штамповой оснастки для холодной объёмной штамповки показывает, что минимальная толщина плит должна быть 70-75 мм. В некоторых случаях толщину плит определяют расчётом на изгиб. Аналогичным образом проверяют различные прокладки. Согласно общему правилу опорные прокладки под пуансоном должны иметь толщину 20-30 мм, при удельных усилиях штамповки 180-200 кгс/мм, а при 200-230 кгс/мм² – 30-40 мм. Размеры направляющих колон и втулок зависят от габаритных размеров плит. У многопозиционных штампов, имеющих длинные плиты, колонки значительно мощней, чем у однопозиционных. Диаметр колонок у большинства однопозиционных штампов находятся в пределах 70-75 мм.

Таким образом, для формообразования фланца детали "сателлит дифференциала" необходимо применить высадку.

Технологические переходы холодной объёмной штамповки детали

"сателлит дифференциала" осуществляются на прессе автомате модели КБ0040 силой 10000 кН.

Ранее деталь изготавливали горячей объёмной штамповкой из прутка Ø40 мм.

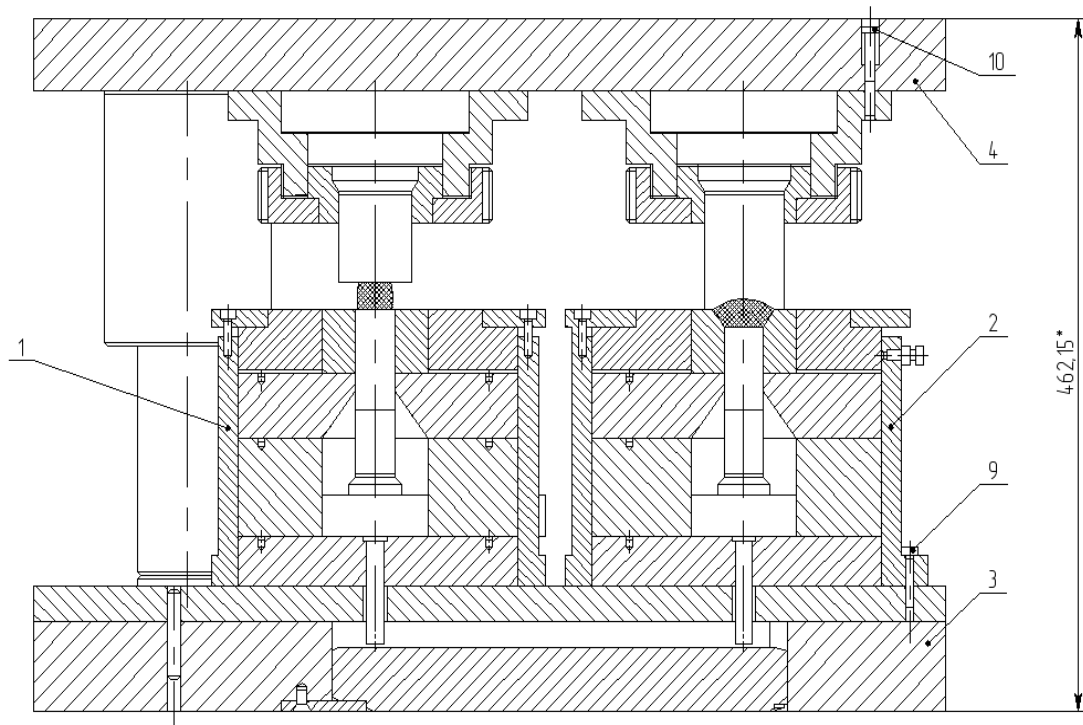


Рисунок 5 - Двухпозиционный штамп

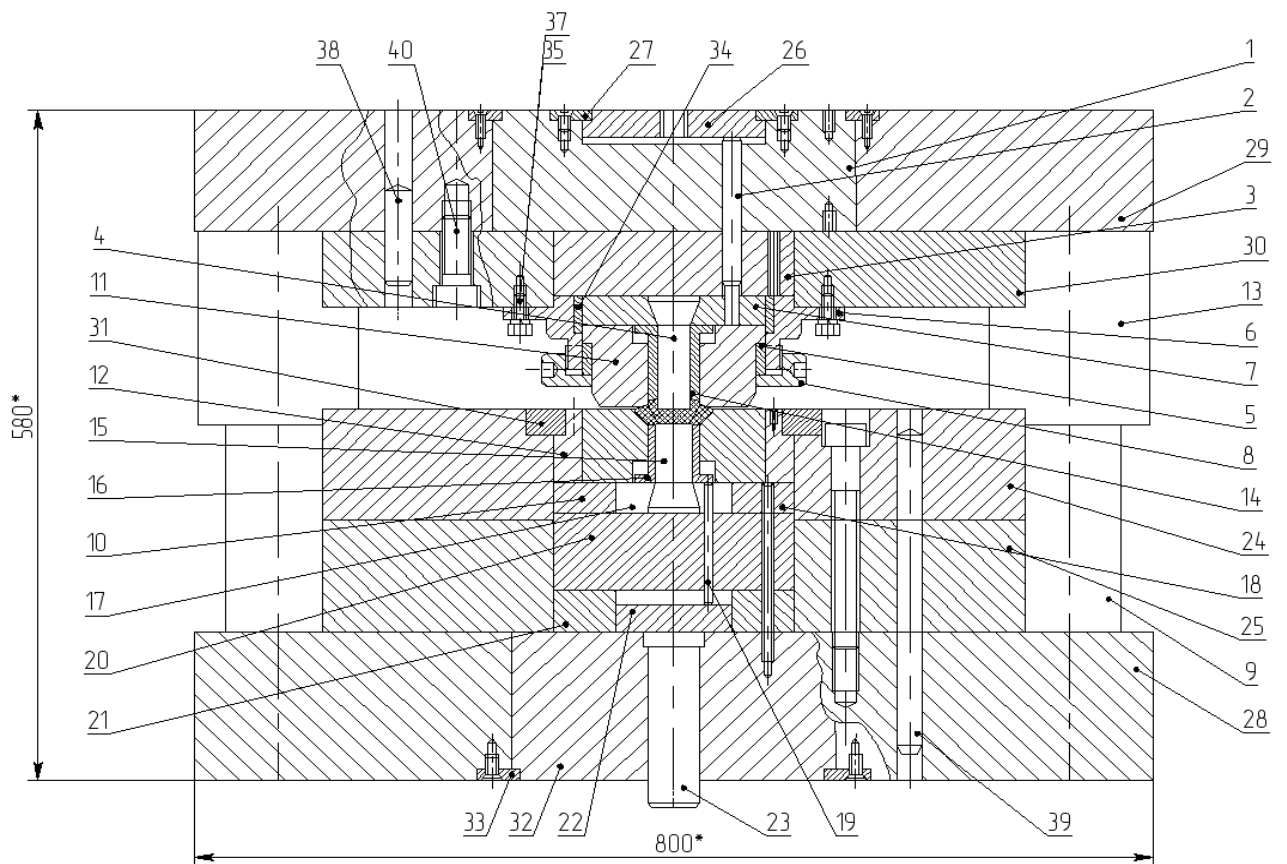


Рисунок 6 - Однопозиционный штамп

Технико-экономические показатели процесса холодной объемной
штамповки детали "сателлит дифференциала"

Показатель	Старый техпроцесс	Новый техпроцесс
Норма расхода металла кг	0,88	0,58
Производительность шт/час	24	2000
Трудоемкость мин	2,5	0,03
Себестоимость (руб):	8,5	28

По сравнению со старым процессом изготовления, норма расхода металла стала меньше в 1,6 раза, трудоемкость уменьшилась в 40 раз.

Выводы:

1. Разработан технологический процесс штамповки детали «сателлит дифференциала» для автомобиля семейства ВАЗ методом холодного выдавливания.
2. Выбрано оборудование для осуществления процесса холодной объёмной штамповки детали «сателлит дифференциала».

Литература:

1. Ковка и штамповка. Т.3. Холодная объемная штамповка. Спр. под ред. Г.А.Навроцкого. М.: Машиностроение, 1987, 384 с.
2. Филиппов Ю.К. Калпина Н.Ю. Влияние упрочнения металла при оценке его деформируемости. "Пути совершенствования экологического обеспечения работы автомобильного транспорта". Сб. Винница. 1990, С. 44-46.
3. Колмогоров В. Л. Пластичность и разрушение. М.: Металлургия, 1977. 336 с.
4. Филиппов Ю. К., Калпина Н. Ю. Выбор рациональной технологии при холодной объемной штамповке осесимметричных деталей с фланцем переменной толщины // Исследования в области теории, технологии и оборудования штамповочного производства. Сб. науч. тр.- Тула: ТулГУ, 1998. С. 49-55.
5. Автоматизированная система QForm для расчета формоизменения в процессе штамповки на основе метода конечных элементов. /Г.Я. Гун, Н.В. Биба, О.Б. Садыхов, С.А. Стебунов, А.И. Лишний, Кузнечно-штамповочноепр-во, 1992, No 9-10, с.4-7.
6. Yu.K. FILIPPOV, Yu.G. KALPIN, A.V. RAGULIN. A. ZAICEV, Yu. N ANFIMOV, Developing of technological process for the cold forging of thin-walled bushes with regard of plastic properties. 46thICFGPlenaryMeeting 2013 15th - 18thSeptemberParis, France.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ КОНЦОВ РАСКАТА ПРИ ПРОКАТКЕ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ

Рассамаха Т.О., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

При прокатке толстых листов, точность размеров готового листа в плане в значительной степени определяется формоизменением слябов в вертикальной клетке толстолистного стана. Качественная картина формоизменения полосы достаточно хорошо изучена [1, 2], однако в количественном отношении процесс исследован недостаточно, что не позволяет управлять рациональным формоизменением раската, в системе вертикальная-горизонтальная клеть.

Исследования проведены на свинцовых образцах, моделирующих в масштабе 1:10 слябы, запроектированные для стана 3600. Прокатка осуществлена на лабораторном стане с вертикальными валками $D_B=100$ мм и горизонтальными валками $D_{гор}=120$ мм.

Утяжку концов определяли как разность ширины в средней части по длине ($b_{ц}$) и ширины на концах раската ($b_{п}$ и $b_{з}$)

$$\Delta_{\delta}=b_{ц}-b_{п}; \Delta_{\delta}=b_{ц}-b_{з}; \quad (1)$$

$$\text{или } \Delta_{п}=\frac{b_{п}-b_{ц}}{b_{ц}} \cdot 100\%; \Delta_{з}=\frac{b_{з}-b_{ц}}{b_{п}} \cdot 100\% \quad (2)$$

Для изучения влияния суммарного обжатия и дробности деформации при прокатке в вертикальных валках на утяжку концов раската прокатно шесть образцов. Размеры образцов и результаты прокатки представлены в табл. 1.

Таблица 1- Параметры прокатки свинцовых образцов в вертикальных валках

№ образца	Н, мм	В, мм	В/Н	Кол-во пропусков	Е, %	$\Delta_{п}, \%$	$\Delta_{з}, \%$	$l_{п},$ мм	$l_{з},$ мм
1	55	117	2,13	9	3,6	0,97	0,10	88,0	63,0
2	55	117	2,13	5	13,6	1,26	0,00	78,0	64,0
3	30	105	3,5	6	8,2	1,20	0,30	61,0	52,5
4	30	105	3,5	4	7,8	1,85	0,7	54,4	44,5
5	30	105	3,5	3	8,4	2,20	0,83	55,0	46,0
6	30	126	4,2	1	2,2	1,60	0,10		

Как видно из таблицы, величина утяжки концов сляба не зависит от суммарного обжатия в вертикальных валках, а определяется величиной обжатия в последнем пропуске (рис.1). Это справедливо при условии, что величина разового обжатия в последнем пропуске больше величины утяжки концов в предыдущем, поэтому дробность деформации не оказывает влияния на утяжку концов раската.

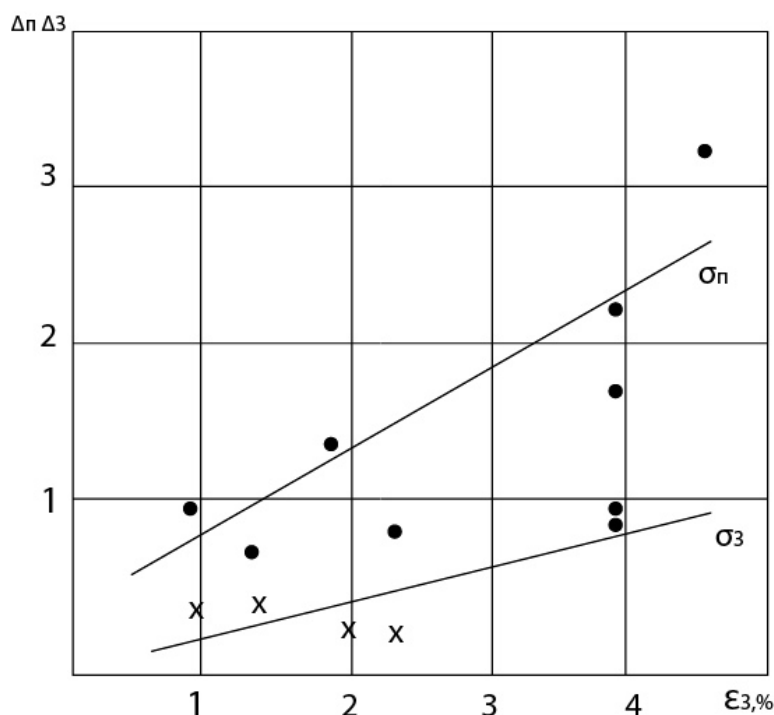


Рисунок 1 - График зависимости утяжки переднего (Δ_p) и заднего (Δ_z) концов раската от величины обжатия (ϵ_v) вертикальными валками при $V/H=3,5$

Сужение переднего конца значительно больше сужения заднего. Это объясняется тем, что при прокатке в вертикальных валках наличие неполных внешних зон приводит к особенностям распределения пластической деформации на заднем и переднем концах.

Пока длина переднего конца не достигла длины, чтобы стать жесткой внешней зоной (меньше длины фактического очага деформации). Деформация осаживания распространяется и на неполную внешнюю зону, которая продолжает деформироваться после выхода из валков (передний конец) или начинает деформироваться до входа в валки (задний конец). Это приводит к высотной усадке (усадке ширины) переднего конца сляба.

Деформация заднего конца полосы (сляба) как неполной внешней зоны предшествует основной деформации этой зоны, а последующая зона в валках сглаживает эту особенность. Поэтому дополнительной деформации заднего конца сляба по этой причине практически не наблюдается.

Вторым фактором, оказывающим значительное влияние на формоизменение полосы, является приконтактное уширение в вертикальных валках, которое распределяется неравномерно по длине и ширине полосы. На переднем и заднем концах приконтактное уширение не наблюдается (отсутствует «жесткий» конец), а развивается на некотором расстоянии от концов полосы. Неравномерное распределение приконтактного уширения по длине полосы после вертикальных валков приводит к дополнительному сужению концов полосы после прокатки в горизонтальных валках.

Таким образом, с ростом числа пропусков (суммарного обжатия) в вертикальных валках происходит как бы накопление скрытой (неучтенной)

утяжки концов сляба, которое проявится при прокатке в горизонтальных валках. Для исследования этой дополнительной утяжки произвели проглаживающий пропуск недокатов (снятие местного уширения), полученных в горизонтальных валках. Размеры образцов, характеризующие форму полосы, приведены в табл. 2.

Таблица 2 - Размеры недокатов после «проглаживающего» пропуса в горизонтальных валках

№ образца	$\Sigma\Delta h, \text{мм}$	Результаты замеров, мм				
		L_{max}	$L_{\text{ц}}$	b_3	$b_{\text{п}}$	b_3
1	14,7	199	173	116,0	103,0	105,0
2	17,6	201	173	108,0	100,2	100,1
3	8,0	210	189	102,3	97,7	97,8
4	8,1	182	167	101,3	96,5	97,0
5	8,8	185	169	103,0	98,5	99,0
6	2,8	188	180	124,1	120,2	121,8

Построены кривые зависимости утяжки концов полосы ($\delta_k = b_{\text{ц}} = b_{\text{п}}$) и неравномерной вытяжки по длине ($\Delta L = L_{\text{max}} - L_{\text{ц}}$) от суммарного обжатия в вертикальных валках после проглаживающего пропуса в горизонтальных (рис. 2).

Из рис. 2 следует, что с накоплением суммарного обжатия в вертикальных валках происходит интенсивный рост утяжки концов полосы и длины при дальнейшем «проглаживании» в горизонтальных валках. Значительный разброс точек на графике может быть объяснен влиянием ширины полосы (отношения b/h) и толщины (h).

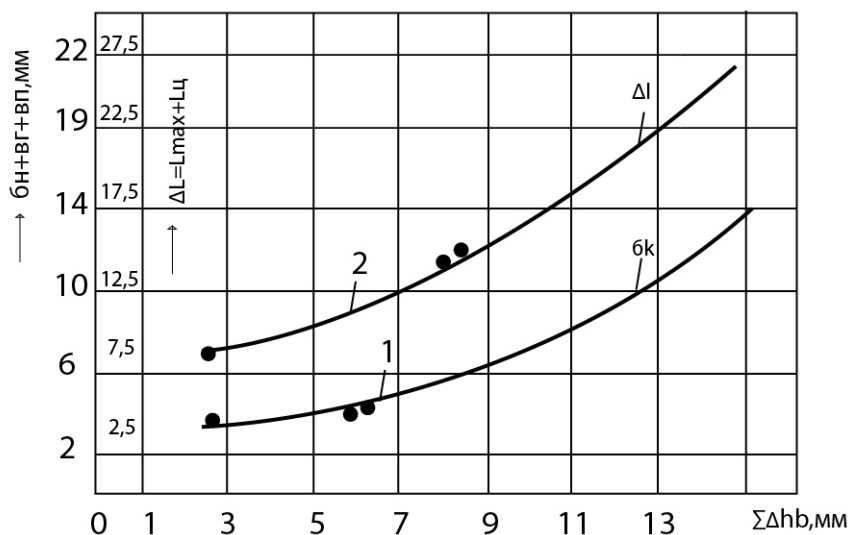


Рисунок 2 - График зависимостей утяжки переднего конца и длины полосы от суммарного обжатия в вертикальных валках после «проглаживающего» пропуса в горизонталь

Таким образом, на основании анализа экспериментальных данных можно сделать следующие выводы:

1. На основании экспериментальных данных получены зависимости утяжки концов полосы и длины внешних зон от величины обжатия в вертикальных валках, в том числе после проглаживающего пропуска в горизонтальных валках.

2. Полученные зависимости могут быть использованы при проектировании схем и режимов обжатия при прокатке в системе горизонтальные- вертикальные валки, обеспечивающие рациональную форму листа.

Литература:

1. Коновалов, Ю.В. Справочник прокатчика: в 2-х книгах Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю.В. Коновалов. – М: Теплотехник, 2008.– 640 с.

2. Бровман, М. Я. Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М.Я. Бровман, Б.Ю. Зеличенко, А.И. Герцев. - М.: Металлургия, 1969. – 256 с.

ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ПОЛОС ПРИ ПРОКАТКЕ «НА УГОЛ»

Рожин А.А., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Одним из методов регулирования ширины прокатываемой полосы на реверсивных толстолистовых станах является задача сляба в валки под углом. Однако недостаточно рассмотрен процесс регулирования разнотолщинности полос при прокатке «на угол».

При прокатке слябов «на угол» прокатная клетка плавно нагружается, по мере входа металла в валки достигая наибольшего значения, при максимальной ширине, затем по мере выхода из клетки и идет плавное уменьшение нагрузки (рис. 1 – осциллограммы записи силовых параметров прокатки).

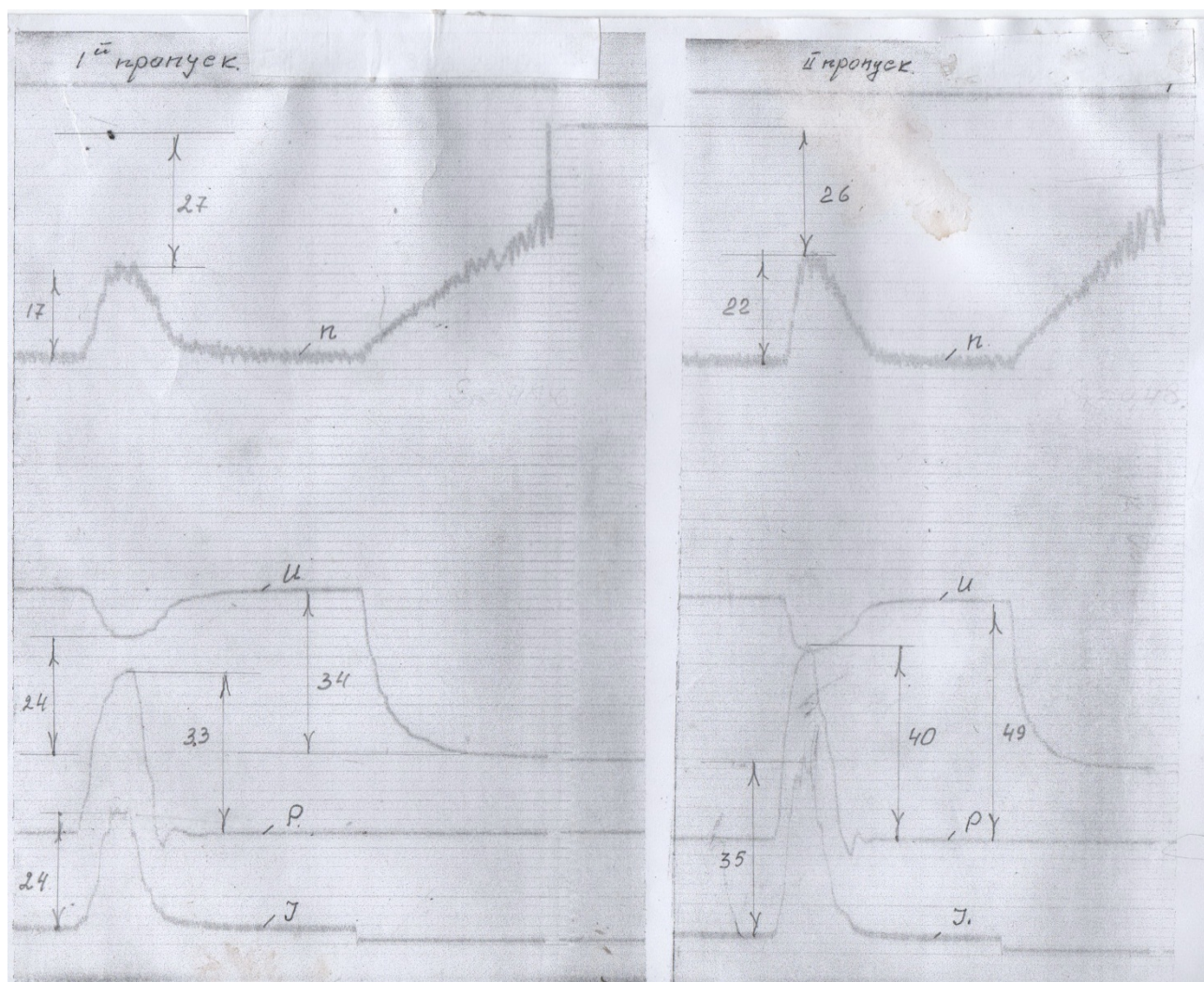


Рисунок 1 - Осциллограммы записи силовых параметров прокатки

Прокатку свинцовых образцов производили на станах 100, 250 под углами

задачи в клеть 20° , 40° , 60° . (рис. 2).

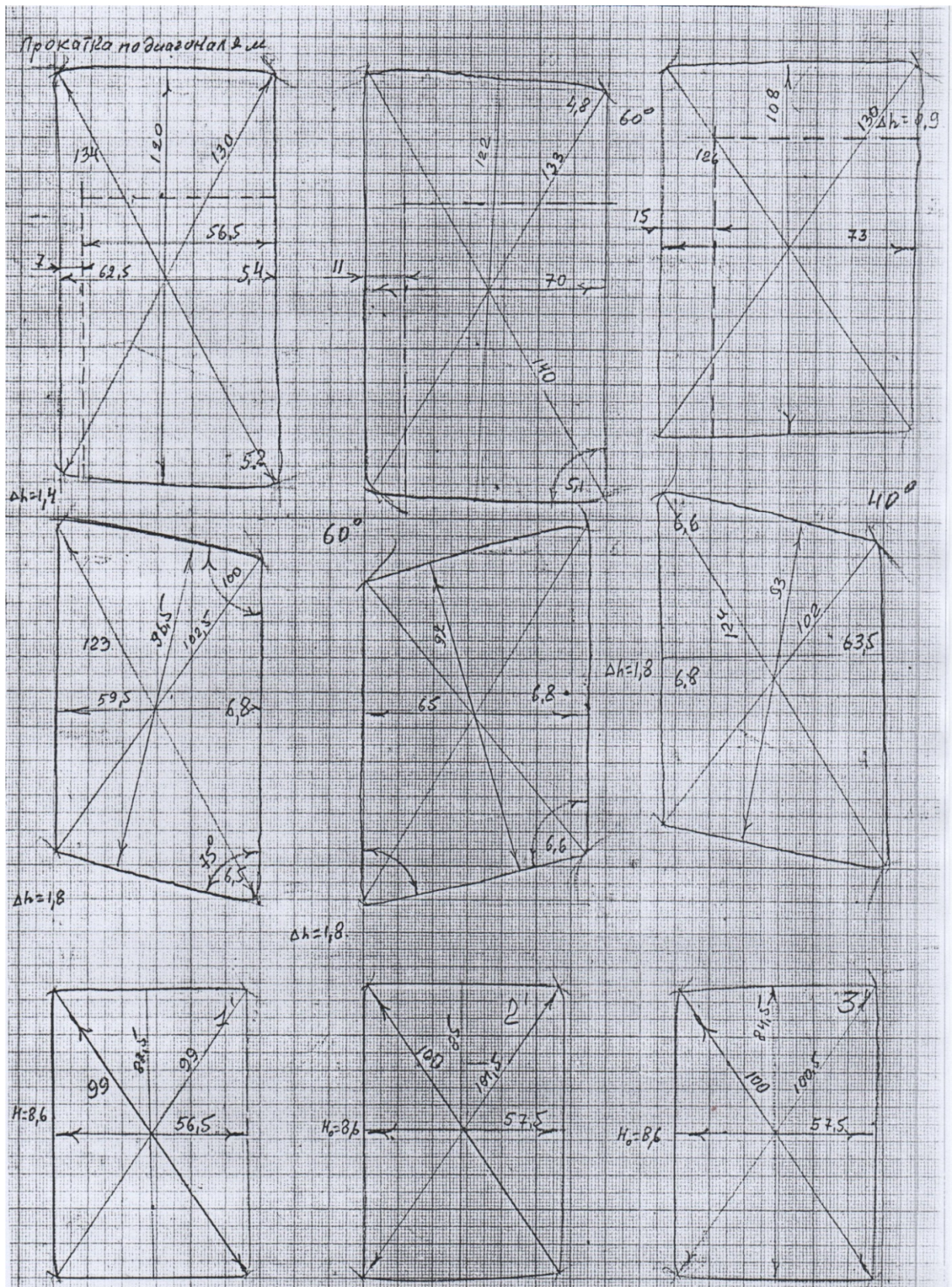


Рисунок 2 - Прокатка полос на стане 250
Неравномерная деформация прокатной клетки приводит к увеличению

разнотолщинности полос. Средняя часть полосы, где наибольшая ширина имеет и наибольшую толщину по сравнению с передней частью и выходящей из валков. В лабораторных условиях для определения изменения силы прокатки и разнотолщинности полос были прокатаны свинцовые полосы. При проведении исследований произвели измерение и регистрацию:

- чистоты вращения валков;
- силы прокатки;
- геометрических размеров полос.

Толщину прокатываемой полосы определяли величиной межвалкового зазора в ненагруженном состоянии S_0 и силой прокатки P в пропуске:

$$h = S_0 + \frac{P}{C_k}. \quad (1)$$

Коэффициент упругой деформации прокатной клетки лабораторного стана $C_k = 45,8$ кН/мм.

Максимальная величина силы прокатки и упругая деформация при прокатке опытных образцов изменилась в пределах: $P = 16 - 30$ кН, $\delta = 0,1 - 0,3$ мм.

При нагружении прокатной клетки заметна просадка скорости двигателя, что также сказывается на разнотолщинность образцов.

Реализация метода регулирования разнотолщинности полос может быть реализована на толстолистовых станах оснащенных системами САРТ-СА. (Система автоматического регулирования толщины методом асимметричной прокатки).

Эксперимент на лабораторном стане показал, что по мере задачи полосы под углами 20° , 40° , 60° приводит к изменению разнотолщинности полос при прокатке на угол.

Регулирования разнотолщинности полос может быть реализована на станах 3000 и 3600, при применении локальной системы САРТ-СА, имеющийся на стане 3600.

Литература:

1. Горелик В.С., Исследование силовых параметров асимметричной прокатки толстолистовой стали/ В.С. Горелик, А.П. Митьев, Э.А. Орнатский, Разработка и внедрение АСУ в прокатном производстве: тез.докл. Всесоюзн. научн. – техн. конф. Киев, 1983г. – М: ЦНИИТЗИ приборостроение, 1983. – с. 17.

2. Агеев Л. М., Экспериментальное исследование процесса прокатки с рассогласованием скоростей валков/ Л. М., Агеев, Ю. Т. Батин, В. П. Польский// Теория и технология прокатки: сб. научн. тр., ИПИ, УПИ, МГМИ, № 196. Челябинск. ЧПИ, 1978. – с. 30-36.

АДАПТАЦИЯ МЕТОДА КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ПРОЦЕССУ ФОРМОВКИ ПОЛУЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ СВАРНЫХ ТРУБ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

Саксон А.В., Яковченко А.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Сварные двухшовные трубы в условиях Харцызский трубный завод ЗАО «Внешторгсервис», филиал №5 (ХТЗ) изготавливают из двух полуцилиндрических заготовок, формовка которых организована на семиклетьевом непрерывном валково-роликовом стане $\varnothing 1220 - 1420$ мм [1].

Совершенствование технологии формовки полуцилиндрических заготовок и метода расчёта калибровок, обеспечивающих стабильность размеров, являются актуальными задачами [2].

В условиях ХТЗ широко используется двухрадиусная калибровка, в соответствии с которой периферийные участки полосы во всех калибрах имеют радиус, равный радиусу готовой трубы, у центрального участка радиус больше, чем у периферийного, и он постепенно уменьшается от клетки к клетке. Заводская калибровка предусматривает один знакопеременный изгиб полосы, который обеспечивает некоторое разупрочнение металла.

В работе поставлена задача по обеспечению более полной компенсации упрочнения металла, имеющего место в процессе гибки, реализуемой как последовательность деформаций полосы одного знака. Предложено выполнять формовку полуцилиндрических заготовок с учетом трёх знакопеременных изгибов на базе известного технического решения [3].

Для практической реализации этой технологии уже в 1-ой клетки предусмотрены как подгибка периферийных участков полосы по радиусу готовой трубы, так и изгиб её центральной части. Затем во 2-ой – 3-й клетях в процессе последовательных деформаций одного знака выполняют изгиб центральной части полосы с постепенным уменьшением радиуса её изгиба. Разгиб полосы осуществляют в два этапа (в 4-ой и 6-ой клетях), между которыми выполняют деформацию обратного знака (в 5-ой клетки). Соппротивление металла пластической деформации после каждого изменения знака деформации уменьшается вследствие эффекта Баушингера.

Усовершенствован метод расчёта калибров (определения радиусов и углов изгиба центрального и периферийных участков полосы), обеспечивающих на первом этапе формовки листа (в 1-ой – 3-й клетки) равномерное упрочнение металла в каждом пропуске, и калибров (в 4-ой и 5-ой клетях), в которых выполняются знакопеременные изгибы.

Для производства труб диаметром 1420 мм с толщиной стенки 42 мм (из стали категория прочности X80) усовершенствована калибровка для формовки на семиклетьевом стане ХТЗ полуцилиндрических трубных заготовок, обеспе-

чивающая стабильность их размеров на основе технологии [3] (рис.1).

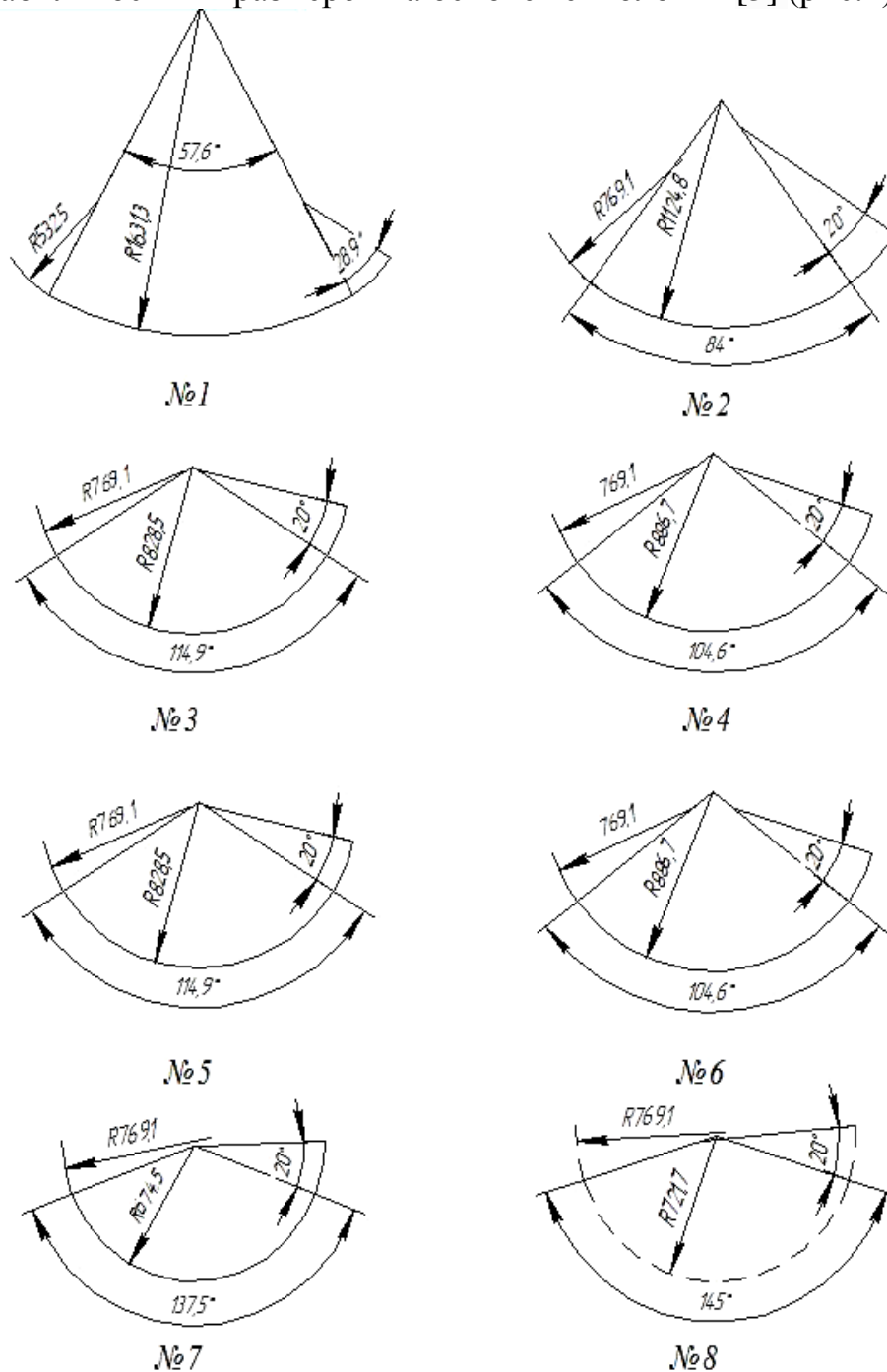
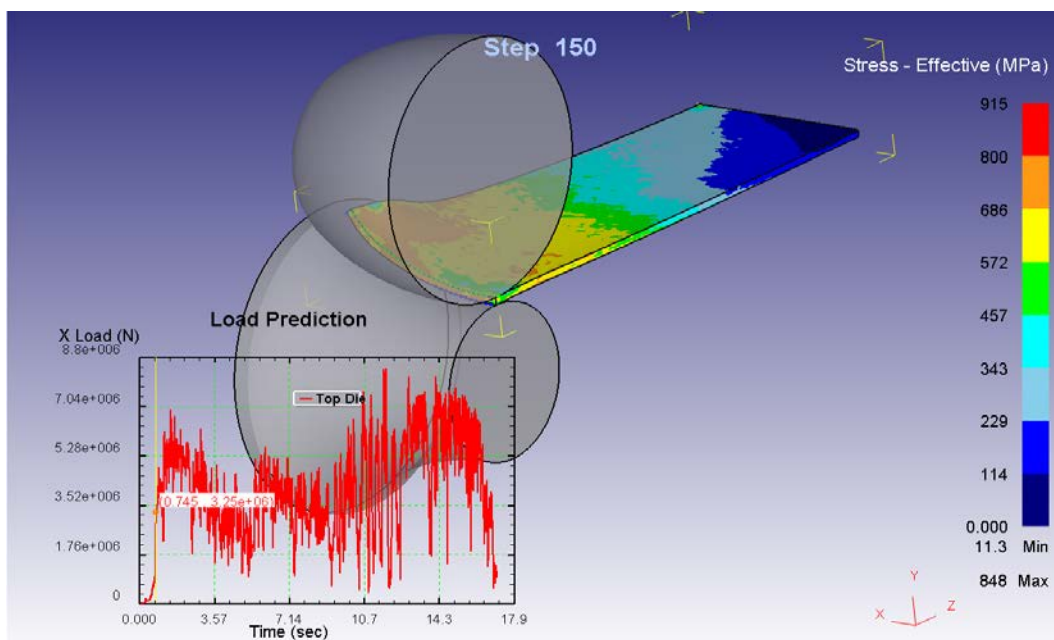


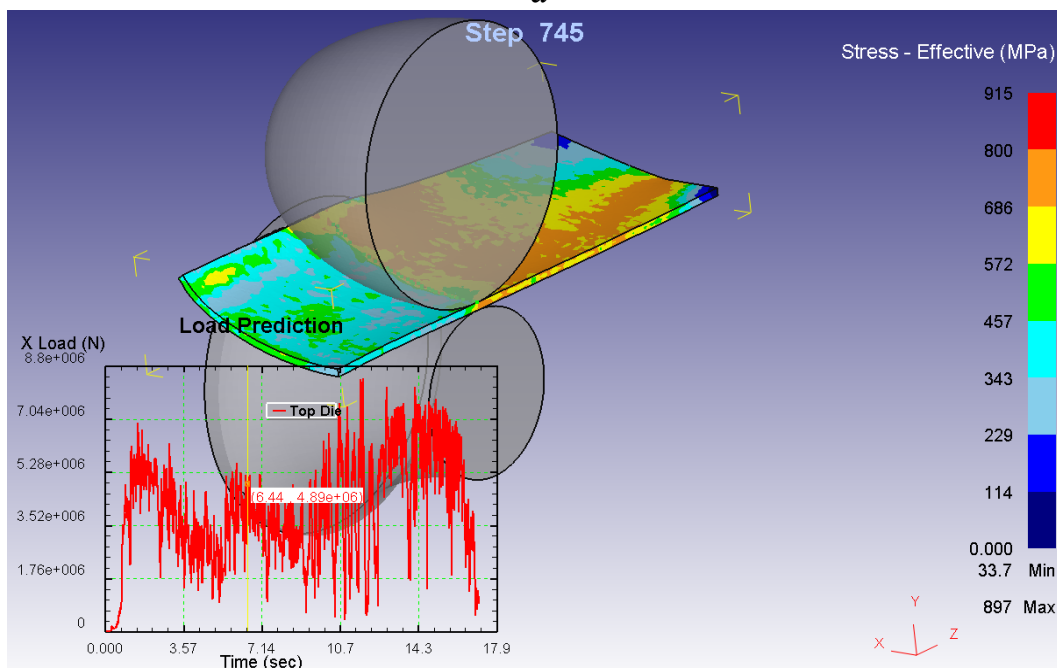
Рисунок 1 – Усовершенствованная калибровка для формовки полуцилиндрических заготовок для труб диаметром 1420 мм с толщиной стенки 42 мм: 1 – подгибка периферийных участков полосы по радиусу готовой трубы и изгиб её центральной части в 1-ой клетке; 2, 3, 4 – изгиб центрального участка полосы в 2-ой – 4-ой клетях; 5 – разгиб центрального участка полосы в 5-ой клетке (1-я знакопеременная деформация); 6 – изгиб центрального участка полосы в 6-ой клетке (2-я знакопеременная деформация); 7 – разгиб центрального участка полосы в 7-ой клетке (3-я знакопеременная деформация); 8 – готовая полуцилиндрическая трубная заготовка

Целью данной работы является адаптация метода конечно-элементного моделирования применительно к процессу формовки полуцилиндрических заготовок для сварных труб большого диаметра на семиклетьевом формовочном стане. Анализ процесса напряжённо-деформируемого состояния металла при его гибке на семиклетьевом формовочном стане был реализован с использованием метода конечных элементов в системе DEFORM 3D.

Визуализация конечно-элементного моделирования процесса гибки полосы в первом пропуске на семиклетьевом формовочном стане представлена на рисунке 2.

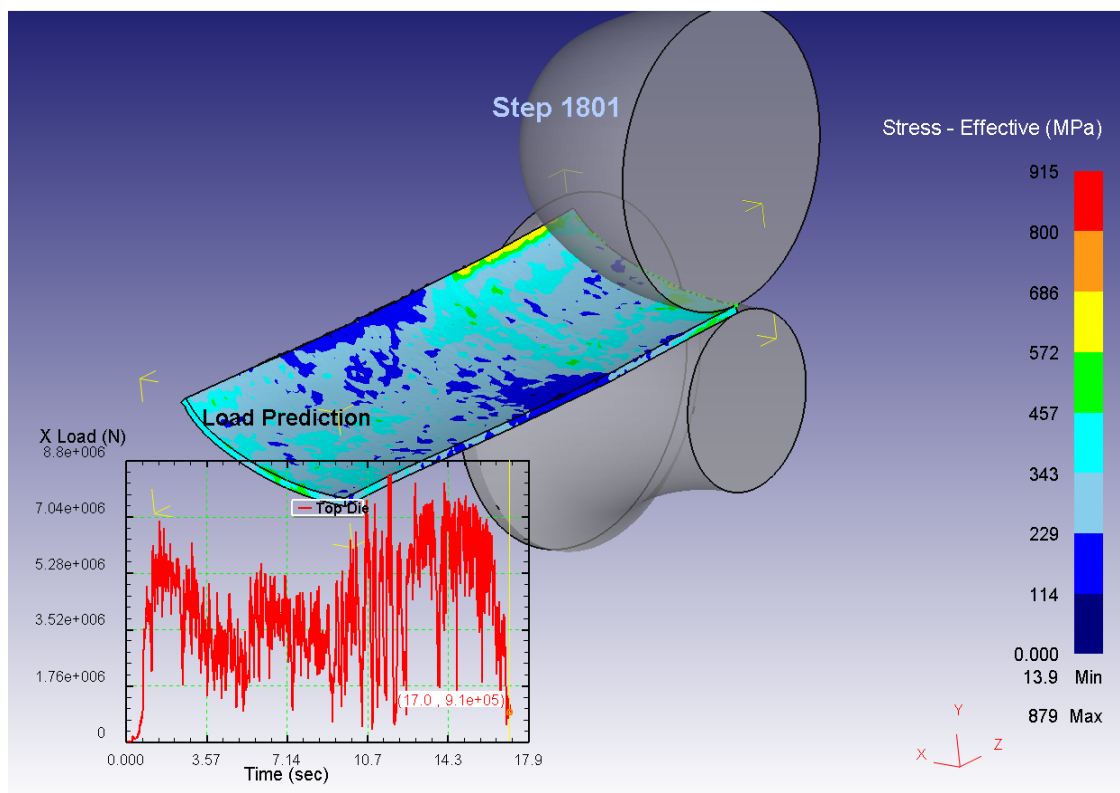


а



б

Рисунок 2 - Конечно-элементное моделирование процесса формовки полуцилиндрической заготовки: на начальном (а) и промежуточном (б) этапах



В

Продолжение рисунка 2 - Конечно-элементное моделирование процесса формовки полуцилиндрической заготовки: на конечном (в) этапе

Для реализации процесса приняты следующие геометрические параметры: диаметр верхнего вала $D_{\text{в}}=1465$ мм, диаметр нижнего вала $D_{\text{н}}=800$ мм, толщина листа - 42 мм. Для валков выбран недеформируемый тип материала.

Угловая скорость вращения верхнего вала принята равной $n_{\text{в}}=9,15$ об/мин., нижнего вала - $n_{\text{н}}=5$ об/мин.

Использован тип моделирования ALE Rolling. В расчёте использовалась упруго-пластическая модель, в качестве материала выбран аналог стали X80.

На рисунке 2 представлены распределения эквивалентных напряжений и сила гибки. Распределение эквивалентных напряжений при расчете на базе метода конечных элементов представлено в графической форме в виде объемной деформированной модели.

При моделировании использовали диаграмму "напряжение-деформация" по Мизесу, в соответствии с которой материал деформируется упруго-пластически, а сумма напряжений определяется в зависимости от пошаговой суммы деформаций по кривой напряжения течения, имеющейся в базе данных DEFORM 3D.

Выполнена адаптация метода конечно-элементного моделирования применительно к процессу формовки полуцилиндрических заготовок для сварных труб большого диаметра. В перспективе это позволит выполнить сравнительный анализ напряженно-деформированного состояния полосы при ее формовке во всех пропусках, как с одним знакопеременным изгибом (по заводской

схеме), так и с учетом трёх знакопеременных изгибов (по усовершенствованной калибровке) (рис.1). При этом рационально выяснить какая схема формовки обеспечивает получение меньших растягивающих напряжений и более высокую стабильность размеров. Актуально также решение задачи прогнозирования свойств конечной продукции.

Система DEFORM 3D даёт возможность изучить закономерность распределения напряжений по всему участку изгибаемого листа (рис. 2).

Полученные данные свидетельствуют о том, что эквивалентные напряжения в процессе формовки полуцилиндрической заготовки в первом пропуске не достигают допустимых значений.

Таким образом, предложено выполнять формовку полуцилиндрических заготовок для труб большого диаметра с учётом трёх знакопеременных изгибов, что обеспечивает более полную компенсацию упрочнения металла полосы, возникающего в процессе её гибки на первом этапе за несколько последовательных деформаций одного знака.

Усовершенствован метод расчёта калибров, обеспечивающий на первом этапе формовки полосы равномерное упрочнение металла в каждом пропуске, и расчёта параметров калибров, в которых выполняются знакопеременные изгибы.

Конечно-элементное моделирование процесса формовки полуцилиндрической заготовки для труб диаметром 1420 мм с толщиной стенки 42мм (из стали Х80) выполнено для первого пропуса, реализуемого на семиклетьевом непрерывном валково-роликовом стане $\varnothing 1220 - 1420$ мм (по усовершенствованной калибровке).

Усовершенствованная калибровка направлена на повышение стабильности размеров полуцилиндрических заготовок.

Выполненная адаптация метода конечно-элементного моделирования применительно к формовке полуцилиндрических заготовок для сварных труб большого диаметра имеет также важное значение для решения задач прогнозирования свойств конечной продукции.

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: ГВУЗ "ДонНТУ", 2013. – 603с.

2. *Чукмасов, С.А.* Теория и технология трубного производства. Чукмасов С.А., Дрюян В.А., Гуляев Ю.Г. Днепропетровск, «Днепр-Вал», 2001, 544 с.

3. Пат. 81495 Украина, МПК В 21 D 5/12; В 21 С 37/06. Спосіб формування півциліндричних заготовок /Яковченко О.В., Смирнов Є.М., Снитко Д.О., Некрасов О.С. – № а2005/2105; заявл. 16.12.2005; опубл. 10.01.2008.

ОБ УМЕНЬШЕНИИ РАСХОДА ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЙ АНИЗОТРОПНОЙ СТАЛИ ПРИ ПЕРВОЙ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ

Сафронов А.А., Бельский С.М., Шопин И.И.
Липецкий государственный технический университет
г. Липецк, Российская Федерация

В себестоимость продукции цехов холодной прокатки значительный вклад вносит расход металла. Снижение и оптимизация затрат в любое время является важной задачей, а в текущей ситуации избытка производящих мощностей на рынке металлопродукции данная задача является еще и актуальной. На по-рулонных станах расход металла во многом определяется длиной утолщенных концевых участков на прокатанных полосах.

Производство электротехнической анизотропной стали (ЭАС) в условиях ПАО НЛМК включает в себя два этапа холодной прокатки. Прокатка на промежуточную толщину 0,6 – 0,7 мм происходит на непрерывном стане холодной прокатки 1400 в Цехе динамных сталей (ЦДС). Прокатку на конечную толщину 0,23-0,3 мм осуществляют на реверсивном стане 1200 в Цехе трансформаторной стали (ЦТС). С целью экономии металла при первой холодной прокатке используется технология докатки концевых участков. Эта технология позволяет получить толщину полосы, пригодную к дальнейшей обработке в агрегатах непрерывного отжига, а также сэкономить около 1 тонны годной продукции от каждого рулона. Представив графически схему изменения толщины при докатке (рис.1), можно отметить несколько участков:

1) Участок, толщиной более 1 мм (некондиция), который препятствует последующей обработке на агрегатах непрерывного отжига и впоследствии вырубается в агрегатах подготовки холоднокатаных рулонов (АПхкР). За период с 01.01.2020 г. по 24.04.2020 г. доля полос с некондиционными участками составила 8,6%.

2) Участок уменьшения толщины с 1 мм до номинальной. Данные участки не препятствуют дальнейшей обработке полос и могут быть выкатаны в конечную толщину при второй холодной прокатке. Доля таких полос составляет 91,4%.

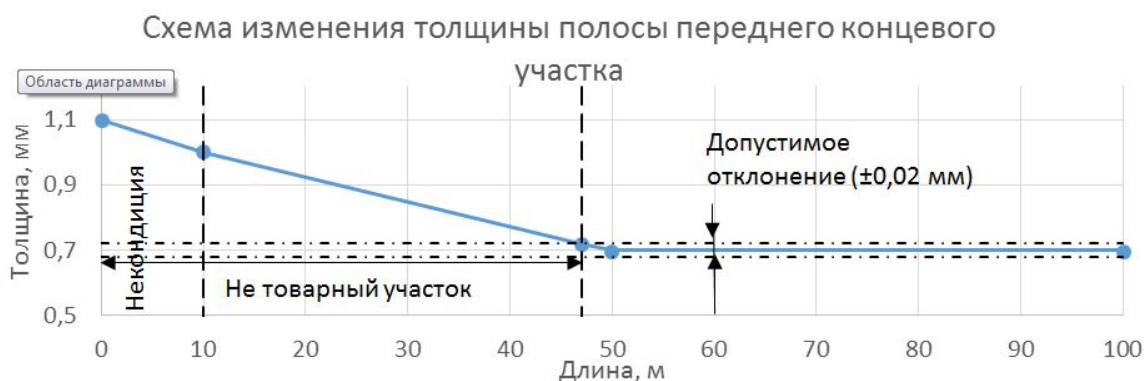


Рисунок 1 – Схема изменения толщины полосы концевого участка при применении схемы докатки

Длины указанных участков могут быть различными. В нормативной документации регламентируется только верхний предел длины некондиционного участка, который должен быть не более 8 м. Доля металла с участком «некондиция» связана с контролем толщины полос, обрывами и задачей металла в прокатку с использованием новых валков (холодные валки). Из всего объема металла, прокатанного на стане 1400 в период с 01.01.2020 г. по 24.04.2020 г., доля металла с участком «некондиция» составила около 9% от всего объема (рисунок 2).

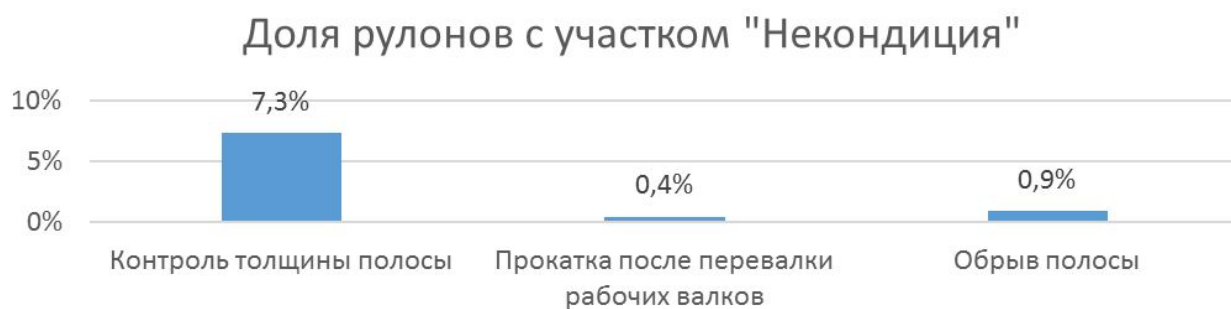


Рисунок 2 – Доли металла с концевым передним участком толщиной более 1 мм, прокатанные в период с 01.01.2020г. по 24.04.2020г.

В связи с тем, что длина «нетоварного» участка не имеет конкретного допуска, проанализировали ее с помощью программного обеспечения MiniTAV. С помощью теста Андерсона-Дарлинга проверяем распределение длин утолщений на переднем и заднем концевых участках на нормальность. На рис.3 и рис.4 представлены результаты проверки на нормальность. В обоих случаях $p\text{-value} < 0,05$ и мы отвергаем нулевую гипотезу (распределение данных не отличается от нормального распределения (рис. 3, 4) и принимаем альтернативную гипотезу о том, что распределение данных отличается от нормального.

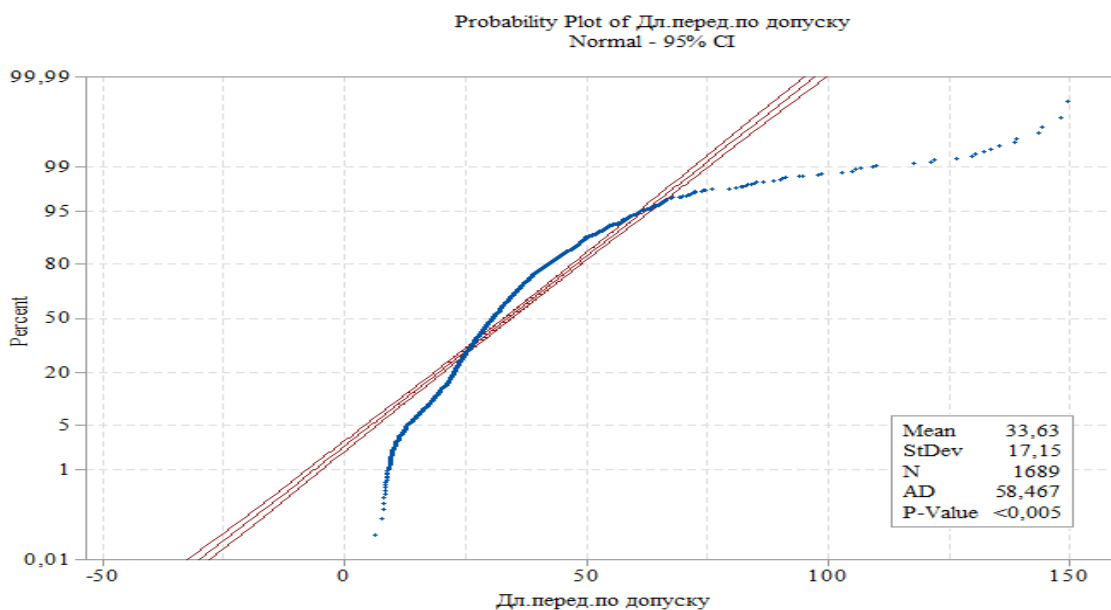


Рисунок 3 – Проверка гипотезы нормальности распределения по тесту Андерсона-Дарлинга для длины переднего утолщенного концевого участка

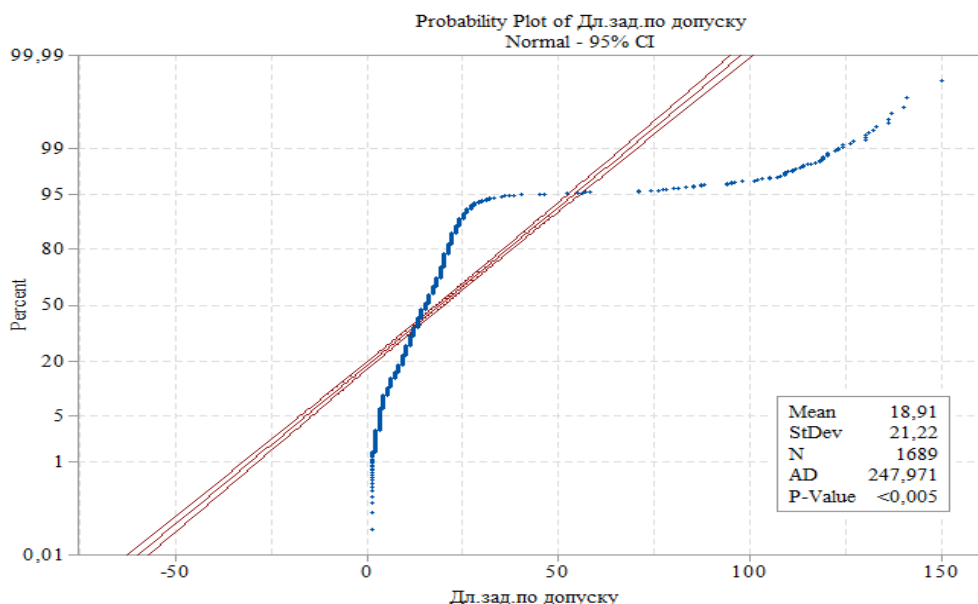


Рисунок 4 – Проверка гипотезы нормальности распределения по тесту Андерсона-Дарлинга для длины заднего утолщенного концевой участка

Так как данные распределены ненормально, то для описания процесса используем медиану. Медианы на задних и передних концевых участках равны соответственно 15 м и 30,5 м. Наблюдается большое количество выбросов за верхние границы процесса (для заднего и переднего концевых участков равны соответственно 35 м и 61 м) (рис. 5). Согласно [1-2], большая длина переднего утолщенного концевой участка связана, прежде всего, с исключением потери устойчивости рулона при снятии его с моталки. Негативные последствия потери устойчивости, которые могут возникнуть и способы их исключения, описаны в работах [1-4].

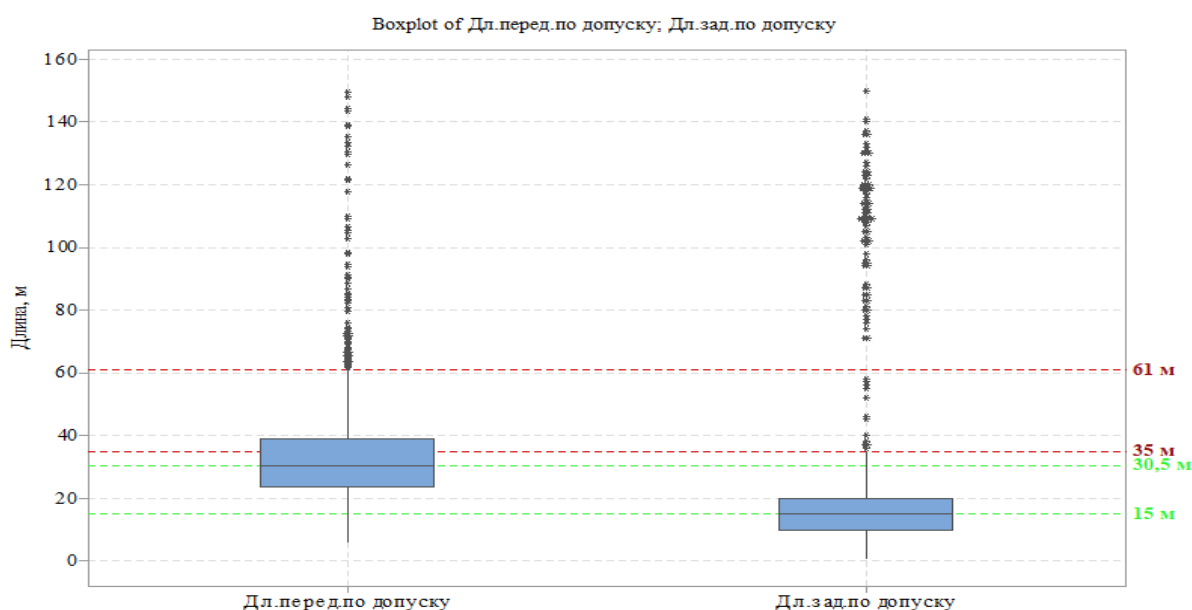


Рисунок 5 – Медианы длин задних и передних утолщенных концевых участков рулонов ЭАС, прокатанных в период с 01.01.2020г. по 24.04.2020г.

На графиках анализа возможностей процесса видно, что есть потенциал

стабилизации процесса докатки концевых участков (рис. 6, 7). Среднеквадратическое отклонение для длины утолщенных задних концевых участков можно снизить с 21,2 м до 10,2 м, а для длины утолщенных передних концевых участков снизить с 17,1 м до 11,8 м.

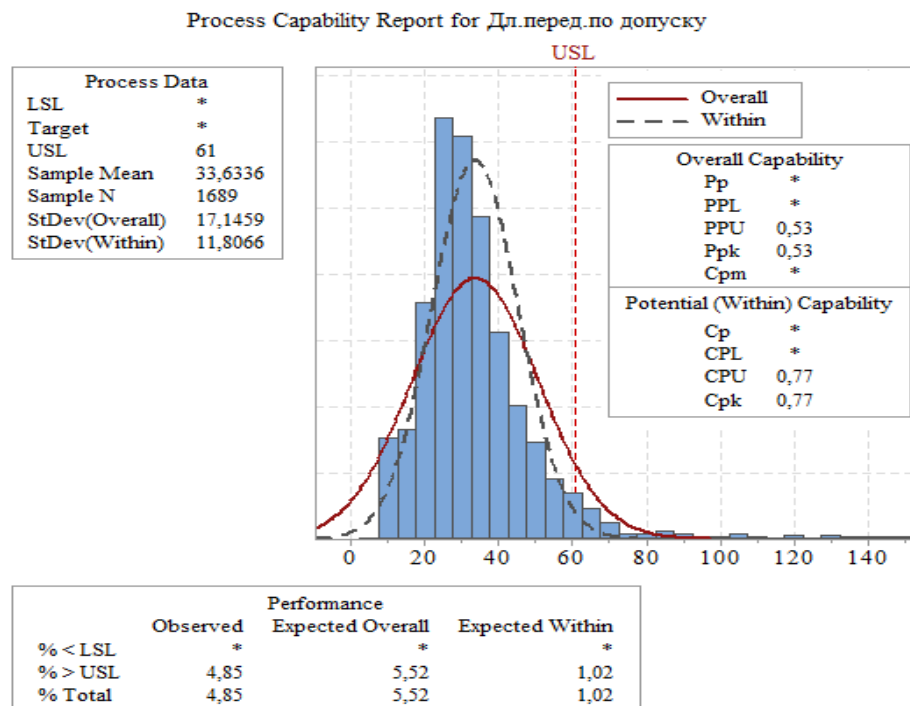


Рисунок 6 – График анализа возможностей процесса докатки для переднего концевого участка

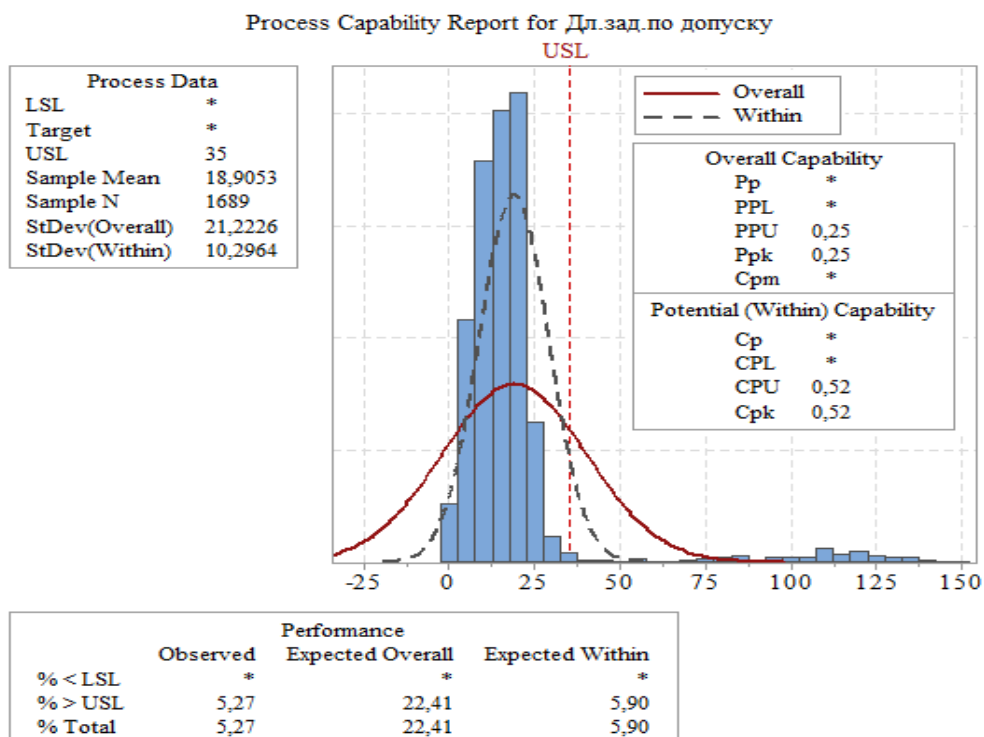


Рисунок 7 – График анализа возможностей процесса докатки для заднего концевого участка

Выводы: Снижение длины переднего и заднего утолщенных концевых

участковполос может быть достигнуто как за счет усовершенствования механизмов регулирования толщины полос при использовании технологии докатки, так и за счет сокращения количества случаев выпадов длин. Среднеквадратическое отклонение для длины утолщенных задних концевых участков можно снизить с 21,2 м до 10,2 м, а для длины утолщенных передних концевых участков снизить с 17,1 м до 11,8 м. Разбросы длины более 30 м и 75 м для задних и передних концевых участков соответственно возможно снизить на 70%, что является основным путем сокращения расхода металла и длин концевых участков.

Литература:

1) Причины образования дефекта "птичка" на стане холодной прокатки 1400 ЦДС ПАО "НЛМК" / Сафронов А.А., Бельский С.М. // В книге: Тенденции развития современной науки сборник тезисов докладов научной конференции студентов и аспирантов Липецкого государственного технического университета: в 2 частях. 2017. С. 205-208.

2) И.И. Шопин, С.М. Бельский. Слоистая модель напряженно-деформированного состояния рулона на моталке. Производство проката № 8, 2016. с.3-7.

3) Шопин И.И., Бельский С.М. Влияние шероховатости полосы на напряженно – деформированное состояние рулона. // Производство проката. 2016. № 10. С. 3—7.

4) И.И. Шопин, С.М. Бельский. Упрощенная модель напряженно-деформированного состояния рулона на моталке. Производство проката № 5, 2016. с. 13-17.

ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРОЦЕССА ПРЕССОВАНИЯ ТРУДНОДЕФОРМИРУЕМЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ ПУТЕМ ПРИМЕНЕНИЯ ГРАДИЕНТНОГО НАГРЕВА ЗАГОТОВОК И ПЕРЕМЕННОЙ СКОРОСТИ ПРЕССОВАНИЯ

Данилин В.Н., Султонов Н.Х., Шаталов К.В., Казанцев М.А.

Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

Отличительной особенностью процесса прессования труднодеформируемых алюминиевых сплавов от других видов обработки металлов давлением является то, что продолжительность процесса исчисляется минутами. Это обстоятельство дает возможность управлять в широком диапазоне температурным полем как заготовки, так и изделия во время процесса прессования.

Проведение комплексных исследований процесса в промышленных условиях очень затратное мероприятие, а во многих случаях - просто неразрешимая задача. Появление программных комплексов для моделирования, таких как QForm и Deform, открыло возможность всесторонне исследовать процессы прессования.

Моделирование процесса прессования проводилось в среде QForm 9. Калибровка граничных условий модели проводилась по результатам экспериментов, полученным на промышленных установках [1].

Для моделирования был выбран типовой, наиболее распространенный труднодеформируемый алюминиевый сплав Д16. Прессование осуществлялось тремя способами: прямым, обратным и СПАТ. Размеры заготовок ($L_3=600$ мм, $D_3=300$ мм) выбирались применительно к действующему прессу усилием 35 МН (КрАМЗ), на котором проводились эксперименты с градиентным нагревом заготовок [1].

Оптимальным можно считать процесс, когда мы используем все резервы температуры изделия, выходящего из канала матрицы, и номинального усилия пресса. Добиться такого результата можно с помощью градиентного нагрева заготовки перед прессованием и переменной скорости по ходу процесса [1]. Рассмотрим механизм взаимодействия всех перечисленных факторов при градиентном нагреве.

При прямом прессовании в начале процесса имеется существенный запас по температуре изделия, но полностью использованы силовые возможности оборудования. Поэтому, нагревая передний конец заготовки (обращенный к матрице) до максимально возможной температуры, мы значительно снижаем требуемое усилие прессования и, тем самым, на этом участке прессования можем увеличить скорость прессования.

В конце процесса значительно повышается температура изделия и при обычном прессовании существенно приходится снижать скорость прессования. Используя градиентно-нагретую заготовку с холодным задним концом мы, тем

самым, компенсируем выделяющееся деформационное тепло. Кроме того, к концу процесса, в результате уменьшения боковой поверхности заготовки, снижаются затраты на трение, а это приводит к уменьшению потребного усилия на деформацию заготовки. Эти обстоятельства позволяют на этой стадии процесса тоже поднять скорость прессования. Использование такого режима позволяет существенно интенсифицировать процесс прессования.

При модельных исследованиях перед прессованием в заготовке создавался максимально возможный прямой градиент температуры по длине заготовки, в соответствие с тем, который удавалось произвести в промышленных условиях [1] (рис. 1а, б).

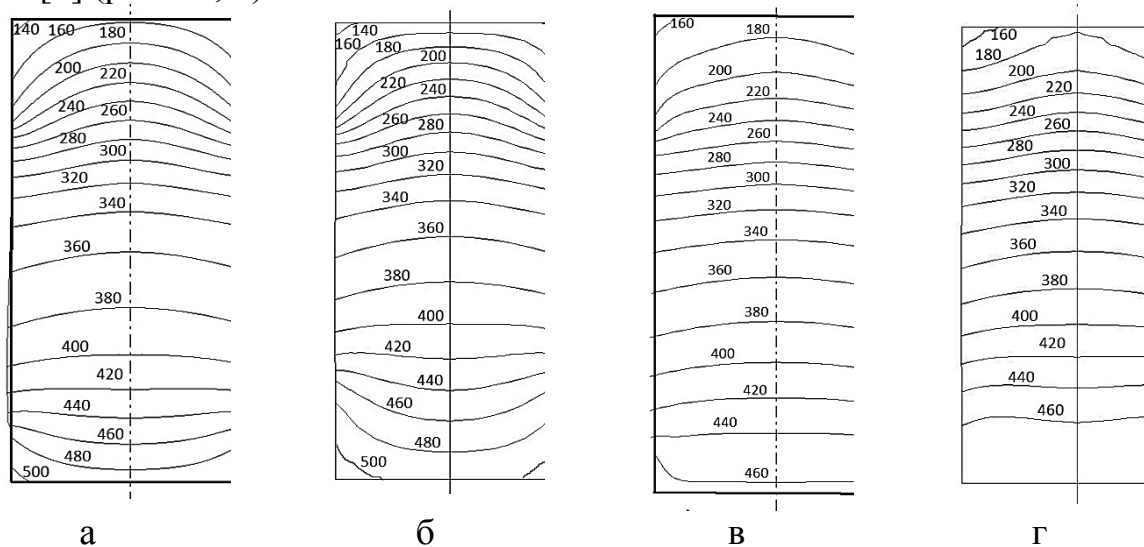


Рисунок 1 - Температурные изолинии градиентно нагретых заготовок (а, б) и прошедшие вылеживание на воздухе (в, г) в течении 30 сек. Зона повышенной температуры (а, в) 70 мм и (б, г)-140мм

Передний торец заготовки нагревали до возможно максимально допустимой температуры порядка 500°C , исключая перегрев в передних углах заготовки. Температура заднего торца заготовки составляла порядка 140°C . После нагрева заготовку транспортируют от индуктора до контейнера и далее холостым ходом прессштемпеля её заводят внутрь контейнера. Этот процесс вылеживания заготовки на воздухе тоже моделировался (рис. 1в, г). Замеры изменения температуры в процессе вылеживания заготовки на воздухе проводились в девяти точках у торца заготовки, обращенного к матрице, (точки 10-18, рис. 2а) и в девяти точках торца заготовки, обращенного к прессштемпелю, (точки 1-9, рис. 2б). В более нагретой части заготовки, в точках 13-16, в процессе вылеживания происходит её охлаждение. В точках 16-18, расположенных на торце заготовки, наблюдается более интенсивная потеря тепла (рис. 2а). В точках на расстоянии 140 мм от торца заготовки изменения температуры незначительны (точки 10-12, рис. 2а).

В зоне пониженных температур заготовки при вылеживании в точках 1-7 происходит нагрев этой части заготовки, причем наиболее интенсивно в точках

1-3, прилегающих к торцевой поверхности заготовки. В точках, расположенных на расстоянии 140 мм от торца заготовки, наблюдается уже обратная картина - небольшое охлаждение этой зоны (точки 8, 9, рис. 2б).

Анализируя эти графики, можно сказать, что рационально возможный градиент температуры в заготовке, который можно эффективно использовать ($t_{\text{ПЕР}}=460^{\circ}\text{C}$ и $t_{\text{ЗАД}}=150^{\circ}\text{C}$) создается не далее, чем через 30 сек. вылеживания. По заводским данным это вспомогательное время тоже не превышает 30 с. Поэтому с помощью QForm 9 от исходного градиента температур (рис. 1б) был создан градиент после 30 сек вылеживания (рис.1в). Такое температурное поле и использовалось при дальнейших расчетах.

В исследованиях были изучены два случая создания градиента с высотой зоны повышенных температур 70 и 140 мм. (рис. 1 а,б). Проведенное моделирование показало более эффективным процесс с зоной разогрева 70 мм, поэтому в работе приводятся результаты расчета только с этим вариантом.

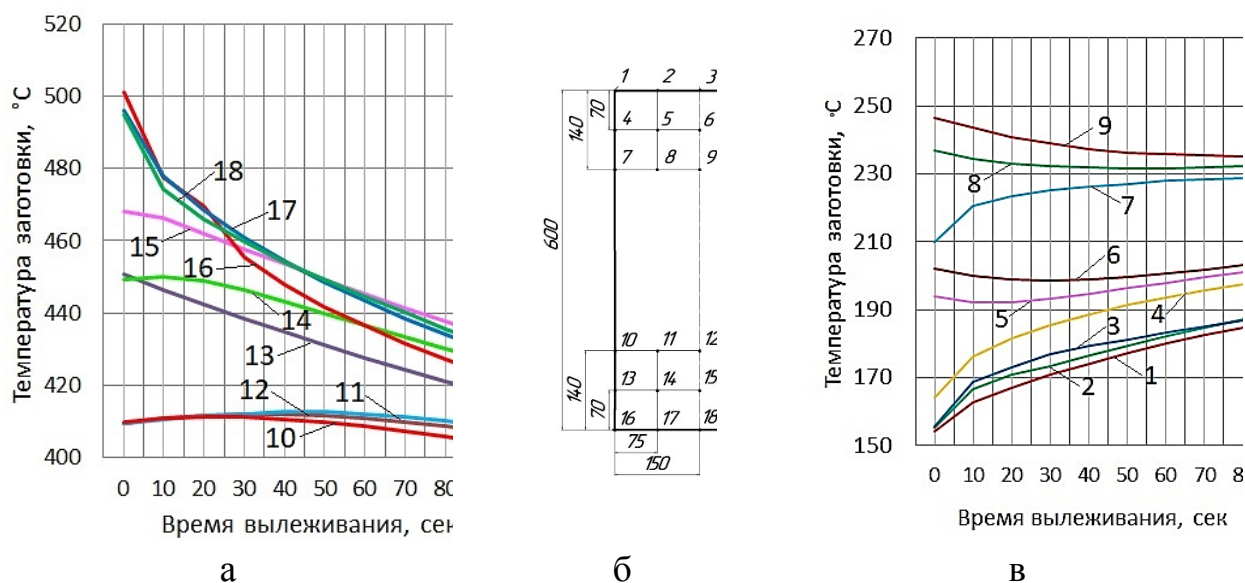
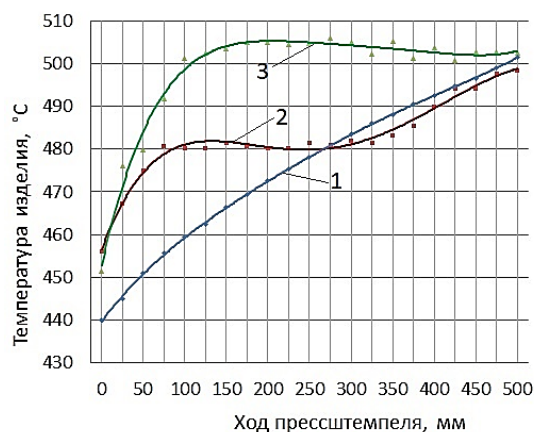
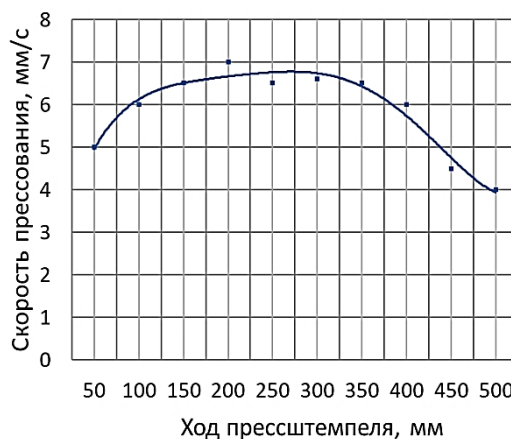


Рисунок 2 - Изменение температуры в заготовке в процессе вылеживания на воздухе. Нумерация линий на графиках соответствует схеме точек на рисунке 2 б

Далее с таким градиентом проводили моделирование процесса тремя способами: а)-прессование равномерно нагретой заготовки ($t_3=t_K=380^{\circ}\text{C}$), при этом максимально возможную постоянную скорость подбирали итерациями по температурным условиям; б) прессование градиентно нагретой заготовки ($t_K=380^{\circ}\text{C}$). Скорость подбиралась итерациями, как и в предыдущем случае; в) прессование градиентно нагретой заготовки ($t_K=380^{\circ}\text{C}$) с переменной максимально возможной скоростью по ходу процесса. Процесс прессования разбивался на десять участков (как в промышленных регуляторах скорости) и на каждом участке скорость выбиралась максимально возможной. Во всех случаях прессования замерялась максимальная температура по ходу процесса прямого и обратного прессования в зоне калибрующего пояaska матрицы. Результаты этих замеров отражены на графиках (рис. 3, 4).



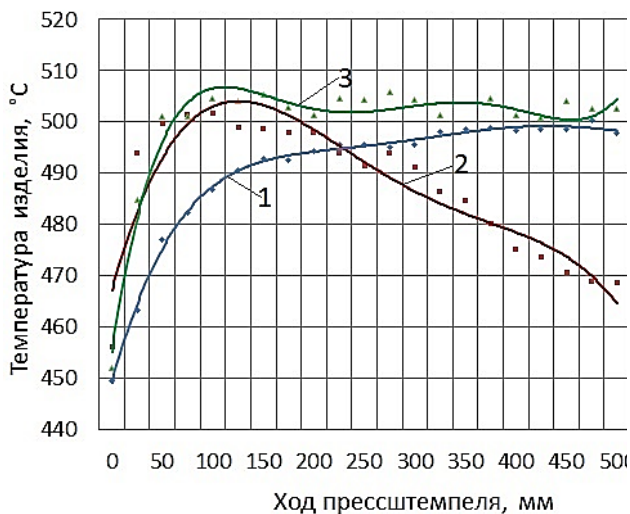
а



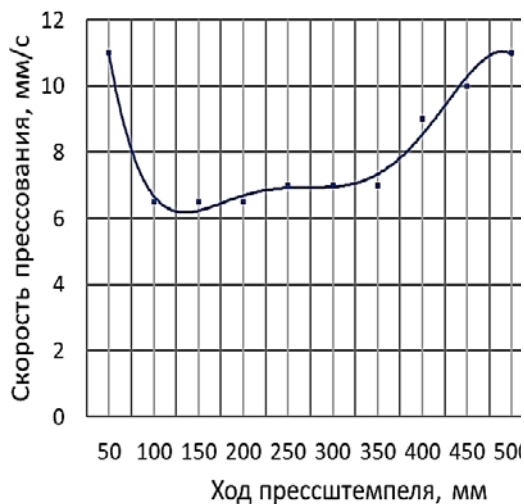
б

Рисунок 3 - а) Графики изменения максимальной температуры в изделии по ходу прямого процесса прессования сплава Д16 для трех случаев: 1-обычное прессование, 2-прессование с градиентом и 3-прессование с градиентом и переменной скоростью; б) Изменение скорости прессования по ходу прессования.

В случае прессования прямым способом сплава Д16 с температурой контейнера 380°C (рис. 3а) при обычном прессовании средняя скорость процесса составляла $V_{\text{CP}} = 1,5$ мм/с; в случае прессования с градиентом - $V_{\text{CP}} = 4$ мм/с; а прессование с таким же градиентом и переменной скоростью - $V_{\text{CP}} = 5,6$ мм/с (рис 3б).



а



б

Рисунок 4 - а) Графики изменения максимальной температуры в изделии по ходу обратного процесса прессования сплава Д16 для трех случаев: 1-обычное прессование, 2-прессование с градиентом и 3-прессование с градиентом и переменной скоростью; б) Изменение скорости прессования по ходу прессования.

При прессования обратным способом сплава Д16 с температурой контейнера 380°C (рис. 4а) при обычном прессовании средняя скорость процесса составляла $V_{\text{CP}} = 6$ мм/с; в случае прессования с градиентом -

$V_{CP} = 7$ мм/с; прессование с таким же градиентом и переменной скоростью - $V_{CP} = 8,2$ мм/с. (рис. 4б).

Рассмотрим, как изменяются усилия по ходу процесса при градиентном нагреве заготовок. В случае прямого прессования характер изменения графиков усилия по ходу процесса при градиентном нагреве в сравнении с обычным равномерным нагревом заготовки практически не меняется (рис 5а). Но потребные усилия процесса при градиентном нагреве (в обоих случаях) в 1,2 раза выше, чем при обычном прессовании (рис 5, кр. 2,3).

При обратном прессовании, во всех трех случаях, усилия в начале процесса очень близки между собой, но после середины процесса их различие начинает увеличиваться. К концу процесса в случае градиентно нагретых заготовок усилия выше в 1,5 раза, чем при обычном прессовании, при этом усилие при градиентном нагреве и с переменной скоростью на 15% ниже усилия при просто градиентном нагреве.

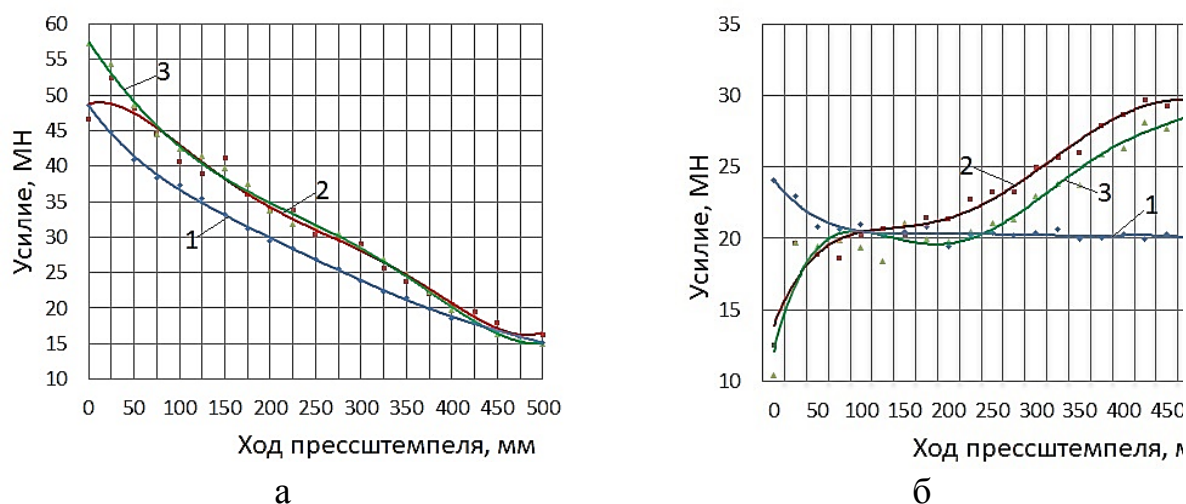


Рисунок 5 - Изменение усилия по ходу процесса прессования а) прямое прессование; б) обратное прессование; 1-обычное прессование, 2-прессование с градиентом и 3-прессование с градиентом и переменной скоростью

Выводы:

Применение градиентного нагрева заготовки перед прессованием и переменной скорости по ходу процесса позволяет увеличить скорость прессования при прямом прессовании в 3,7 раза, при обратном в 1,4 раза по сравнению с прессованием с постоянной скоростью.

Литература:

1. Данилин В.Н., Ворошилов С.Ф. Шиврин А.Г. Исследование и применение градиентного нагрева слитков при скоростном прессовании с активным трением (СПАТ), КШП, 1995, № 9, с.27-29.

ПОСТРОЕНИЕ ТАРИРОВОЧНОГО ГРАФИКА ЗАВИСИМОСТИ ТВЕРДОСТИ ОТ ДЕФОРМАЦИИ И ИНТЕНСИВНОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ШТАМПОВКЕ

Фомин М.А., Саваренко В.В., Филиппов Ю.К.

Московский политехнический университет

г. Москва, Российская Федерация

Применение штамповки для изготовления деталей для народного хозяйства позволяет получать высокую точность и хорошее качество поверхности, увеличить надежность, износостойкость и долговечность деталей, также благодаря штамповке снижается трудоемкость изготовления деталей и повышается производительность труда. При штамповке физико-механические свойства и структура приобретают более высокие показатели, происходит упрочнение металла, при этом увеличивается твердость, но пластичность не снижается [1].

Целью данной работы является исследование, установление и определение зависимости между твердостью деформированного металла марки 65Г ГОСТ 14959-2016 и интенсивностью напряжений при пластическом деформировании, и тем самым получить возможность прогнозирования свойств деталей, получаемых методами холодной объемной штамповки, а также обосновать выбор марки стали для штамповки различных деталей.

Зависимость между твердостью деформированного металла и интенсивностью напряжений при пластическом деформировании положена в основу метода определения напряженного состояния в пластической области по распределению твердости.

Исследованием связи между твердостью, измеренной различными методами, и напряжением при испытании на сжатие установлено, что графики твердость - интенсивность напряжений, построенные для различных металлов, не совпадают. Однако все они имеют общую для данного способа измерения твердости, соответствующую связь между твердостью и пределом текучести идеально пластических материалов. Объясняется это уменьшением упрочнения металлов с возрастанием деформации [2].

Методика проведения испытаний.

Для определения зависимости твердости от величины деформации и напряжения были проведены эксперименты с использованием образцов по следующей схеме деформирования:

- одноосное сжатие цилиндрических образцов. За счёт хорошей смазки по торцам образца (например, периодически заменяемых прокладок из полиэтиленовой пленки в комбинации с машинным маслом) напряженное состояние можно считать линейным, $\sigma_i = -\sigma_3$, $e_i = -e_3$, где σ_3 и e_3 – напряжение и деформация сжатия. Линейное напряжённое состояние сохраняется до значений деформации 0,6-0,7. Показатель напряженного состояния $K = 0,33$.

Показатель Лодэ-Надаи $\mu_{\sigma} = 1$ [1].

Испытание цилиндрических образцов на одноосное сжатие.

Для исследования была выбрана сталь марки 65Г ГОСТ 14959. В качестве заготовок для проведения испытаний использовались цилиндрические образцы с гладкими торцами [3]. Били изготовлены 30 заготовок $\varnothing 5$ мм высотой 9 мм из листового горячекатаного проката ГОСТ 19903-2015.



Рисунок 1- Заготовки для проведения испытаний на одноосное сжатие

Осадка производилась на гидравлическом прессе модели EU-100 с развивающей скоростью при рабочем ходе $\approx 0,1$ мм/сек.

Образцы осаживались до различной высоты с заданной величиной деформации на каждом этапе осадки каждого образца.



Рисунок 2 - Натурные образцы после осадки в штампе

Для исключения перекоса при проведении испытаний, для осадки заготовок была использована специальная штамповая оснастка «стакан». Для снижения сил трения между образцом и пуансоном во время осадки устанавливали прокладки из полиэтиленовой пленки, смазанные машинным маслом. Замена пленки проводилась в течение всего процесса осадки с интервалом в 2 мм.



Рисунок 3 - Специальная штамповая оснастка типа «стакан» для осадки цилиндрических образцов

Образцы осаживались до различной высоты с заданной величиной деформации на каждом этапе осадки каждого образца.



Рисунок 4 - Натурные образцы после осадки в штампе

При расчёте меры деформации, С.И. Губкин полагал, что, возможно, общепринятая мера деформации при сжатие цилиндрических образцов, деформации для каждого способа рассчитывались по следующим формулам:

$$e_i = \ln \frac{h}{h_0},$$

где h_0 – исходная высота образцов; h – высота образцов после осадки; e_i – интенсивность деформации;

Измерения твёрдости осажённых образцов.



Рисунок 5 - Образцы для измерения твёрдости

Для измерения твёрдости, по сечению вдоль образца, из осажённых образцов, были изготовлены образцы, изображенные на рисунке 5. Данная геометрия образцов была выбрана с целью рационального использования материала, чтобы провести замеры твёрдости. Для идентификации образцов и их расположения в осажённой заготовке все образцы маркировались по номерам нестираемым фломастером или методом клеймения.

Шероховатость поверхности образцов не превышала $Ra1,25$ по ГОСТ 2789-73.

Образцы были изготовлены при помощи механической обработки, при этом использовалась смазывающая охлаждающая жидкость (СОЖ), что позволило не допустить нагрева и тем самым исключает изменение их механических свойств. Измерение твёрдости проводилось при температуре окружающей среды $(23 \pm 5)^\circ\text{C}$. Перед началом измерения твёрдости поверхности

всех образцов были очищены от посторонних веществ.

Измерения микротвердости проводились по ГОСТ 9450-76 (СТ СЭВ 1195-78) на микротвердомере ПМТ-3М.

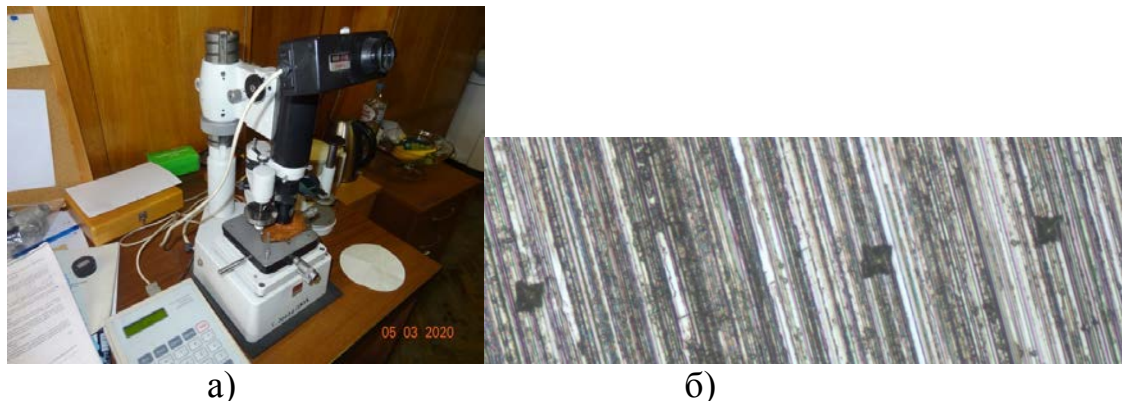


Рисунок 6 - а) Микротвердомер ПМТ-3М; б) Замеры микротвердости на поверхности осаженного образца

Построение тарировочного графика.

При построении тарировочного графика «интенсивность напряжений — твердость — интенсивность деформаций» необходимо измерить микротвердости образцов при различной величине их деформации, напряженно-деформированное состояние которых известно. Тарирование производилось при помощи испытаний материала модели на сжатие 30 штук подготовленных цилиндрических образцов.

Для построения тарировочного графика по оси абсцисс отложены - интенсивность деформаций ϵ_i , интенсивность напряжений σ_i МПа/мм², по оси ординат твердость HV.

Построение тарировочного графика путем испытания на осевое сжатие, позволяющая установить зависимость между напряжением, твердостью и деформацией в области $\epsilon_i = 0-1,3$. Недостатком методики является ненадежное определение предела текучести при сжатии, что затрудняет исследование напряженного состояния в области сравнительно небольших деформаций.

После проведения измерения микротвердости в различных точках поверхности, результаты наносят на эскиз этой поверхности и статистически обрабатывают. Для этого проверяют изоскаляры — линии равной твердости. По твердости из тарировочного графика (рисунок 7) определяют соответствующую каждой изоскаляре величину интенсивности напряжений и деформаций.

Анализируя получившуюся кривую зависимости твёрдости от величины деформации (рисунок 7), видно, что величина твёрдости, до значения величины деформации $\epsilon = 0,26$ погрешность составляет $\approx 0,3\%$, а при значении $\epsilon = 0,4$ погрешность около $\approx 1,3\%$.

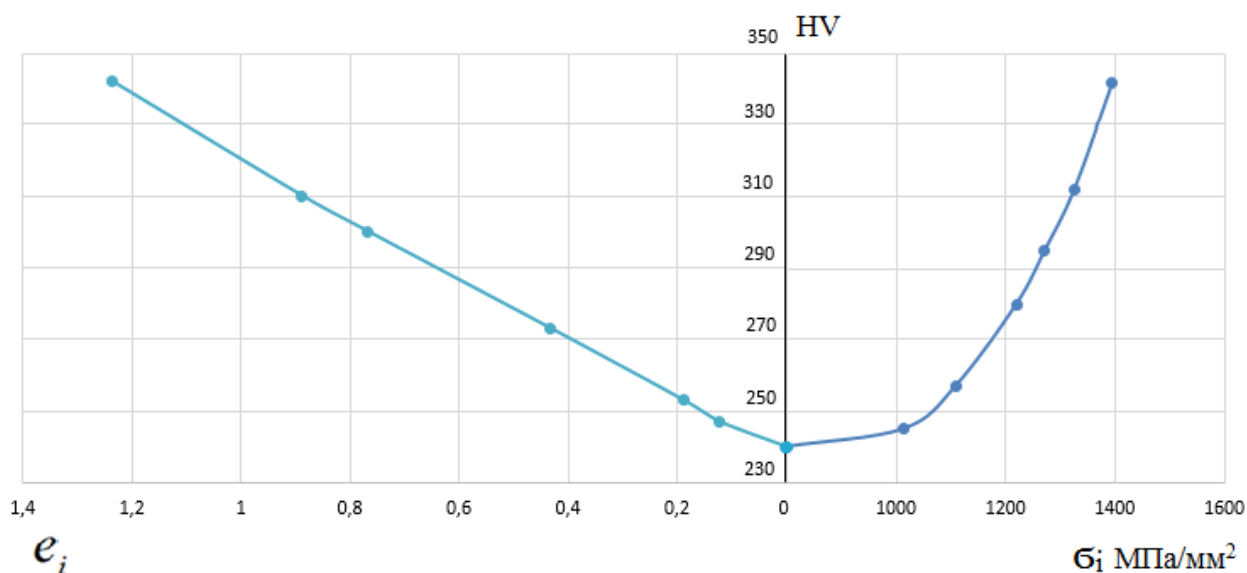


Рисунок 7 - Тарировочный график зависимости твердости HV от деформации и напряжения стали 65Г.

σ_i МПа/мм²

Выводы.

В ходе проведенных испытаний было установлено что между интенсивностью напряжений и твердостью деформированного металла при пластическом деформировании имеется зависимость.

После анализа результатов испытаний на осевое сжатие и измерения микротвердости деформированных образцов был построен для стали марки 65Г ГОСТ 14959-2016 тарировочный график зависимости твёрдости от величины деформации. Это позволяет прогнозировать свойства детали при различной величине деформации, при получении детали методом холодной штамповки. А также даёт возможность обосновать использование марки стали для изготовления детали методами холодной штамповки различных деталей.

Литература:

1. Бовтало Я.Н., Игнатенко В.Н., Филиппов Ю.К., Зависимость механических свойств стали от величины деформации и схемы напряжённого состояния.// Обработка материалов давлением. – сборник научных трудов №1 (20) – 2009. – Краматорск: Донбасская государственная машиностроительная академия, 2009. -С. 141-144.
2. Дель Г.Д. Определение напряжений в пластической области по распределению твердости.- М.: Машиностроение, 1971.- 199 с.
3. ГОСТ 25.503-97 Расчеты и испытания на прочность. Методы механических испытаний металлов. Метод испытания на сжатие.

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ХОЛОДНОЙ ОБЪЕМНОЙ ШТАМПОВКИ ДЕТАЛИ «ДОРОЖНЫЙ РЕЗЕЦ»

Хомич В.Г., Филиппов Ю.К.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Одной из наиглавнейших задач, стоящих перед кафедрой “Обработка материалов давлением и аддитивные технологии” Московского политехнического университета, является исследование теоретических основ холодной объемной штамповки (ХОШ), а также разработка на их базе технологических процессов и внедрение их в производство.

Цель данного исследования является исследование зависимости между деформацией металла и интенсивностью напряжений при пластическом формообразовании детали. Определить энергосиловые характеристики при холодной объемной штамповке детали «дорожный резец» дорожной техники. Определить возможность получения деталей без разрушения и приемлемые нагрузки на штамп при формообразовании детали на многопозиционном холодновысадочном автомате. Моделирование процесса холодной объемной штамповки детали «дорожного резца» в программном комплексе QForm-3D.

Разработка технологического процесса ХОШ детали «дорожный резец» и подготовка к внедрению в производство.

Развитие горнодобывающей и автодорожной техники привело к созданию машин роторного типа, использующие в своей конструкции резцы с твердосплавным элементом. Тяжелые условия работы резца обуславливают их невысокую стойкость и необходимость выпуска крупными партиями. Относительно несложная осесимметричная форма корпуса резца позволила применить при разработке технологического процесса получения этой детали, метод холодной объемной штамповки.

При разработке технологии холодной объемной штамповки руководствуются целым рядом соображений: обеспечением минимальной трудоемкости, минимального расхода металла, простоты конструкции штампов и др. Однако, основными требованиями к процессу являются возможность получения деталей без разрушения и приемлемые нагрузки на штамп.

Чертеж детали "корпус резца", являющийся деталью типа стержень с утолщением переменной высоты показан на рис. 1. Деталь "корпус резца" может быть отнесена к деталям со ступенчатым стержнем, имеющим форму с односторонней полостью.

Конструкция штампованной заготовки, чертеж которой составлен с учетом действующих норм [1], имеет следующие технологические показатели: отношение площади поперечного сечения утолщения F к площади поперечного сечения стержня $\lambda = (F/f) = 5,3$; отношение длины высаживаемой части l_b к диаметру стержня $\psi_b = (l_b / d) = 5,4$; при редуцировании части стержня с \emptyset

20мм на $\varnothing 16,7\text{мм}$; $\psi_B = 2,55$; отношение диаметра головки D к диаметру стержня d, $K_B = (D/d) = 2,3$; при редуцировании $K_B = 1,9$.

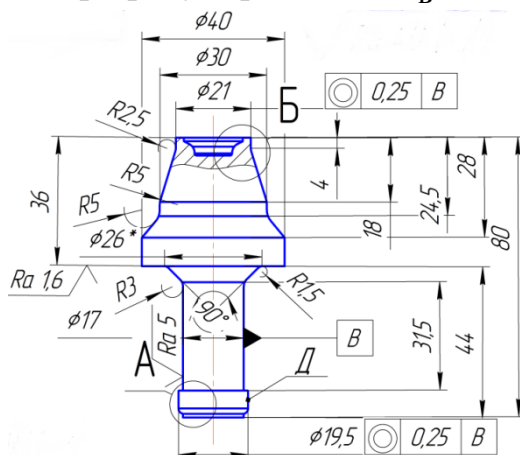
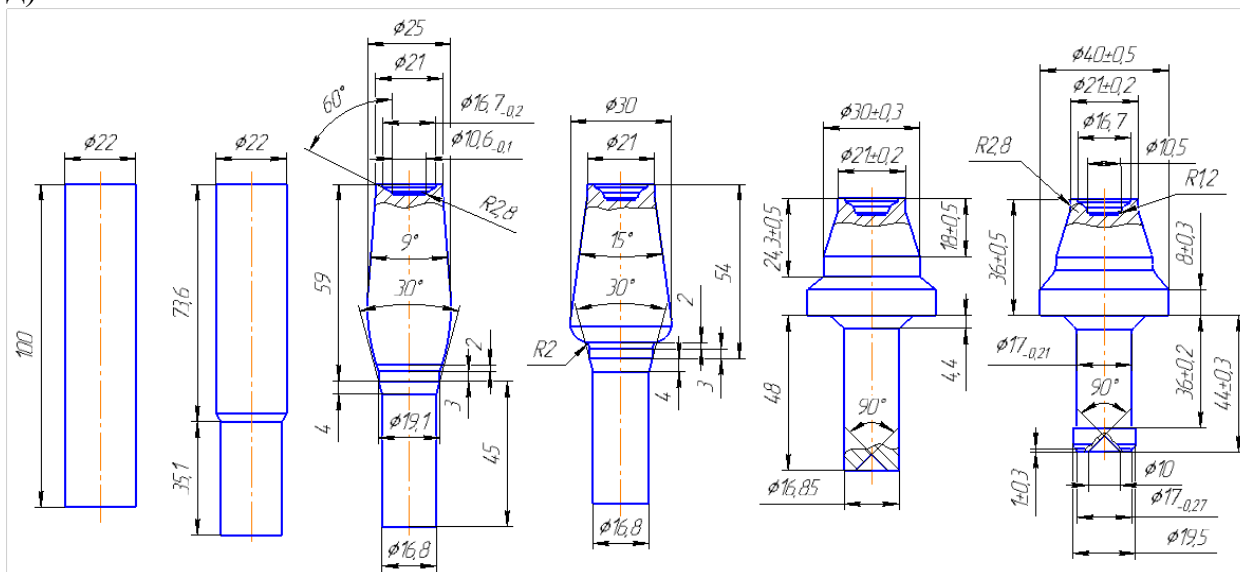


Рисунок 1 - Дорожный резец

Технологический процесс изготовления «дорожного резца» состоит из пяти переходов (рис. 2). После отрезки заготовки (рис. 2, а) на 4-х предварительных переходах производят операции редуцирования стержня, а также предварительной высадки головки резца и осадки фланца (рис. 2, б, в, г, д).



1 HRC 45..50
2 Общие допуски по ГОСТ 30893-1 H14, h14, ±IT 14/2

а) б) в) г) д) е)

Рисунок 2 - Технологические переходы штамповки «дорожного резца»

На окончательном переходе штамповки производят формирование сложного профиля головки (рис. 2, д, е), поэтому при моделировании окончательной штамповки рассматривали трехмерное течение металла заготовки. Таким образом, для моделирования данного технологического процесса использовали программу QForm2D/3D, в которой интеграция двумерного и трехмерного моделирования обеспечивает формирование единой технологической цепочки.

Материал детали - сталь 30ХГСА обладающая средней пластичностью и сравнительно высоким сопротивлением деформации при обработке давлением в холодном состоянии (относится к классу сталей 5-й группы).

Накопленная деформация на внешней поверхности бурта при поперечном выдавливании почти такая же, как и при высадке (максимальное значение составляет около 1,8). Однако показатель напряженного состояния отличается значительно. Если при высадке он изменяется очень мало (в пределах $-0,65 \leq K \leq -0,33$), то при поперечном выдавливании он изменяется от $K=-0,51$ в первой стадии до $K=0,33$ во второй стадии, и это не может не сказаться на степени использовании запаса пластичности.

Диаграмма пластичности стали 30ХГСА построена по данным А.А. Богатова и др. Она задана зависимостью:

$$\varepsilon_p = 1,27 e^{-1,6K} \quad (1)$$

Там же позаимствована кривая упрочнения стали 30ХГСА:

$$\sigma_i = 530 + 885 \varepsilon_i^{0,4} \quad (2)$$

По этим данным построена энергетическая диаграмма пластичности

Если при высадке максимальное значение ψ (степени использования запаса пластичности, рассчитанной по формулам (1) и (2)) не превышает $\psi = 0,62$, а $\psi_s = 0,50$, то при поперечном выдавливании $\psi = 0,72$, $\psi_s = 0,68$, что свидетельствует о возможном разрушении фланца (с учетом разброса значений пластичности). Необходимо учесть также, что в расчетах не принималось во внимание бочкообразование при высадке, которое, несмотря на применение в качестве смазки тефлонового покрытия, все же имеет место и приводит к некоторому увеличению показателя напряженного состояния [2].

Таким образом, для формообразования фланца детали "корпус резца" необходимо применить высадку, хотя это и приведет к большему усилию штамповки, чем при поперечном выдавливании.

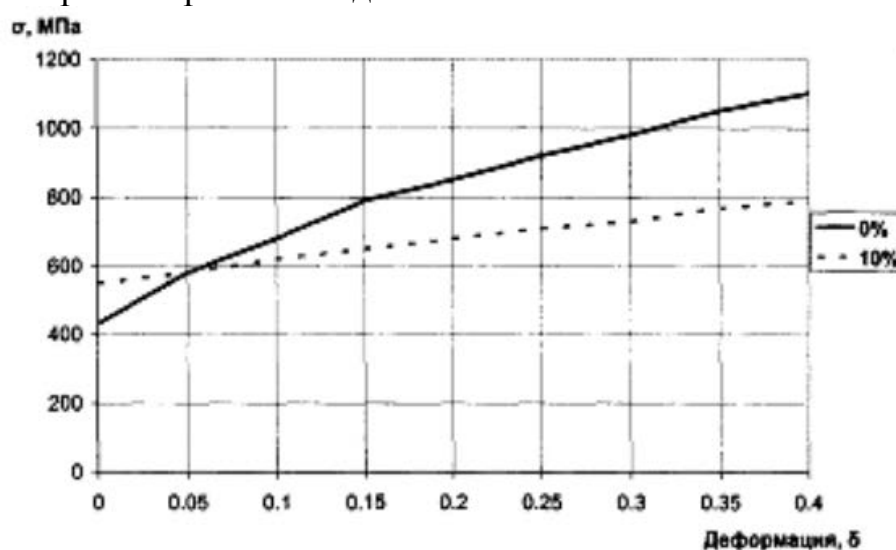


Рисунок 3 - Диаграммы деформирования стали 30ХГСА с различными степенями предварительной деформации

В практике обработки металлов давлением довольно часто встречаются осесимметричные детали с выпуклым пояском. Получение подобного пояска возможно несколькими способами: поперечным выдавливанием, открытой и закрытой высадкой, накаткой. С точки зрения увеличения запаса пластичности материала, наиболее предпочтителен процесс открытой высадки, который и был применен при штамповке детали «корпус горного резца».

В качестве материала заготовки была выбрана сталь 30ХГСА в двух исходных состояниях:

- после сфероидизирующего отжига (исходная степень деформации $\epsilon = 10\%$);
- предварительно деформированное состояние (степень деформации при волочении $\epsilon = 10\%$).

На рис. 3 представлены диаграммы деформирования стали 30ХГСА в отожженном и предварительно деформированном состоянии.

На рис. 5 представлено распределение полей деформации по переходам высадки «дорожного резца».

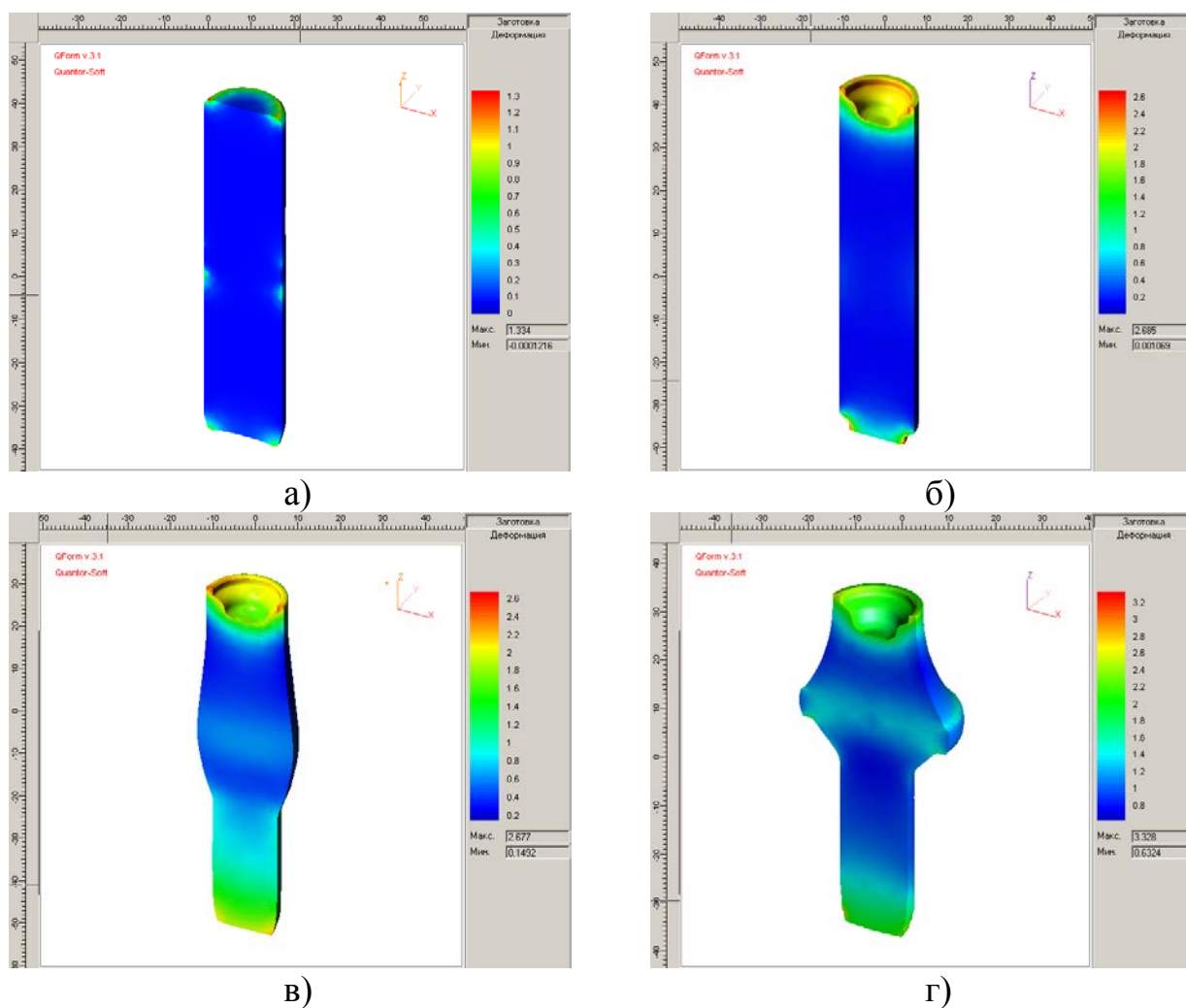


Рисунок 5 - Распределение полей деформации по переходам высадки «дорожного резца»: а) первый переход; б) второй переход; в) третий переход; г) окончательные переходы

Технологические переходы холодной объемной штамповки детали "корпус резца" осуществляются на 4-позиционном холодновысадочном автомате модели АБ-1924 производства Рязанского завода тяжелого кузнечно-прессового оборудования.

Выводы:

Ранее деталь изготавливали точением из прутка $\varnothing 40$ мм. При этом расход металла составлял 0,775 кг, при штамповке 0,3 кг. Резко возросла производительность труда - 2000 деталей в час, вместо 24 при старой технологии. Значительно уменьшилась трудоемкость изготовления с 2,5 мин. до 0,03 мин.

Проанализировав результаты моделирования в программе QForm 3D, можно отметить, что в случае, когда предварительная деформация исходного материала была равной 0%, суммарная потребная сила деформирования составила 0,419МН; при предварительной деформации исходного материала 10% суммарная потребная сила деформирования была равна 0,326МН.

Таким образом, уменьшение суммарной силы деформирования при использовании стали 30ХГСА в предварительно деформированном состоянии составило примерно 20%.

Литература:

1. Головин, В.А., Филиппов Ю.К. Исследование кинематики течения металла при нестационарных процессах холодной объемной штамповки. //Обработка металлов давлением. М.; МАМИ, 1984. -С.73-76.

2. Артес, А.Э., Евстифеев В.В. Классификация технологических процессов. ХОШ, Вопросы групповой технологии; Уч. пособие, М.: Машиностроение, 1987 . - 80 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА КОНТАКТНОГО ТРЕНИЯ ПО ДЛИНЕ ПОЛОС ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ НА ДВУХВАЛКОВОМ СТАНЕ

Чан В.К., Фам В.Х.

Московский политехнический университет

г. Москва, Российская Федерация

Основная теория: Действие сил трения при прокатке имеет важную особенность, они обеспечивают втягивание металла к валкам. На действии сил трения основано само существование процесса прокатки [1, 4].

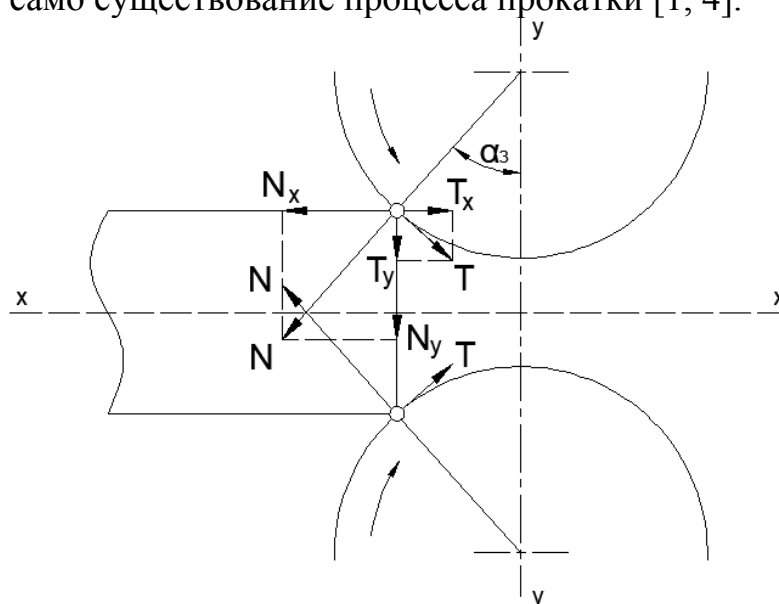


Рисунок 1 - Силы, действующие на полосу в начальный момент захвата

Условие для возникновения захвата необходимо:

$$N_x \leq T_x, \quad (1)$$

где

N_x – проекция силы давления на горизонтальной оси xx .

T_x – проекция силы трения на горизонтальной оси xx (см. рис. 1).

По закону трения Амонтона, силу трения можно получить в виде формулы:

$$T = f_3 N \quad (2)$$

Условие захвата по формуле:

$$tg \alpha \leq f_3 \quad (3)$$

Потому, что $f_3 = tg \beta_3$, поэтому:

$$\alpha_3 \leq \beta_3, \quad (4)$$

где

T – Сила трения.

N – Сила давления.

α (α_3) – Угол захвата (начальный угол захвата).

β_3 – Угол трения.

f_3 – Коэффициент трения при захвате.

Метод максимального угла захвата: Сущность метода – Образец с небольшим усилием прижимают к вращающимся валкам, которые устанавливают с таким зазором, чтобы захват сначала не происходил. Затем валки постепенно разводят до тех пор, пока не осуществится захват [4, 5, 6, 7].

При применении метода максимального угла захвата, в соответствии с условием (4), коэффициент трения при захвате равен

$$f_3 = \operatorname{tg} \beta_3 = \operatorname{tg} \alpha_3^M \quad (5)$$

Где, максимальный угол захвата обычно вычисляют по формуле:

$$\alpha_3^M = \arccos\left(1 - \frac{\Delta h_3^M}{D}\right) \quad (6)$$

Экспериментальный метод: Эксперименты проводили на двухвалковом стане 150x235 в лаборатории кафедры «Обработка материалов давлением и аддитивные технологии» Московского политехнического университета. Полосы имеют марки металлов и сплавов: Медь МЗ, Алюминий АМг5п и Латунь Л63. Размеры полос до прокатки: Толщина 1,37 – 2,83 мм; ширина 20,7 – 30,4 мм; длина 151 – 295 мм (см. табл.). При этом, полосы прокатали со смазкой валков эмульсией 6% - масло И20 [3].

Экспериментальные результаты представлены в таблице, в которой обозначено: h_0, h_1 – толщина полос до и после прокатки; L_0, L_1 – длина полос до и после прокатки; Δh – абсолютное обжатие металла, $\Delta h = h_0 - h_1$ [2]. Размеры полос определены в 3 различных положениях по длине.

Таблица 1 - Экспериментальные результаты

Металл	Место	h_0 , мм	L_0 , мм	h_1 , мм	L_1 , мм	Δh , мм	f
МЗ	1	1,39	0	0,96	0	0,43	0,0759
	2	1,41	147	0,96	208	0,45	0,0776
	3	1,37	295	0,98	419	0,39	0,0723
АМг5п	1	2,80	0	2,39	0	0,42	0,0750
	2	2,81	75	2,35	89	0,46	0,0785
	3	2,83	151	2,35	180	0,48	0,0802
Л63	1	2,75	0	1,91	0	0,84	0,1063
	2	2,76	100	1,93	137	0,83	0,1056
	3	2,75	199	1,90	273	0,85	0,1069

При прокатке полос из меди МЗ со смазкой эмульсией 6% (масло И20), значение коэффициента контактного трения $f = 0,0723 - 0,0776$, максимальная разность 6,8% (см. рис. 2); при прокатки алюминиевых полос АМг5п, $f = 0,0750 - 0,0802$ и максимальная разность 6,5% (см. рис. 3); а латунных полос $f = 0,1056$

– 0,1069 и максимальная разность 1,2% (см. рис. 4). Эти результаты показали надежность метода максимального угла захвата по теории, которая представлена в работах [4, 5, 6, 7].

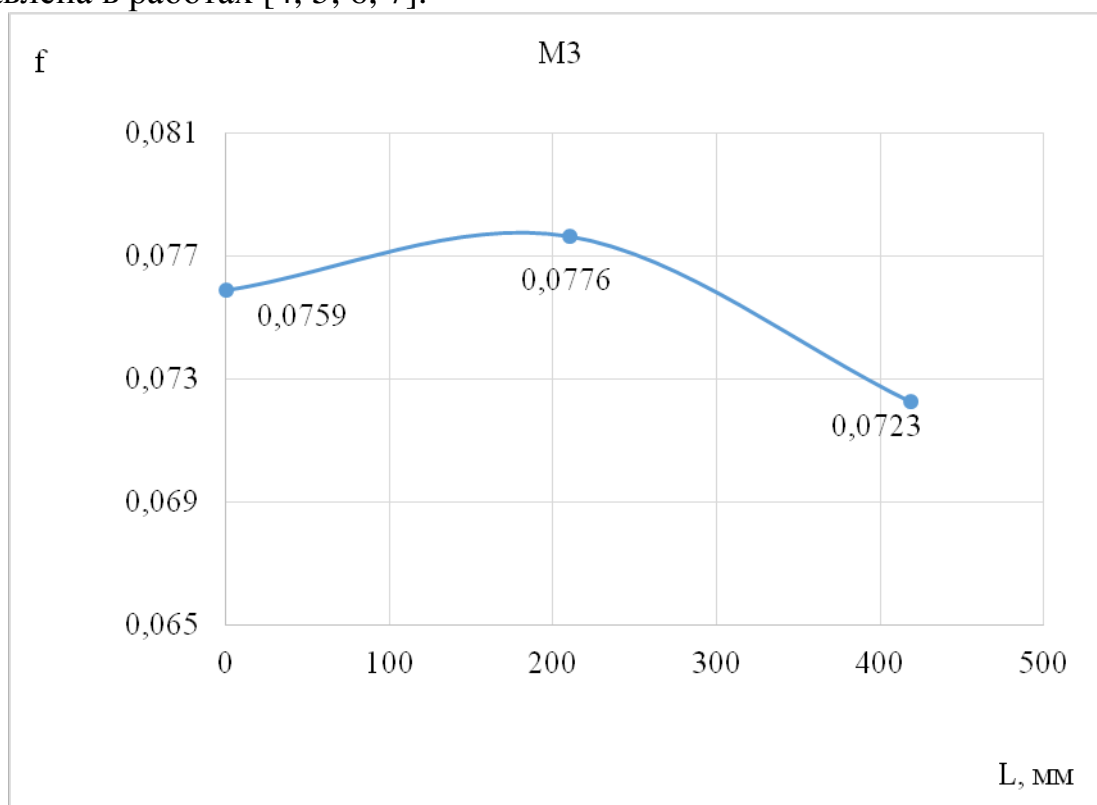


Рисунок 2 - Коэффициент контактного трения по длине медных полос (МЗ) при прокатке

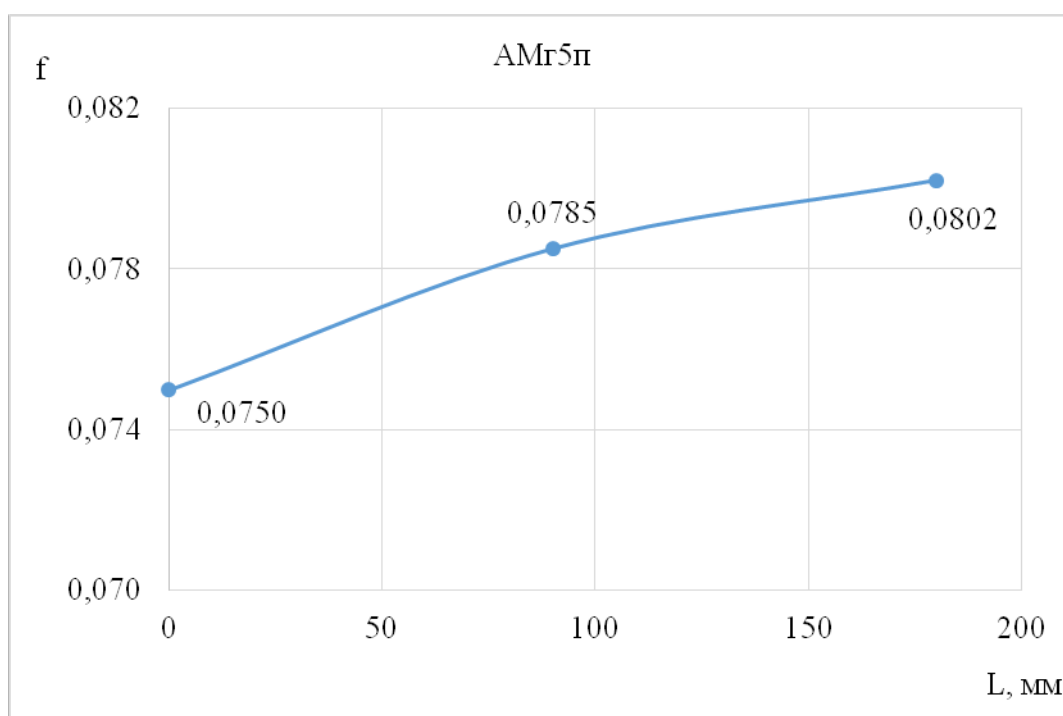


Рисунок 3 - Коэффициента контактного трения по длине алюминиевых полос (АМг5п) при прокатке

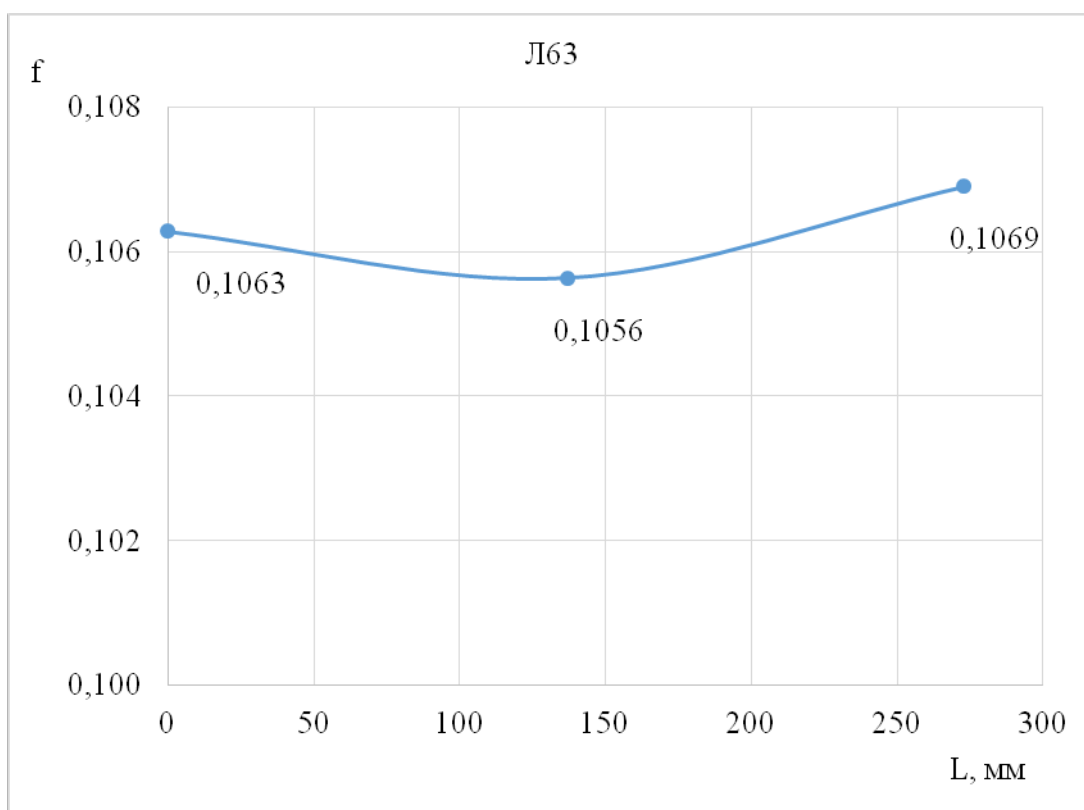


Рисунок 4 - Коэффициент контактного трения по длине латунных полос (Л63) при прокатке

Литература:

1. Грудев, А. П. Внешнее трение при прокатке / А.П. Грудев. М.: Металлургия, 1973. 288 с.
2. Шаталов, Р.Л. Проектирование параметров процессов листовой прокатки: Учебное пособие / Р.Л. Шаталов. – М: 2018, 184 с.
3. Шаталов, Р.Л. Влияние смазок на деформационные, силовые показатели и размеры медных и латунных листов при прокатке / Р.Л. Шаталов, А.С. Лукаш, К.В. Чан // Известия тульского государственного университета. – Тула. 2019, №12. с 125 – 128.
4. Грудев, А.П. Трение и смазки при обработке металлов давлением. Справочник / А.П. Грудев, Ю.В. Зильберг, В.Т. Тилик. Справ. Изд. – М: Металлургия, 1982. 312 с.
5. Крагельский, И.В. Трение, изнашивание и смазка: Справочник. Ч.1 / Под ред. И. В. Крагельского., В. В. Алисина. – М.: Машиностроение, 1978. 400 с.
6. Тафель, В. Материалы по теории прокатки. / Тафель В., Шнейдер Е. // Сост. Галлай Я - С. – М.: Metallurgizdat, 1934, ч. I, с. 24—28.
7. Эжелунд, С. – Metallurg, 1933, № 2, с. 78 – 94.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДВУХФАЗНЫХ ФЕРРИТО-МАРТЕНСИТНЫХ МАРОК СТАЛИ ПРИ ОДНОСТУПЕНЧАТОМ ОХЛАЖДЕНИИ

Чигарев В.Е., Бельский С.М.

Липецкий государственный технический университет

Губанов О.М.

Публичное акционерное общество «Новолипецкий металлургический
комбинат»

г. Липецк, Российская Федерация

В настоящее время одной из ключевых отраслей любой промышленно развитой страны является автомобилестроение. Это связано с высоким доходом данных предприятий и значительной добавочной стоимостью. Современные требования к экологичности, топливной эффективности и безопасности автомобилей диктуют необходимость применения все более высокопрочных марок стали для снижения веса автомобиля. Наиболее распространенным типом стали, использование которого позволяет решить вышеупомянутые задачи, является класс DP (DualPhase - двухфазных ферритно-мартенситных) сталей.

Отсутствие специализированного оборудования долгое время не позволяло наладить промышленное производство листового проката из DP - сталей в Российской Федерации. Сегодня же ситуация изменилась. На отечественных металлургических комбинатах введены в строй современные агрегаты непрерывного отжига и непрерывного горячего цинкования, позволяющие производить новые типы продукции.

Структура двухфазных ферритно-мартенситных сталей (сокращенно ДФМС) включает в себя мелкозернистую ферритную матрицу с 15 – 25% мартенсита в виде отдельных островков, также может включать небольшое количество остаточного аустенита, бейнита и дисперсных карбидов. К ДФМС сталям предъявляют очень высокие требования по механическим и пластическим свойствам. Для достижения их необходимого уровня приходится прибегать к трудоемким технологическим изысканиям, глубокому анализу имеющихся литературных источников, лабораторного изучения и опыта производства данных сталей на передовых металлургических предприятиях мира. На свойства двухфазных сталей большое влияние оказывает содержание легирующих элементов и технология производства.

Основным вариантом термической обработки для получения ферритно-мартенситной структуры является неполная закалка, то есть нагрев до температур межкритического интервала (МКИ) A_{C1} — A_{C3} с последующим охлаждением. Получение необходимого соотношения структурных составляющих ДФМС при термической обработке обеспечивается путем снижения (до 0,08—0,09%) содержания углерода в стали, что позволяет уменьшить зависимость количества аустенита от температуры нагрева.

Конкретный режим термической обработки для получения ДФМС с требуемыми свойствами назначается в зависимости от состава стали с учетом параметров термической обработки: скорости, продолжительности нагрева, средств охлаждения нагретой полосы, возможности проведения отпуска и т. д. В общем случае температура нагрева должна соответствовать $A_{c1}+(60\div 90\text{ }^{\circ}\text{C})$; охлаждение от температур МКИ предпочтительно проводить с умеренными скоростями ($5\text{--}30\text{ }^{\circ}\text{C}/\text{с}$) до $400\text{--}500\text{ }^{\circ}\text{C}/\text{с}$, что обеспечивает стабильность получения $15\text{--}25\%$ мартенсита и лучшую пластичность и вязкость (рис. 1). При этом существует достаточно широкий интервал температур нагрева ($40\text{--}80\text{ }^{\circ}\text{C}$), которые, в свою очередь, обеспечивают примерное постоянство структуры и прочностных свойств.

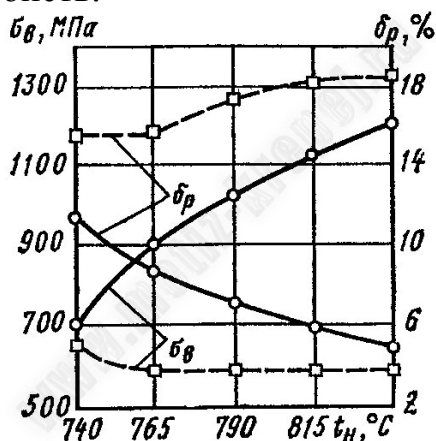


Рисунок 1 — Влияние температуры нагрева в МКИ на механические свойства ДФМС, полученных при закалке в воде (сплошные линии) и при охлаждении со скоростью около $30\text{ }^{\circ}\text{C}/\text{с}$ (штриховые линии)

Температура нагрева под прокатку должна обеспечивать растворение частиц карбонитридов микролегирующих элементов, которые тормозят рекристаллизацию, и в результате измельчается зерно [1]. Горячекатаный прокат с мелкозернистой структурой при последующей термической обработке холоднокатаной стали благодаря эффекту структурной наследственности сформирует мелкозернистую ферритно-мартенситную структуру. Кроме того, наноразмерные выделения избыточных фаз, выделяющиеся на заключительной стадии прокатки или последующем охлаждении, приводят к дисперсионному упрочнению, повышая прочность стали, но снижая пластичность [2].

На размер частиц карбонитридов влияет температура смотки (T_{cm}), чем ниже температура, тем более мелкодисперсные частицы формируются. Следует отметить, что уже при температуре ниже $550\text{ }^{\circ}\text{C}$ происходит подавление диффузионных процессов, частицы карбонитридов не образуются и микролегирующие элементы остаются в твердом растворе. Однако при снижении T_{cm} происходит смена механизма распада аустенита от диффузионного к сдвиговому, что дает возможность формирования мартенсита и бейнита. Это, в свою очередь, упрочняет горячекатаный прокат [3, 4].

В рамках данной работы был проведен эксперимент по прокатке ДФМС. Эксперимент проводился с изменением следующих параметров: химического

состава и температурно-скоростных параметров горячей прокатки.

Эксперимент заключался в одноступенчатом ускоренном охлаждении на отводящем рольганге (рис. 2). После выхода полосы из чистовой группы клетей, производится выдержка на воздухе (время паузы). Далее полоса душируется до температуры смотки ($T_{см}$).

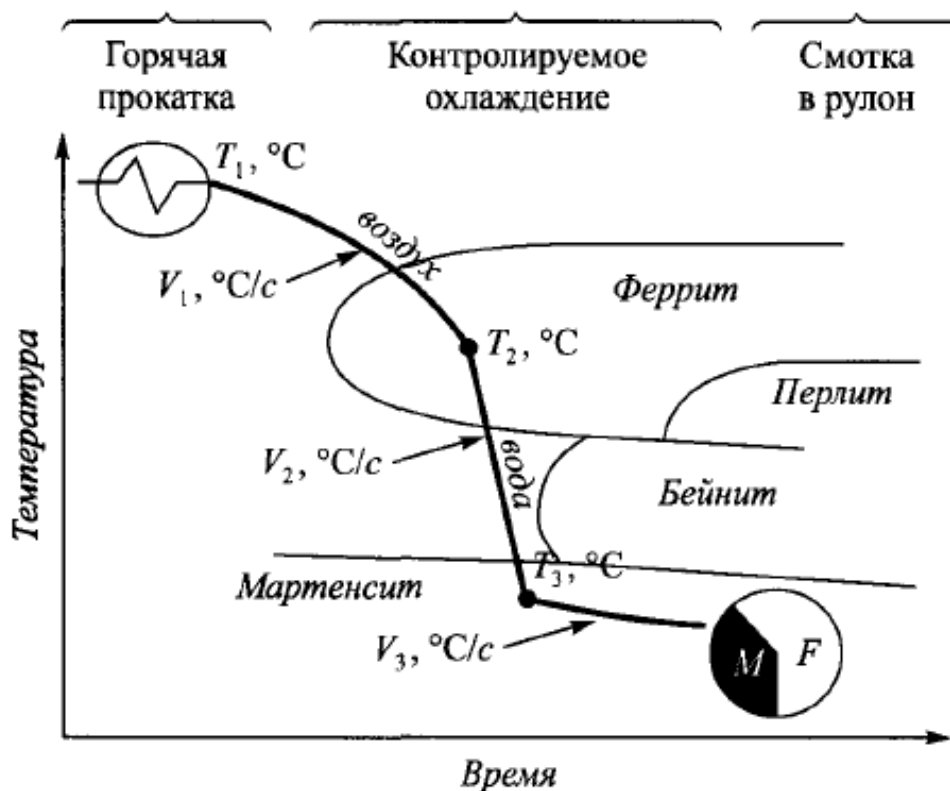


Рисунок 2 - Технология получения горячекатаной ДФМС по одноступенчатой схеме охлаждения

В таблице 1 представлены исходные данные экспериментов.

Таблица 1 - Химический состав ДФМСи параметры горячей прокатки

№	C, %	Si, %	Mn, %	P, %	Al, %	Cr, %	$T_{кп}$, °C	Время паузы, с	$T_{см}$, °C
1	0,075	0,10	0,9	0,033	0,04	0,50	850	3,2	200
							830	4,5	200
2	0,075	0,13	1,3	0,040	0,04	0,53	865	4,7	200
							820	4,5	200

На первом этапе эксперимента использовался химический состав и температурно-скоростные параметры, полученные в ходе литературного обзора.

По результатам первого этапа эксперимента были получены следующие механические характеристики горячекатаного проката (табл. 2).

Таблица 2 - Механические характеристики по результатам первого эксперимента

Предел прочности, МПа	Предел текучести, МПа	Относительное удлинение, %	% Упрочняющей фазы
475-485	380 - 390	28-35	5-6

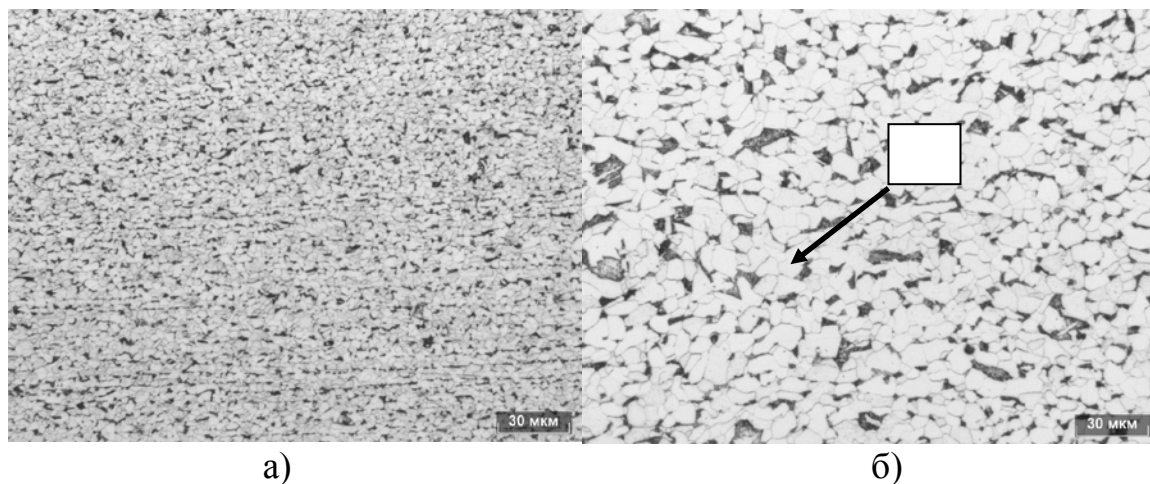


Рисунок 3 - Металлографические снимки, полученные по технологии травления на мартенсит по результатам первого этапа эксперимента:
а – x200; б – x500; М – мартенсит

Как видно из таблицы 2, предел прочности и процент упрочняющей фазы не соответствует требованиям EN 10338:2015. Скорее всего, это связано с недостаточным количеством карбонитридов на границах зерен.

На втором этапе эксперимента корректировали химический состав и температурно-скоростные параметры прокатки. По результатам эксперимента были получены следующие механические характеристики горячекатаного проката.

Таблица 3 - Механические характеристики по результатам второго эксперимента.

Предел прочности, МПа	Предел текучести, МПа	Относительное удлинение, %	% упрочняющей фазы
590 - 620	490 - 510	20-27	17 - 20

Как видно из таблицы 3 предел текучести так же не соответствует требованиям EN 10338:2015.

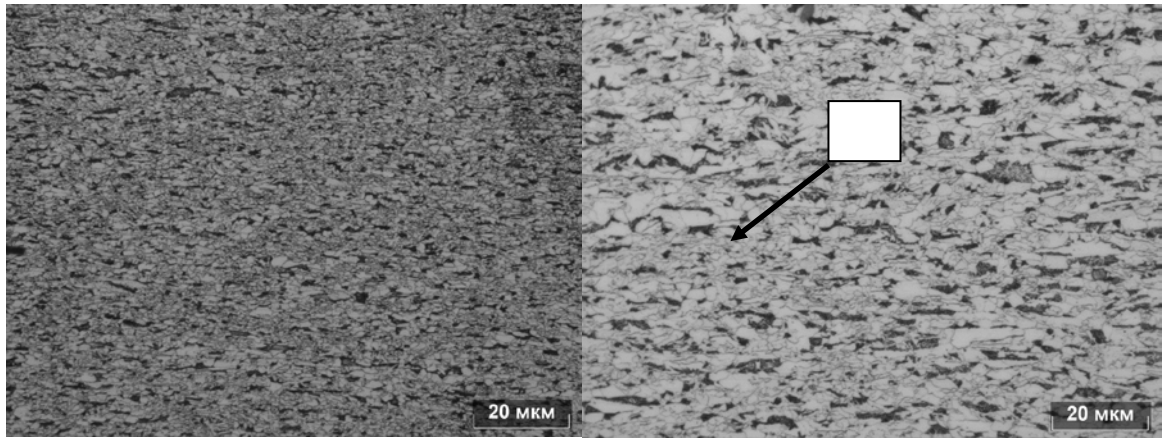


Рисунок 3 - Металлографические снимки по результатам второго эксперимента: а – х200; б – х500; М – мартенсит

В дальнейших исследованиях планируется корректировка химического состава, температурно-скоростных параметров и параметров душирования на отводящем рольганге.

Литература:

1. Шахпазов Е.Х., Гордиенко А.И., Зайцев А.И. и др. Повышение уровня и стабильности механических и других служебных характеристик автолистовых сталей путем управления процессами выделения неметаллических избыточных фаз // *Металлург*. 2009. №9. С. 40-46.
2. Нищик А.В., Родионова И.Г., Бакланова О.Н., Гришин А.В., Дьяконов Д.Л. Алияние параметров горячей прокатки на выделение избыточных фаз в дфухфазных ферритно-мартенситных сталях. // *Металлург*. 2016. №8. С. 55-58.
3. Голованенко С.А., Фонштейн Н.М. Двухфазные низколегированные стали. - М.: *Металлургия*, 1986. - 207 с.
4. Pichler. A. etc. // *40th Mechanical working and steel processing*. Pittsburgh, 25 - 28.10.1998. P. 259 - 274.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ПОСТАНОВКИ ОБРАТНОЙ ЗАДАЧИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МОДЕЛИ МАТЕРИАЛА ПРИ ХОЛОДНОЙ ДЕФОРМАЦИИ СТАЛИ 20Х

Шишкин Д.О., Петров П.А.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Инверсионный метод [1] или метод постановки обратной задачи [2] позволяет с высокой степенью точности определять в явном виде модель материала [3]. При этом пренебрегают упрощающими допущениями, принимаемыми при обработке результатов экспериментальных исследований, используемых в последующем для определения модели материала. Экспериментальные исследования проводят, руководствуясь одним из известных методов испытания - на кручение, на изгиб, на сжатии либо на растяжение. В данной работе рассматривается применение метода испытания на кручение сплошного цилиндрического образца для составления реологической модели стали марки 20Х в условиях холодной пластической деформации.

Метод постановки обратной задачи позволяет учесть недостатки присущие методам обработки результатов простейших лабораторных испытаний, перечисленных выше. Это оказывается возможным, за счет совмещения натурального и виртуального эксперимента. Натурный эксперимент выполняется в соответствии с принятой методикой постановки и проведения лабораторного испытания, например, на кручение сплошного цилиндрического образца. Виртуальный эксперимент основывается на итерационном подходе и применении программного кода, основанного на каком-либо численном методе, например, методе баланса мощности либо методе конечных элементов.

Цель данной работы заключается в проведении конечно-элементное моделирование кручения сплошного цилиндрического образца, изготовленного из стали 20Х (ГОСТ 4543-71). Решаемая задача – определение реологической модели материала и построение кривой упрочнения стали 20Х.

Схема реализации метода постановки обратной задачи, применяемая в данной работе, представлена на рисунке 1.

Целевая функция Φ формируется для каждого временного шага виртуального эксперимента [4]. Угол поворота θ соответствует определенному шагу по времени. Расчет считается завершенным, если значение целевой функции достигает минимального значения в пределах порогового отклонения $\Delta=1,5\%$. В результате реализации схемы инверсионного метода может быть определена реологическая модель стали 20Х.

Испытание на кручение сплошного цилиндрического образца применяется в данной работе для постановки натурального эксперимента и определения экспериментальной зависимости силового показателя (крутящего момента M) от деформационного показателя (угла поворота θ). Форма

цилиндрического образца представлена на рисунке 2. Размеры цилиндрического образца представлены в таблице 1; химический состав в соответствии со стандартом ГОСТ 4543-71 представлен в таблице 2.

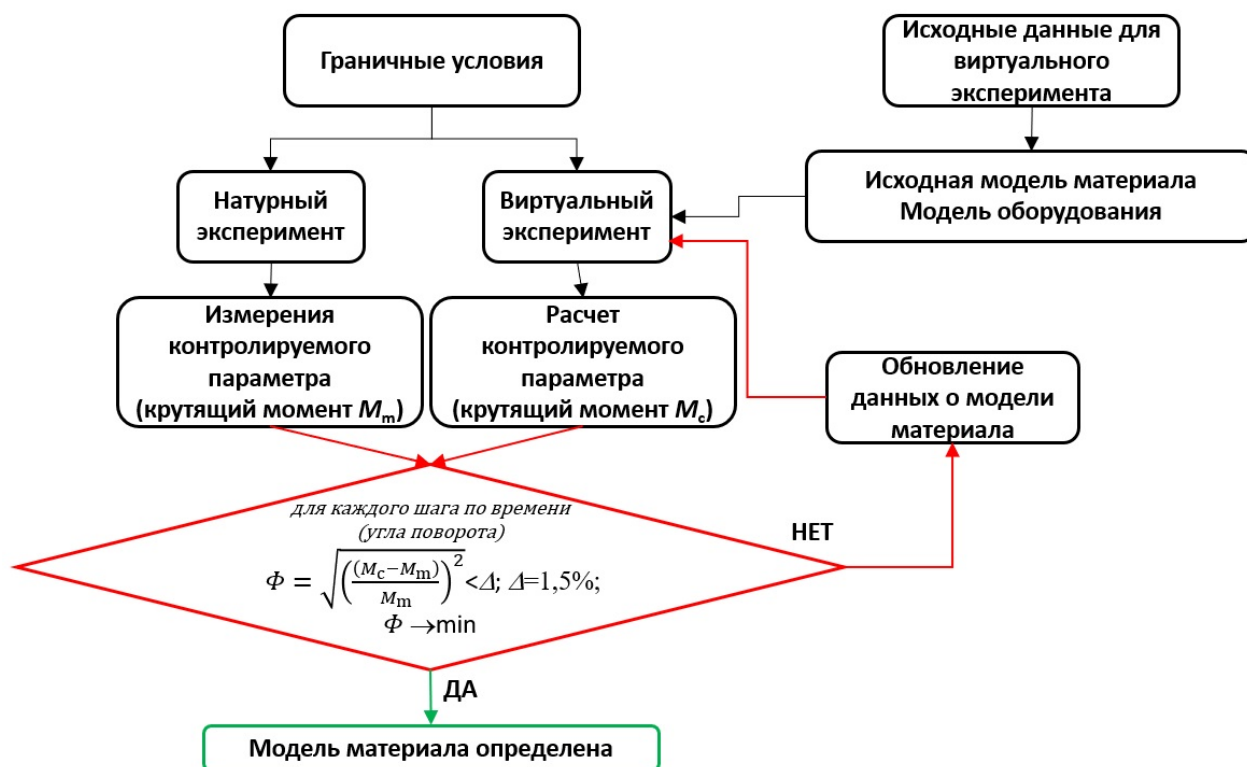


Рисунок 1 - Схема метода постановки обратной задачи

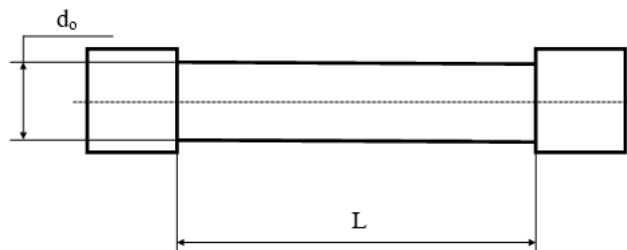


Рисунок 2 - Цилиндрический образец для кручения

Таблица 1 – Размеры цилиндрического образца

Параметр	Значение параметра
Диаметр d_0	$10,00 \pm 0,1$
Длина L	$77,4 \pm 0,5$
Шероховатость поверхности образца	Ra 1,25

Постановка виртуального эксперимента осуществляется в программном комплексе QFORM 9.0 [5] в соответствии с схемой постановки обратной задачи (см. рис. 1).

Таблица 2 – Химический состав стали 20Х

Содержание химического элемента, %	Значение
C	0,17-0,23
Si	0,17-0,37
Mn	0,5-0,8
Ni	до 0,3
S	до 0,035
P	до 0,035
Cr	0,7-1
Cu	до 0,3

В данной работе рассматривается холодная пластическая деформация стального образца при его кручении; в общем виде модель материала может быть представлена в виде функции одной переменной:

$$\sigma_s = f(\varepsilon) \quad (1)$$

Принимаем следующую область определения реологической модели стали 20Х: температура $T = 20^\circ\text{C}$, скорости деформации $\dot{\varepsilon} = 0,5 \text{ с}^{-1}$ и для диапазона значений интенсивности деформации $\varepsilon \in [0,0-2,5]$. Далее, модель уточняется на основе схемы реализации постановки обратной задачи (рис. 1). Исходные данные для конечно-элементного моделирования кручения цилиндрического образца: длина (начальная) заготовки (L) = 77.4 мм; диаметр (начальный) заготовки (d_0) = 10.0 мм; фактор трения (m) = без смазки; угловая скорость (ω) вращения верхнего инструмента = 60 об/мин; нижний инструмент неподвижен; тепловой эффект пластической деформации и трения не учитывается.

Кривая упрочнения (рис. 3в) была аппроксимирована функцией, которая подобна модели, предложенной А. Хензелем - Т. Шпиттелем [6]; отличие - свободный член, который учитывает начало пластического течения от предела текучести:

$$\sigma_s = A + B\varepsilon_i^{m_1} e^{(m_2/\varepsilon_i)} \quad (2)$$

Неизвестные коэффициенты в уравнении (2) были определены с помощью метода Левенберга-Маркардта, реализованного в программном комплексе Matlab. Значение коэффициента детерминации R^2 приведено в таблице 3.

Таблица 3 - Коэффициенты уравнения (2)

A, МПа	B, МПа	m_1	m_2	R^2
246.00	595.00	0.099	-0.05	0.977

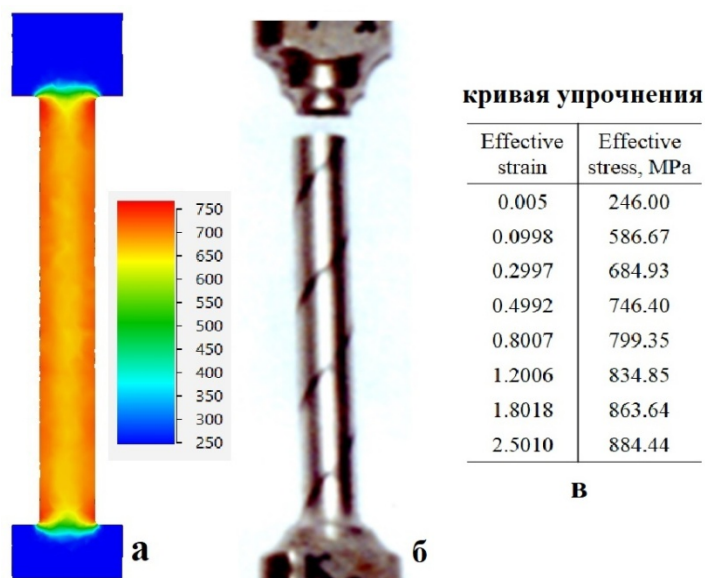


Рисунок 3 - Сравнение формы конечно-элементной модели (а) и натурального образца (б); кривая упрочнения материала образца (в)

Модель материала (см. уравнение (2) и рис.3в) хорошо согласуется с экспериментальными результатами, а также с результатами конечно-элементного моделирования. Точность конечно-элементного моделирования была подтверждена сравнительной оценкой экспериментальных значений крутящего момента и результатов виртуального эксперимента по кручению цилиндрического образца (рис. 4).

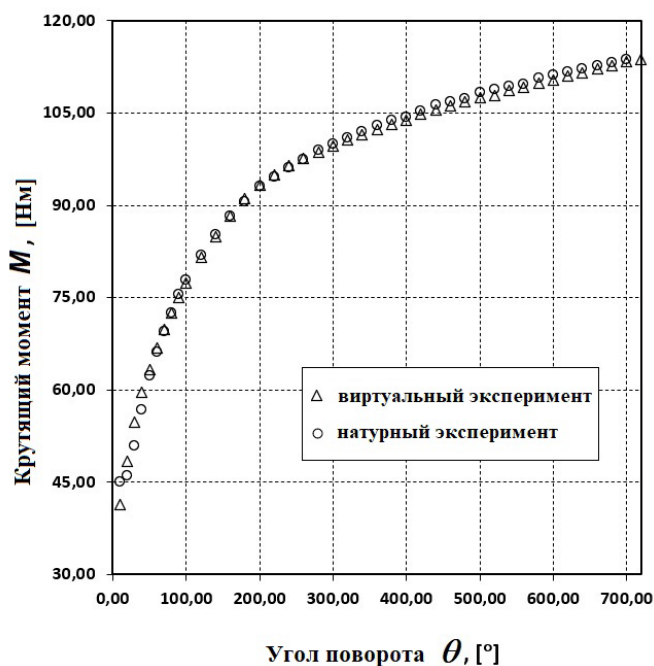


Рисунок 4 - Зависимость крутящего момента от угла поворота при кручении цилиндрического образца

Таким образом, метод постановки обратной задачи показал свою работоспособность и позволил определить реологическую модель материала. Модель достаточно точно описывает экспериментальные данные. Полученная модель материала (для стали 20Х) имеет область определения: температура деформации 20°C, скорость деформации 0,5 с⁻¹, диапазон деформации от 0 до 2,5.

Литература:

1. Massoni E, Forestier R, et al. Inverse analysis for the identification of thermal and mechanical parameters of materials. In: M. Pietrzyk editor. Fifth ESAFORM Conference on Material Forming. Krakow: 2002. p.159-162.

2. Потапенко К.Е., Воронков В.И., Петров П.А. Определение модели сопротивления деформации по изотермическим кривым текучести. Заготовительные производства в машиностроении. 2013. № 8. С. 32-38.

3. Rao KP, Prasad YKDV, Hawbolt EB. An algorithm for flow stress determination under varying process conditions. Journal of Materials Processing Technology 1996; 56: 908-917.

4. Szeliga D, Pietrzyk M. Identification of Rheological and Tribological Parameters. In: Metal Forming Science and Practice, ed., Lenard J.G., Amsterdam: Elsevier, 2002, p. 227-258.

5. Пластическая деформация материалов. Руководство пользователя QForm 2D/3D. Программа для моделирования процессов обработки металлов давлением. Часть 4. Теоретические основы QForm. Москва: ООО «КванторФорм», 2017, стр. 5-95.

6. Хензель А., Шпиттель Т. Расчет энергосиловых параметров в процессах обработки давлением: Справочник. – М.: Металлургия, 1982. – 360 с.

ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ АППРОКСИМАЦИИ ПОВЕРХНОСТИ ПРОФИЛЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРЯЧЕКАТАНОГО ПОДКАТА

Шкарин А.Н., Бельский С.М.

Липецкий государственный технический университет
г. Липецк, Российская Федерация

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 19-38-90257.

Профиль поперечного сечения горячекатаного подката является основным геометрическим критерием, определяющим качество прокатываемых полос, поскольку дефекты поверхности профиля оказывают значительное негативное влияние на формообразование холоднокатаных полос, прокатываемых из этого подката [1,2].

Авторами [3,4] обнаружено, что существует три характерных формы профилей горячекатаного подката, которые повышают вероятность образования дефектов при дальнейшей холодной прокатке. Профили с пикообразной выпуклой серединой (рис. 1,б) приводят к возникновению дефекта коробоватость, седловидные (рис. 1,г) и с прикромочными утолщениями (рис. 1,в) профили вызывают волнистость. Поэтому к дальнейшей холодной прокатке следует допускать горячекатаный подкат с выпуклыми параболическими профилями (рис. 1,а).

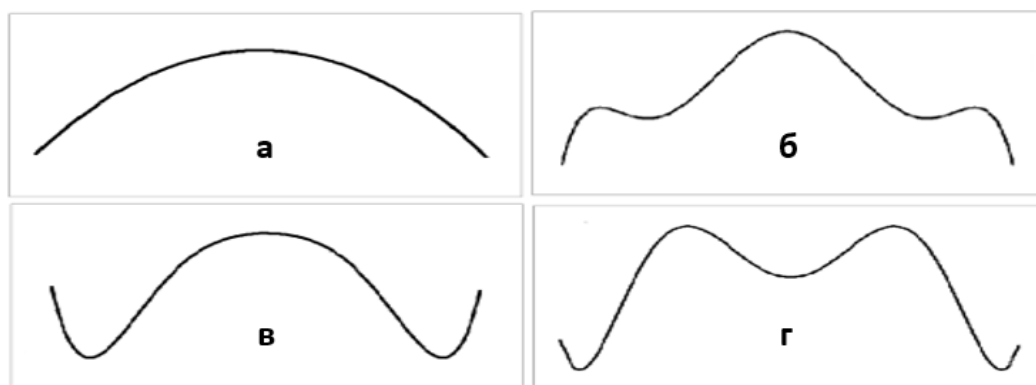


Рисунок 1 – Характерная форма профилей поперечного сечения горячекатаного подката: без прикромочных утолщений (а), с пикообразной выпуклой серединой (б); с прикромочными утолщениями (в), седловидные (г)

Традиционный подход для цифровизации контура профиля поперечного сечения горячего подката – аппроксимация квадратичной параболой [5]:

$$h(x) = a + bx + cx^2, \quad (1)$$

где a, b, c – коэффициенты многочлена, вычисляемые по методу наименьших квадратов; $h(x)$ – приближенная толщина полосы с относительной координатой x по ширине, преобразованной к интервалу $[-1;1]$ по формуле

$x = 2x_{fact} / B$, где x_{fact} – фактическая координата по ширине полосы; B – ширина полосы, за исключением 40 мм от каждой кромки.

Для количественной оценки качества горячекатаного подката находят коэффициент детерминации R^2 – параметр, который отображает, насколько точно расчетное значение аппроксимирующего полинома $h(x)$ повторяет реальные данные:

$$R^2 = 1 - \frac{\sum_{i=1}^m (H[x_i] - h[x_i])^2}{\sum_{i=1}^m (H[x_i] - \bar{H})^2}, \quad \bar{H} = \frac{\sum_{i=1}^m H[x_i]}{m},$$

где $H[x_i]$ – фактическое значение толщины полосы в точке x_i ; $h[x_i]$ – расчетное значение по аппроксимирующей параболе (1); x_i – относительная координата по ширине; m – количество измерений профиля поперечного сечения за исключением 40 мм со стороны каждой кромки.

Чем ближе R^2 к единице, чем лучше модель (1) аппроксимирует профиль поперечного сечения горячего подката.

Недостатком данного подхода для оценки качества горячекатаного подката является недостаточная точность аппроксимации вблизи кромок [6]. На рис. 2 представлены профили поперечного сечения одинакового типоразмера с прикромочными утолщениями (рис. 2,б) и без них (рис. 2,а) с одинаковым значением коэффициента детерминации $R^2 \approx 0,96$.

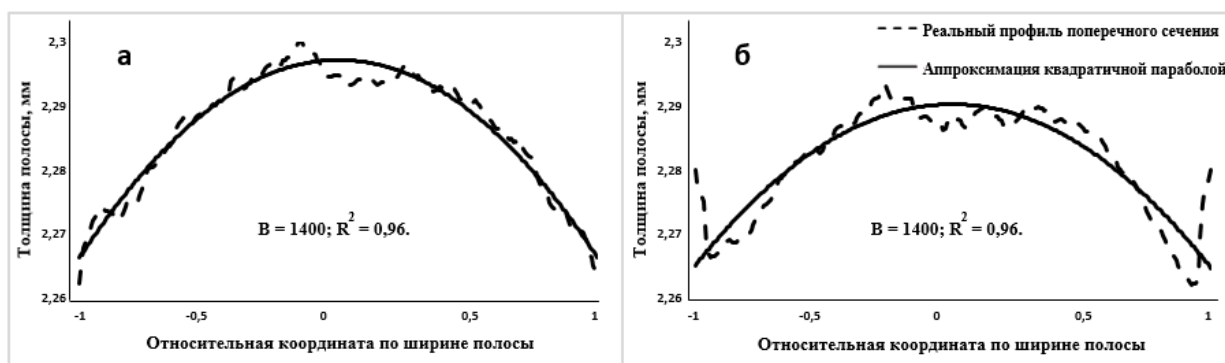


Рисунок 2 – Характерная форма профилей поперечного сечения горячекатаного подката: без прикромочных утолщений (а), с пикообразной выпуклой серединой (б); с прикромочными утолщениями (в), седловидные (г)

Таким образом, высокое значение коэффициента детерминации не всегда свидетельствует о высокой плоскостности горячекатаного подката. Поэтому для идентификации особенностей контура профиля поперечного сечения необходимо повысить точность аппроксимации. Для этого применим аппроксимационные многочлены Чебышева. Запишем аппроксимационный полином в обобщенной форме:

$$h(x) = a_0 g_0(x) + a_1 g_1(x) + \dots + a_n g_n(x), \quad (2)$$

где n – степень полинома; a_0, \dots, a_n – коэффициенты обобщенного

многочлена.

Полиномами Чебышева называют ортогональные многочлены, которые равномерно распределяют ошибку аппроксимации по всей кривой (сводят к минимуму максимум ошибки) и определяются рекуррентными формулами:

$$a_k = \frac{\sum_{i=1}^m h(x_i) g_k(x_i)}{\sum_{i=1}^m g_k^2(x_i)},$$

где $g_0(x) = 1$; $g_1(x) = x - \lambda_1$; $g_k(x) = (x - \lambda_k)g_{k-1}(x) - \beta_k g_{k-2}(x)$;

$$\lambda_1 = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^m x_i; \quad \lambda_k = \frac{\sum_{i=1}^m x_i g_{k-1}^2(x_i)}{\sum_{i=1}^m g_{k-1}^2(x_i)}; \quad \beta_k = \frac{\sum_{i=1}^m x_i g_{k-2}(x_i) g_{k-1}(x_i)}{\sum_{i=1}^m g_{k-2}^2(x_i)}.$$

Профиль поперечного сечения горячекатаного подката аппроксимировали при помощи модели (2) при порядке полинома $n = 4$ и $n = 6$. Численный эксперимент показал, что полином Чебышева 4-ой степени не отображает особенностей прикромочных утолщений профиля поперечного сечения (рис. 3).

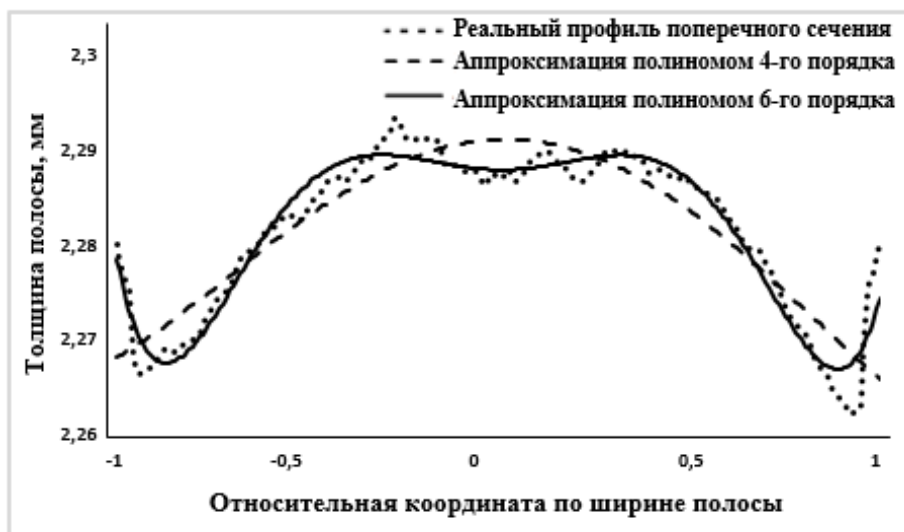


Рисунок 3 – Аппроксимация полиномами Чебышева четвертого и шестого порядка профиля поперечного сечения горячего подката с прикромочными утолщениями

Поэтому в качестве аппроксимационного многочлена будем использовать полином Чебышева 6-ой степени. Для количественной оценки адекватности модели (1) при $n = 6$ найдем среднюю ошибку аппроксимации \bar{A} :

$$\bar{A} = \frac{\sum_{i=1}^m |H(x_i) - h(x_i)|}{m} \cdot 100\%.$$

Представим полученные результаты средней ошибки аппроксимации \bar{A} на рис. 4

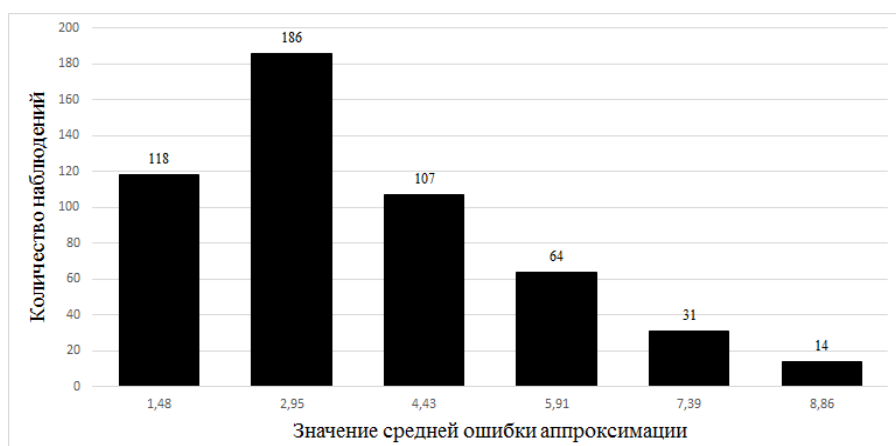


Рисунок 4 – Гистограмма значений средней ошибки аппроксимации

Из рисунка видно, что \bar{A} не превышает 10%, следовательно модель (2) при $n = 6$ с достаточной точностью аппроксимирует профили поперечного сечения. Таким образом, разработана математическая модель зависимости толщины профиля поперечного сечения горячего подката от удаления от середины, которая хорошо аппроксимирует кромки и отображает существенные особенности горячекатаного подката.

Литература:

1. Пименов В.А., Кузнецова Е.В., Шкарин А.Н. Повышение точности аппроксимации формы поперечного профиля горячего проката // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2016. № 9. с. 130-138.
2. Пименов В.А., Перцева В.С. Разработка методов анализа и оценки точности поперечного профиля горячекатаного проката // Металлург. 2014. № 9. С. 66-70.
3. Пименов В.А., Бельский С.М., Кузнецова Е.В., Шкарин А.Н. Математическая модель идентификации формы профиля поперечного сечения горячекатаных полос и распределения вытяжек по ширине холоднокатаных полос. Сообщение 1. // Производство проката. 2018. №1. с. 11-15.
4. Пименов В.А., Бельский С.М., Кузнецова Е.В., Шкарин А.Н. Математическая модель идентификации формы профиля поперечного сечения горячекатаных полос и распределения вытяжек по ширине холоднокатаных полос. Сообщение 2. // Производство проката. 2018. №6. с. 9-14.
5. Бельский С.М., Мухин Ю.А., Мазур С.И., Гончаров А.И. Влияние параметров профиля поперечного сечения горячекатаного подката на плоскостность холоднокатаных полос // Сталь. 2013. № 5. С. 52–55.
6. Бельский С.М., Мухин Ю.А., Польшин А.А., Стоякин А.О. Математическая модель профиля поперечного сечения горячекатаных полос с прикромочными особенностями. Сообщение 1. // Производство проката. 2015. № 5. С. 18-22.

ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛОВЕДЕНИЕ



ВЛИЯНИЕ МЫШЬЯКА НА СОПРОТИВЛЕНИЕ ХРУПКОМУ РАЗРУШЕНИЮ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ 15Г2СФ

Асбедев Д.А., Егоров Н.Т.
Донецкий национальный технический университет

Толстолистовые низколегированные стали широко используются в машиностроении, промышленном и гражданском строительстве при изготовлении различных сварных изделий и конструкций. Несмотря на кризис в металлопотребляющих отраслях промышленности потребность в толстолистовом прокате из низколегированных сталей повышенной прочности по-прежнему сохраняется на достаточно высоком уровне.

Использование при производстве сталей керченских руд приводит к появлению в их составе мышьяка в количестве 0,13-0,15%. Такое количество мышьяка незначительно повышает прочностные свойства и снижает пластичность углеродистых и низколегированных сталей [1]. Сведений о влиянии мышьяка на характеристики хрупкого разрушения малоуглеродистых низколегированных сталей в технической литературе недостаточно, а имеющиеся данные в ряде случаев весьма противоречивы [2].

В последние годы все больше внимания уделяется исследованию склонности сталей к хрупкому разрушению с использованием характеристик трещиностойкости, которые учитывали бы величину энергии, затрачиваемую на деформацию и разрушение и по сравнению со стандартными методами испытания механических свойств обеспечивали бы более надежную оценку работоспособности металлоизделий в реальных условиях их эксплуатации.

Исследовали влияние мышьяка на характеристики трещиностойкости толстолистовой низколегированной стали 15Г2СФ, содержащей, %: 0,16С; 0,51Si; 1,42Mn; 0,034P; 0,030S; 0,12V и 0,13As.

Сталь выплавляли в лабораторной индукционной печи емкостью 160 кг и разливали в слитки массой 15 кг. Содержание мышьяка в стали в количестве 0,13% обеспечивалось за счет ввода в нее ферромышьяка. Слитки после нагрева на 1150-1160°C прокатывали на лабораторном стане на листовые заготовки толщиной 16мм. Температура конца прокатки составляла 840-860°C. После прокатки листовые заготовки охлаждались на воздухе. Часть заготовок подвергалась нормализации при температуре 920-930°C с удельным временем нагрева 1,5 мин/мм, что соответствовало реальным режимам термообработки листов в промышленных условиях.

Механические свойства стали определяли при испытании на растяжение цилиндрических образцов с диаметром рабочей части 6 мм и расчетной длиной 30 мм (ГОСТ 1497). Испытание на ударный изгиб проводили на образцах 1-го типа (ГОСТ 9454) при температуре минус 40°C.

В качестве характеристик трещиностойкости выбраны величина критического раскрытия трещины (δ_c) и работа развития трещины (КСТ) [3,4].

Работу развития трещины определяли в интервале температур от плюс 20 до минус 60°C при испытании образцов 11-го типа на ударный изгиб. Критическое раскрытие трещины определяли по результатам испытания на статический изгиб образцов размером 12x60x24мм с надрезом глубиной 1,4мм и радиусом закругления 0,03мм, оканчивающимся усталостной трещиной, которую, как и при испытании на ударный изгиб, наносили на вибраторе Дроздовского. Глубина трещины составляла $1,0 \pm 0,1$ мм и контролировалась на инструментальном микроскопе БИМ-2.

Механические свойства толстолистовой стали 15Г2СФ, содержащей 0,13%As, представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические свойства толстолистовой стали 15Г2СФ, содержащей мышьяк

Состояние металла	Толщина листа, мм	σ_b , Н/мм ²	σ_T , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ при -40°C, Мдж/м ²
Горячекатаное	16	$\frac{610 - 620}{617}$	$\frac{425 - 440}{432}$	$\frac{28,0 - 29,0}{28,2}$	$\frac{5,5 - 6,2}{5,7}$
Нормализованное	16	$\frac{620 - 630}{623}$	$\frac{440 - 445}{443}$	$\frac{29,0 - 30,0}{29,3}$	$\frac{6,6 - 8,1}{7,2}$
ГОСТ 19281 (не менее)	10-20	560	400	18,0	3,5

Примечание. Числитель – пределы изменения, знаменатель – среднее значения.

Из приведенных данных видно, что механические свойства мышьяковистой стали находятся в полном соответствии с требованиями ГОСТ 19281 и соответствуют классу прочности 400Н/мм². Микроструктура представляет собой феррито-карбидную смесь с небольшим количеством (до 5-7%) бейнитной составляющей. Величина зерна феррита составляет 7-9 баллы. Характерной особенностью горячекатаной стали является наличие в ней феррито-перлитной полосчатости. Нормализация приводит к измельчению структуры и снижению полосчатости. Характеристики трещиностойкости стали в горячекатаном и нормализованном состояниях при различных температурах испытания приведены на рисунке 1.

Сталь содержащая мышьяк, характеризуется более низкими значениями КСТ и δ_5 по сравнению с безмышьяковистым металлом. Степень снижения указанных характеристик в ряде случаев достигает 10-30%.

Нормализация повышает характеристики трещиностойкости исследованной стали, однако отрицательное влияние на них мышьяка сохраняется во всем температурном интервале испытания.

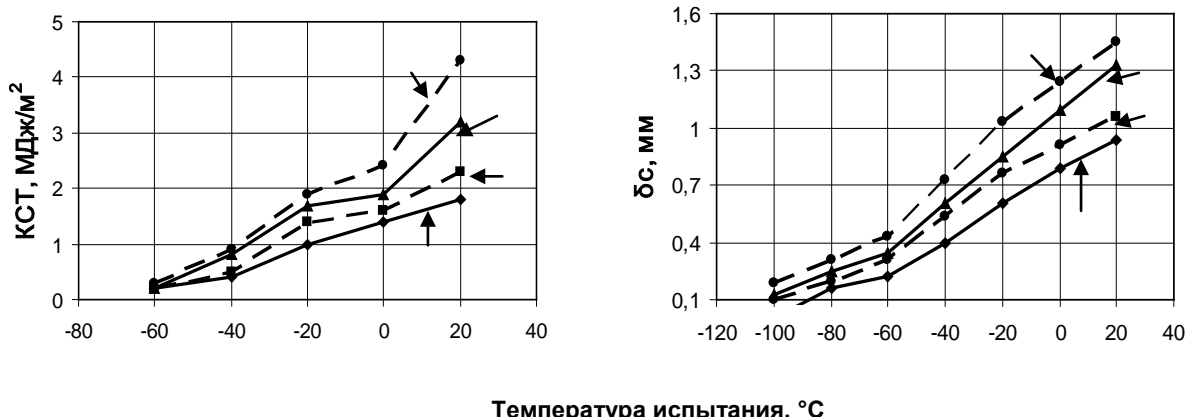


Рисунок 1. Работа распространения (КСТ) и критическое раскрытие трещины (δ_c) стали 15Г2СФ в горячекатаном (1,3) и нормализованном (2,4) состояниях:

- 1, 3 – сталь с содержанием As 0,13%;
- 2, 4 – без As.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что толстолистовая низколегированная сталь 15Г2СФ, содержащая 0,13% мышьяка, по механическим свойствам полностью удовлетворяет требованиям ГОСТ 19281 для проката классов прочности 390 и 400, однако при этом характеризуется более высокой склонностью к хрупкому разрушению как в горячекатаном, так и нормализованном состояниях и это необходимо учитывать при ее использовании в реальных конструкциях.

Литература:

1. Казарновский Д.С. Влияние мышьяка, фосфора и углерода на свойства стали / Казарновский Д.С. // -М.: Металлургия, 1966, -295с.
2. Лившиц Л.С. О критерии и методике оценки склонности стали к хрупкому разрушению / Лившиц Л.С., Рахманов А.С. // Заводская лаборатория. 1965, №11. – С 1342-1344.
3. Николс Р. Оценка сопротивления материалов разрушению по критическому раскрытию трещины / Николс Р. // В кн.: Новые методы оценки сопротивления металла хрупкому разрушению. Пер. с англ. М.: МИР, 1972, -С 11-89.
4. Уэллс А.А. Состояние вопроса о проблеме раскрытия трещины в механике разрушения / Уэллс А.А. // В кн.: Механика: Пер. с англ. М.: МИР, 1972, №3 с 108-132.

ИГОЛЬНАЯ СТАЛЬ - ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА И ТЕРМООБРАБОТКИ ИЗДЕЛИЙ ИЗ НЕЕ

Басенко Л.М., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет

История швейной иглы гласит, что первые швейные иглы были найдены в южной части Франции и в Средней Азии, причем возраст их составлял 15-20 тысяч лет. В Европе массовое производство швейных иглонок началось только в XIV веке [1]. В середине XIX века в Англии, были придуманы станки, которые «умели» в небольшом кусочке проволоки, проделывать ушко. С этих пор и надолго Англия стала одним из основных производителей и экспортеров швейных игл, в конструкции которых было введено новшество, а именно — ушко для нитки (рис. 1). [2].

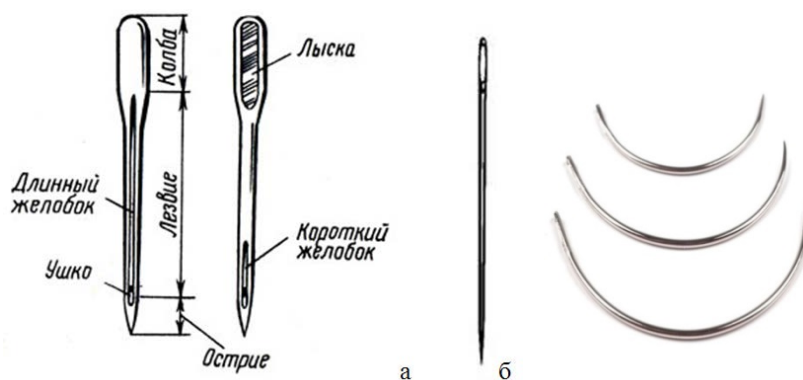


Рисунок 1 – Игла машинная (а) бытовая (б) и иглы хирургические (в).

Технологическая схема технологического процесса игольно-платинного производства (рис. 2) включает следующие основные этапы:

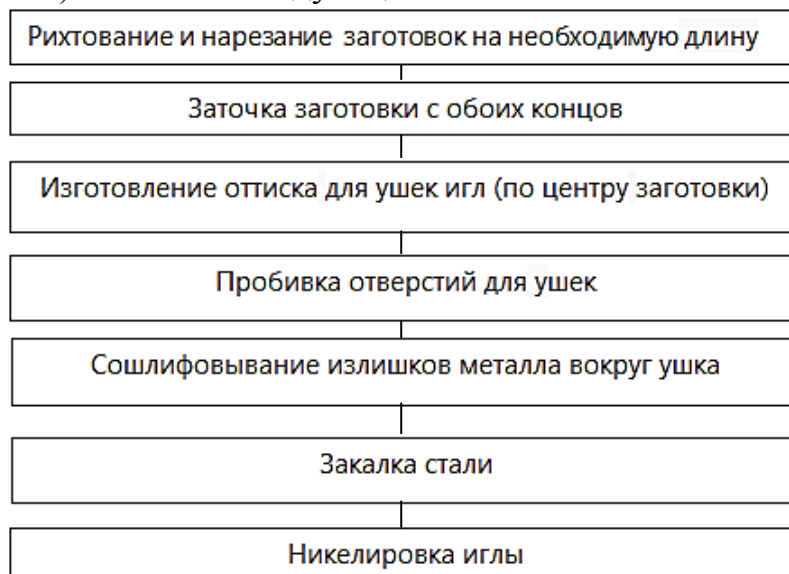


Рисунок 2 - Технологическая схема технологического процесса игольно-платинного производства

В зависимости от вида иглы требуют для своего изготовления до 35 операций. Кроме того они подвергаются многочисленным стадиям контроля до превращения в готовое изделие. Проволока поставляется в форме кольца, механически рихтуется и отрезается на заданную длину. Конец куса проволоки шлифуется с получением конической формы [3].

В зависимости от цели применения иглы или хромируют, или подвергают другой поверхностной обработке, например, наносят тефлоновое покрытие [4].

Сталь для игольной проволоки, содержащая углерод, марганец, кремний, хром, никель, медь, серу, фосфор, железо, может дополнительно содержать ванадий и азот при следующем соотношении компонентов, % мас.

Таблица 1 – Химический состав сталей для игольной проволоки по ГОСТ 1435, % масс. [5].

C	Mn	S	Cr	N	Cu	S	P	V	N	e
0,95-1,04	,15-0,35	,15-0,35	,20-0,3	,05-0,25	,15-0,25	,001-0,007	,003-0,015	,06-0,10	,005-0,015	

Колебание содержания углерода в мотке проволоки не должно превышать 0,05%.

Марка проволоки	Марка стали
И1	У7А
И2	У8А
И3	У10А
И4	У9А

На основании данных, взятых из ГОСТ-1435 [5], и данных, наблюдаемых нами, с помощью непараметрического критерия χ^2 , оценивали достоверность значений твердости образцов после закалки в воде по HRC.

В таблице 1 внесены прогнозируемые значения твёрдости и ожидаемая частота их появления.

Таблица 1- Твердость образцов игольных сталей после закалки в воде

Условный код	Марка стали	Ожидаемая частота f_e	Наблюдаемая частота f_o	Разность ($f_e - f_o$)
1	У7А	63	57	6
2	У8А	63	57	6
3	У9А	63	57	6
4	У10А	63	57	6
5	У11А	63	58	5
6	У12А	64	59	5
7	У13А	64	59	5

$\chi^2_{\text{экс}}$ находили по формуле : $\chi^2_{\text{экс}} = \frac{(fo-fe)^2}{fe}$;

$$\chi^2_{\text{экс}} = \frac{6^2}{63} + \frac{6^2}{63} + \frac{6^2}{63} + \frac{6^2}{63} + \frac{5^2}{63} + \frac{5^2}{64} + \frac{5^2}{64} = 3,4$$

По таблице: К = 6 (число степеней свободы)

$$\chi^2_{\text{крит.}} \text{ для } P_{0,05} = 12,6$$

При сравнении $\chi^2_{\text{экс}}$ с критическим значением видно, что

$$\chi^2_{\text{экс}} \sim \chi^2_{\text{крит}}$$

$$\chi^2_{\text{экс}} = 3,4 < \chi^2_{\text{крит}} = 12,6$$

Так как $\chi^2_{\text{крит}} > \chi^2_{\text{экс}}$, то различия в ожидаемых и фактических частотах не достоверны, т.е. нет оснований признать, что значения твердости сильно отличаются.

Выводы. Проволока является универсальным конструкционным материалом: изделиями массового потребления, изготавливаемыми из проволоки, являются иглы. Сила проникновения иглы зависит, в большей мере, от ее формы, а также полировки и протравки микропрофиля конца иглы, чем от качества стали. Из рассмотренного примера применения непараметрического критерия χ^2 следует, что этот критерий позволяет оценивать достоверность значений твердости игл (HRC) и других свойств, а также корректно сравнивать качество игл различных производителей.

Литература:

1. Парусов, В.В. Усовершенствование технологии производства игольной проволоки / В.В. Парусов, В.Н. Прокофьев, И.И. Долженков, М.И. Сорокин, В.З. Марченко, Н.П. Нестерова // Журн. «Сталь» - 1980. - № 12 – С. 1090 – 1092.
2. Свой бизнес: производство швейных игл [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.openbusiness.ru/html/dop11/shveinie-igli.htm> - Загл. с экрана.
3. Алимов В.И. Свойства проволоки после воздушной сорбитизации заготовки с переохлаждением / В.И. Алимов // Прогресивні технології у металургії сталі ХХІ сторіччя: труди 3-ї міжнародної технічної конференції, 30 жовт. – 02 лист. 2006 р. – Донецьк, 2007. – С. 370-372.
4. Оборудование швейного производства : справочник / Н.М Вальщиков, А.И. Шарапин, И.А Идиатулин, Ю.Н. Вальщиков. – М.: Легкая индустрия, 1977. – 520 с.
5. ГОСТ 1435-99 Прутки, полосы и мотки из инструментальной нелегированной стали. Технические условия. – Введ. 2001-09-01. - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 20 с.

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПЛУНЖЕРНОЙ ПАРЫ ПУТЕМ ДЕТОНАЦИОННОГО НАПЫЛЕНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНОГО ПОКРЫТИЯ

Быков В.А., Радионова Л.В., Самодурова М.Н.

ФГАОН ВО «Южно-Уральский государственный университет (национальный исследовательский университет)»

Плунжер является специальным вытеснителем насоса, который имеет цилиндрическую форму. Длина плунжера намного больше диаметра. Другими словами, плунжер представляет собой специальный поршень, который используется в таких механизмах, где требуется создание более высокого давления сравнительно с обычными поршневыми насосами. Отличительной особенностью выступает то, что уплотнитель находится на цилиндре и перемещается по поверхности плунжера в тот момент, когда совершается возвратно-поступательное движение. Такое решение получило название плунжерная пара.

Основным эксплуатационным требованием к плунжерной паре является высокая износостойкость его рабочей поверхности. Обеспечить это можно созданием на поверхности плунжера, который изготовлен из горячекатаной низкоуглеродистой низколегированной стали, функционального слоя с твердостью на уровне от 58 до 62 HRC. Функциональный поверхностный слой может быть нанесен различными способами, в том числе гальваническим, лазерной наплавкой, детонационным напылением.

Целью настоящей работы является разработка технологии по нанесению функционального покрытия на рабочую поверхность плунжера, для повышения его износостойкости методом детонационного напыления.

Работы проводились в лаборатории «Механики, лазерных процессов и цифровых производительных технологий» [1]. Для проведения работ был использован детонационный комплекс CCDS2000.

Для проведения исследований мы воспользовались плунжером, который отработал положенный ему срок и был снят с действующего насоса. После анализа химического состава основного металла было установлено, что изготовлен он из стали 20Г, а хромоникелевое покрытие было нанесено гальваническим способом.

После обзора рынка доступного порошкового материала, для данной работы был выбран порошок компании Castoline [2] под номером сплава 55586С, что представляет из себя сплав на основе карбида вольфрама для защиты от износа и коррозии при температуре ниже 480°С.

Для удобства работы из плунжера были изготовлены заготовки-образцы на которые детонационным способом будет нанесен порошковый материал. Перед нанесением функционального покрытия образец был подвергнут предварительной зачистке поверхности в абразивоструйной кабине. После зачистки образец был помещен в детонационный комплекс для напыления на

поверхность порошка. Было сделано 250 выстрелов и покрытие представляло из себя плотную равномерную структуру “рис. 1”.

Для исследования микроструктуры и определения химического состава покрытия был изготовлен металлографический шлиф.

Химический состав функционального покрытия, определенный с помощью электронного микроскопа [3] представлен в табл.1. Определение твердости поверхностного слоя было выполнено на образцах с помощью стационарного твердомера HV-1000. Результаты приведены в табл. 2.

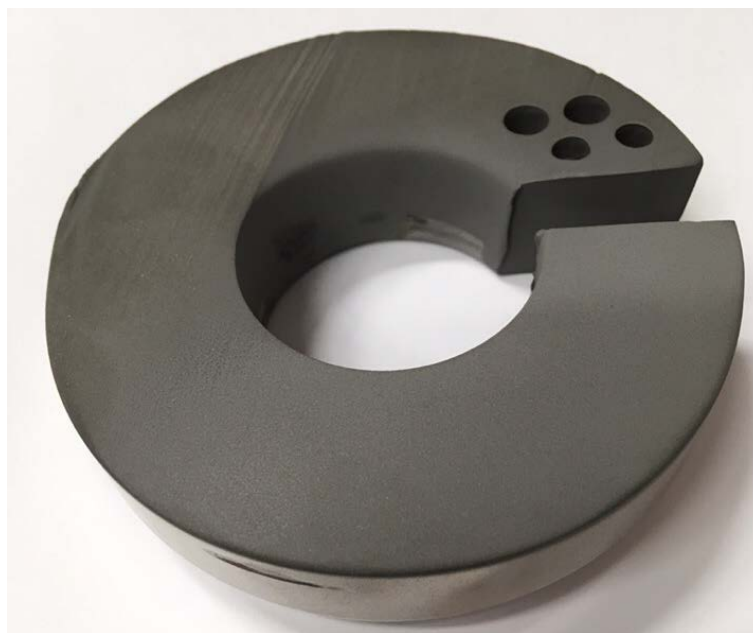


Рисунок 1 – Образец после детонационного напыления

Таблица 1 – Химический состав покрытия

Номер пробы	W, %	Co, %	Cr, %	C, %
1	73,28	12,07	4,31	5,91
2	74,12	11,71	4,46	6,0
3	73,64	12,03	4,28	5,86

Таблица 2 – Твердость поверхностного слоя плунжера

Номер измерения	Твердость, HRC
1	58
2	60
3	59

Металлографические исследования показали, что толщина нанесенного слоя находится в пределах 1,31...1,32 мм (рис.2), покрытие очень плотное и равномерное. Микроструктура покрытия при увеличении в 1600 крат приведена на (рис.3). Размер зерен, согласно рис.3 находится в пределах от 1,55 до 3,51 мкм. Также стоит отметить, что качество сцепления покрытия с основой

плунжера (рис.2) очень высокое.

Однако, необходимо отметить, что для оценки износостойкости следует провести дополнительные исследования.

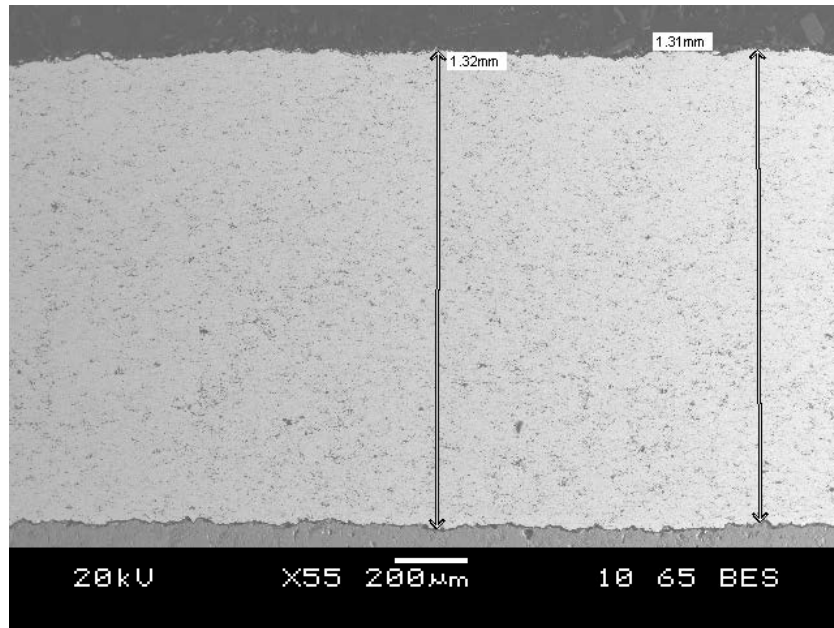


Рисунок 2 – Структура нанесенного покрытия (x55)

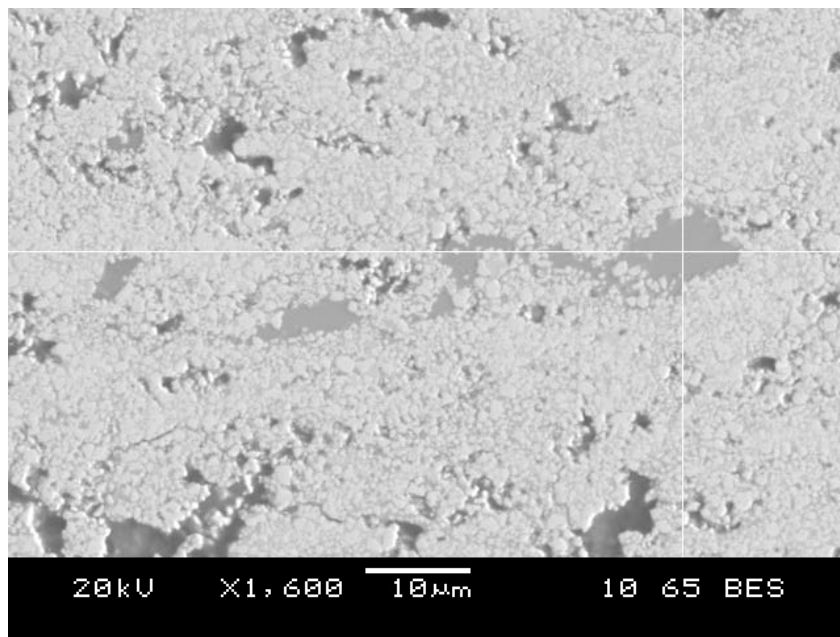


Рисунок 3 – Микроструктура покрытия карбида вольфрама (x1600)

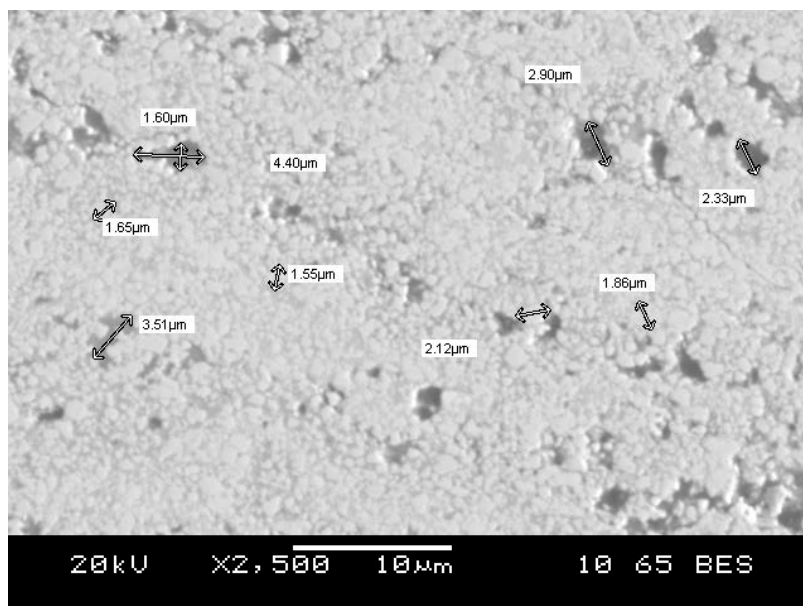


Рисунок 4 – Определение размера зерна (x2500)

В ходе работы был проведен ряд экспериментов по нанесению порошкового материала на поверхность плунжера. Эксперименты показали удовлетворительный результат. Было получено равномерное покрытие с отсутствием значительных внутренних дефектов, а также получены показатели твердости 58-60 HRC. В дальнейшем будут проводиться эксперименты с покрытием, а именно испытания на износ. Детонационное напыление в количестве 250 выстрелов позволило получить покрытие толщиной около 1,3 мм, которое после механической обработки до 9 класса точности составит не менее 0,5 – 0,6 мм.

Литература:

1. Быков В.А. Восстановление изношенной поверхности шеек прокатных валков методом прямого лазерного сплавления / Радионова Л.В., Самодурова М.Н.// MAGNITOGORSK ROLLING PRACTICE 2019 Материалы IV международной молодежной научно-практической конференции. Под редакцией А.Г. Корчунова. Магнитогорск, 2019. С. 120-122.
2. Электронный ресурс: <https://www.castolin.com/ru-RU>. (Дата обращения: 24.11.2019)
3. Пашкеев И.Ю. Растровая электронная микроскопия и рентгеноспектральный микроанализ: учебное пособие / О.В. Самойлова, В.И. Гераскин, Т.М. Лонзингер// под общ. ред. Г.Г. Михайлова. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2015. – 47с.

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ AL-CA-CE

Васина М.А., Наумова Е.А.

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

В условиях современного мира силумины уже не в полной мере способны удовлетворить всем требованиям по прочности. Актуальной задачей является создание новых перспективных композиций на основе алюминия. Выбор кальция и церия обоснован их доступностью и широким использованием в промышленности. На данный момент основной задачей является исследование структуры и свойств новых сплавов типа «эвтектические композиты» на основе системы Al-Ca-Ce.

С помощью программы Thermo-Calc (база данных TCAL4) были рассчитаны сплавы следующих составов: Al-2Ca-8Ce (1); Al-5Ca-4Ce (2); Al-6,5Ca-3,5Ce (3).

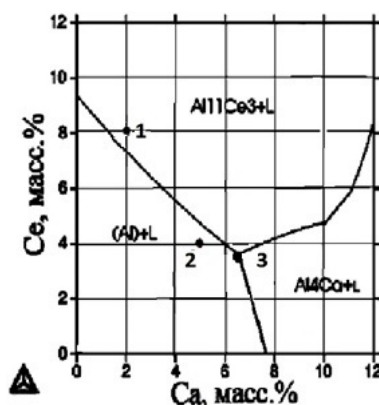


Рисунок 1 – Поверхность ликвидус в системе Al-Ca-Ce

Для этих составов была произведена плавка образцов в индукционной печи фирмы РЭЛТЕК УИП-100-2,4-0,06. Сплавы были изготовлены на основе алюминия А99. Микроструктура образцов была изучена на электронном микроскопе TESCAN VEGA 3. В литом состоянии структура сплава 1 заэвтектическая, структура сплава 2 доэвтектическая, а сплав 3 – эвтектический (рис.2). Термообработка образцов сплавов проводилась в муфельной электрической печи SNOL 8.2/1100. Выяснилось, что сплавы системы Al-Ca-Ce наиболее термически стабильны, поскольку в них фрагментация начинается только при 500 °С, когда как у большинства алюминиево-кальциевых сплавов начинается при 450 °С [1].

Далее были проведены исследования некоторых физических и механических свойств для эвтектического сплава Al-6,5Ca-3,5Ce.

Измерения удельной электрической проводимости были проведены с помощью вихретокового структуроскопа ВЭ-26НП. Среднее значение

электрической проводимости составило 20,61 МСм/м. Для сравнения, электрическая проводимость чистого алюминия по результатам измерения составила 30,7 МСм/м.

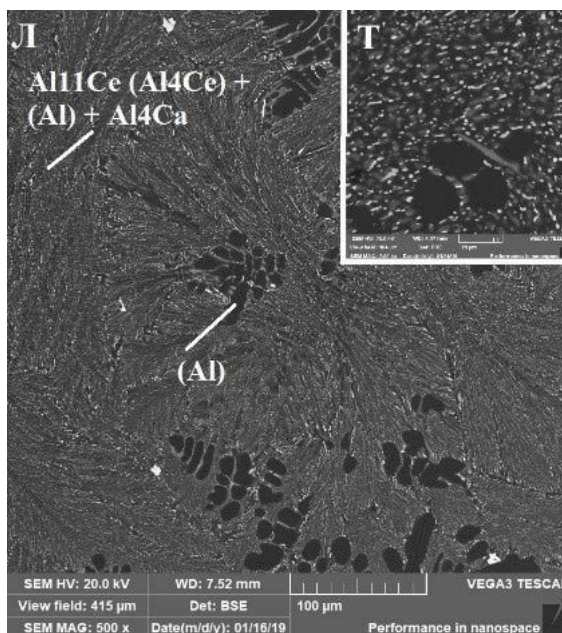


Рисунок 2 – Микроструктура эвтектического сплава Al-6,5Ca-3,5Ce в литом состоянии (Л), x500 и после отжига при 600°C (Т), x2000

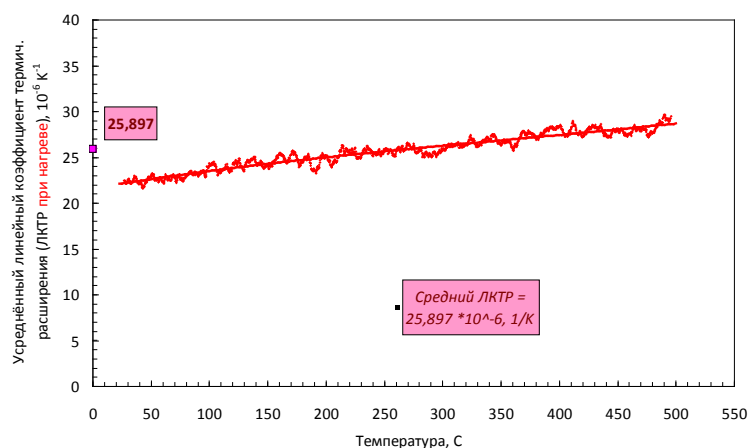
Также с помощью закалочного и деформирующего дилатометра DIL 805 A/D был исследован температурный коэффициент линейного расширения (ТКЛР): средний ТКЛР при нагреве равен $25,9 \times 10^{-6} \text{ K}^{-1}$, а при охлаждении – $26,0 \times 10^{-6} \text{ K}^{-1}$. Зависимости ТКЛР от температуры при нагреве и охлаждении представлены на рисунке 3.

Для сравнения можно взять сплав Al-0,6Zr-0,4Fe-0,4Si, не содержащий эвтектических интерметаллидов, который был испытан в тех же самых условиях: средний ТКЛР такого сплава при нагреве равен $28 \times 10^{-6} \text{ K}^{-1}$, а при охлаждении - $29 \times 10^{-6} \text{ K}^{-1}$.

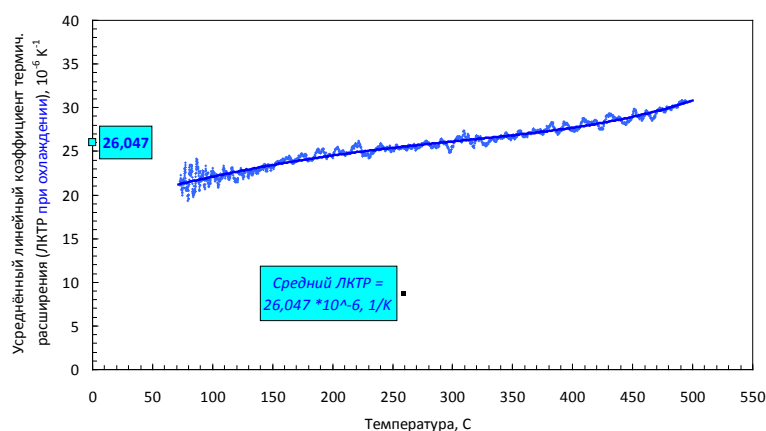
Для измерения твердости сплавов использовался универсальный твердомер Metkon Duroline МН-6. В таблице 1 показана зависимость твердости от температуры отжига: при выдержке 3 часа твердость сплава закономерно снижается с увеличением температуры отжига.

Таблица 1 – Зависимость твердости от температуры отжига (время выдержки 3 часа)

Сплав	400°C	450°C	500°C	550°C	600°C
Al-6,5Ca -3,5Ce	66,8	66,6	55,7	55,6	48,3



а



б

Рисунок 3 – Усреднённый по трем взаимно перпендикулярным направлениям ТКЛР (а) при нагреве, (б) при охлаждении

Испытания на растяжение в соответствии с ГОСТ 1497-84 отожженных (500 °С, 3 часа) после литья образцов эвтектического сплава позволили установить предел прочности 177 МПа и относительное удлинение 3%.

Таким образом, выяснено, что эвтектический сплав Al-6,5Ca-3,5Ce обладает средними механическими свойствами, низкой электропроводностью (по сравнению с алюминием) и пониженным ТКЛР по сравнению со сплавом, не имеющим в структуре эвтектических фаз.

Литература:

1. Белов Н. А., Наумова Е. А., Акопян Т. К. Эвтектические сплавы на основе алюминия: новые системы легирования. – М.: Руда и Металлы, 2016. – 256 с.

СТРУКТУРНАЯ НЕОДНОРОДНОСТЬ В ШТАМПОВКАХ ПЕРЕМЕННОГО СЕЧЕНИЯ И ЕЁ УМЕНЬШЕНИЕ НА ЭТАПАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЦЕПИ ПРОИЗВОДСТВА ИЗДЕЛИЙ

Гладкова М.С., Алимов В.И.

Донецкий национальный технический университет

Реальные стали неоднородны как по составу, так и по своему строению на уровне макро-, микроструктуры и тонкой кристаллической структуры. Величина, характер и степень равномерности распределения несовершенств и определяет совокупные свойства реальных сталей, их поведение в процессах технологической обработки, их прочность и работоспособность в конкретных условиях службы деталей [1].

Разрушение является сложным, многостадийным процессом и управляется большим количеством факторов. В зависимости от изменяющихся условий реализуются весьма различные характеристики процесса разрушения. В большинстве случаев деформация по достижению достаточно высоких напряжений заканчивается разрушением. Процесс разрушения начинается с образования трещин субмикроскопических размеров и заканчивается макроскопическим разделением образца, изделия или конструкции на отдельные части [2]. Ряд важнейших механических свойств металлов характеризует их сопротивление разрушению, величину или работу деформации до разрушения.

Деформация происходит путём движение дефектов решетки при взаимодействии со структурой материала. Для определения причин низкой пластичности и вязкости, понимания возможной работоспособности материалов и эффективности технологии нужно знать механизм разрушения разных структур и их взаимодействия в процессах деформации и разрушения [3].

Разрушение классифицируют по разным признаком. На процесс разрушения большое влияние оказывают состав и структура стали. Так как хрупкое разрушение более опасно вследствие своей внезапности выделения большой величины накопленной упругой энергии, то одной из наиболее важных проблем разрушения является охрупчивание. Возможным случаем охрупчивания является зернограничная хрупкость. Известно, что межзеренное разрушение проявляется при определённых условиях, таких как наличие избыточных фаз на границах зерен, сегрегация определенных примесей в приграничном объеме, коррозионное растрескивание и водородное охрупчивание. К одному из видов зернограничной хрупкости может быть отнесена обратимая отпускная хрупкость. Примеси способствуют межкристаллитному разрушению в результате уменьшения сил сцепления между зёрнами, инициирования межкристаллитного водородного охрупчивания, увеличения скорости диффузионного роста трещин при высоких температурах, ускорения межкристаллитной коррозии. Примеси могут не

только вызвать блокировку дислокаций, но и сегрегировать на границах зерен, снижая энергию сцепления зерен. В этом случае происходит хрупкое межкристаллитное разрушение [4].

Структурная неоднородность в готовых изделиях и сортовом прокате широкоиспользуемых сплавов обуславливается, во-первых, ликвационными явлениями в литых заготовках, наличием в той или иной зоне избыточных составляющих, задерживающих нормальный рост зерна при нагревании; таким ликвационным участкам изделия свойственна относительно мелкозернистая структура, пока не будет достигнуто растворение этой избыточной составляющей. Разнозернистость, во-вторых, может быть следствием неоднородной деформации при проведении конечной горячей обработки и особенно термообработки после неё; при этом в зонах, в которых фактические конечные деформации оказались ниже критических, сохраняется исходная крупнозернистая структура, сформировавшаяся при высокотемпературном нагреве перед деформацией, а в участках с критической степенью деформации образуется крупнозернистая структура вследствие протекания процесса собирательной рекристаллизации [4].

Штамповка поковок сталей с аллотропическим превращением не может обеспечить получение в поковках многих сплавов после их термообработки однородной структуры в связи с тем, что при этом не достигается получение одинаковых конечных степеней деформации по всему объему поковки тем более выше критических. Применение промежуточных подогревов при штамповке дополнительно затрудняет получение однородной структуры [6].

Штамповка поковок из сталей, не имеющих аллотропических превращений, должна основываться на строгом подборе формы и веса исходной заготовки, при которых в процессе штамповки обеспечивались бы конечные сверхкритические деформации в любой точке объема; штамповка должна проводиться в узком температурном интервале, наилучшем для данного сплава с точки зрения достижения необходимой величины рекристаллизованного зерна. При соблюдении указанных условий возможно получение изделий с относительно однородной структурой и оптимальной величиной зерна независимо от степени однородности структуры исходной заготовки. При отсутствии названных условий не могут быть получены стабильные положительные результаты, даже если применить для штамповки заготовку с однородной мелкозернистой структурой. Штамповка на прессах достаточной мощности позволяет создать в каждом случае регулируемые степени обжатия. Значительное объемное сжатие, достигаемое при осаживании на прессе, будет способствовать более успешному свариванию внутренних дефектов исходной литой структуры металла [6].

В процессе горячей обработки давлением слитка его дендритная структура разрушается и дендриты вытягиваются в направлении деформации. Междендритные пространства, содержащие большое количество примесей и неметаллических включений, также деформируются и образуются характерные волокна. Такое строение (полосчатость) влияет на механические свойства,

главным образом на ударную вязкость; она выше в продольном направлении и ниже в поперечном направлении (по отношению к направлению течения металла при прокатке). В меньшей степени подобная полосчатость влияет на пластичность (относительное удлинение и сужение) [6].

Для потребителя стали важна не столько сама междендритная неоднородность стали, а связанная с ней полосчатость структуры, строчечное расположение отдельных ее составляющих (неметаллических включений, карбидов), анизотропность механических свойств деформированной стали [7].

Сталь с большим содержанием неметаллических включений (особенно нитевидной формы) больше содержит карбидов, нитридов и других труднорастворимых соединений и соответственно ниже оказываются механические свойства стали в поперечном направлении.

Чем сложнее конфигурация штампуемой поковки, тем труднее её однородно деформировать во всех зонах, получить однородную структуру с оптимальной величиной зерна и высокие свойства. Упрощение конфигурации связано с повышением расхода металла и удорожанием механической обработки и часто невозможно по конструктивным соображениям. Очевидно, что при решении этого вопроса применительно к ответственным поковкам сложной формы предпочтение должно быть отдано получению оптимальной структуры.

Показанные выше причины возникновения структурных неоднородностей и последствия этого при эксплуатации реальных изделий рассмотрены нами на уникальном изделии - соединительном звене тягового органа горношахтного конвейера (рис.1,а), разрушение которого является типичным, трудно предсказуемым и наиболее опасным (рис. 1,б).



Рисунок 1-Общий вид соединительного звена до(а) и после разрушения(б)

Основные этапы передела стали 35ХГСА в готовое изделие (соединительное звено) представлены на рисунке 1.2.

Рисунок 1.2 – Принципиальная технологическая блок-схема производства стали 35ХГСА

Для выплавки стали применяют сталеплавильный агрегат. Затем исходная заготовка в виде слитка идет в блюминг. Получаем заготовку цилиндрической формы. Далее проводят штамповку. На этом этапе передела формируется неоднородность структуры и свойств, поскольку горячедеформированный металл имеет менее однородные свойства по сечению, чем холоднодеформированный и отожженный. Конечный размер зерна горячедеформированного металла никогда не бывает однородным. В горячедеформированном изделии всегда есть разброс величины зерен по сечению: от мелких на поверхности до крупных в центре. Далее проводится

смягчающая обработка-изотермический отжиг.Затем следует механическая обработка и окончательная термическая обработка для придания конечных свойств, шлифовка и контроль качества.

ВЫВОДЫ

1. Показано, на каких этапах генеральной технологической цепи производства изделий переменного сечения формируется неоднородность структуры по сечению и периметру.

2. Для повышения степени однородности структуры в соединительных звеньях горношахтных конвейеров рекомендуется производить ускоренное охлаждение со штамповочного нагрева, а в качестве промежуточной термообработка выполнять изотермический отжиг.

Литература:

1.ЛахтинЮ.М. Материаловедение / Ю.М.Лахтин, В.П.Леонтьева.-М.: Машиностроение, 1990. - 528 с.

2. Кудря А.В. Роль разномасштабных структур в обеспечении пластичности и вязкости структурно-неоднородных сталей /А.В.Кудря// Металловедение и термическая обработка металлов. – 2005. – № 5. – С. 18-23.

3.Гордеева Т.А. Анализ изломов при оценке надежности материалов/Т.А.Гордеева, И.П.Жегина.– М.: Машиностроение, 1978. – 200с.

4. Кудря А.В. Неоднородность разномасштабных структур и сопротивление разрушению конструкционных сталей /А.В.Кудря,Э.В.Соколовская Э.А. – М.:Машиностроение,2004. –1495-1502с.

5. Фридман Я.Б. Деформация и разрушение/Я.Б.Фридман// Механические свойства металлов. – М.: Машиностроение,1974 –471с.

6. Дальский А.М. Технология конструкционных материалов. / А. М. Дальский, И. А. Арутюнова, Т. М. Барсукова//Машиностроение.1985. — 448 с.

7. Алимов, В.И. Совершенствование упрочняющей деформационно-термической обработки комплектующих деталей оборудования для транспортирования материалов / В.И. Алимов, С.В. Петрущак // Теория и технология процессов пластической деформации: тез. докл. междунар. науч.-техн. конф., г. Москва, 26-27 окт. 2004 г.- М., 2004.- С.292-294.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СТРУКТУРУ ЩЕЛЕВЫХ СИТ ИЗ СТАЛИ 20Х13

Горбунов В.В., Крымов В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Щелевые сита используются, главным образом, в качестве поверхностей для технологического применения в процессах сгущения, обезвоживания, прессования, высушивания, ферментации в горнорудной, пищевой, перерабатывающей промышленности, сахароварении, солодоварении и во многих других отраслях [1, 2]. Щелевые поверхности сит выдерживают значительную нагрузку на единицу площади - до нескольких сот килограмм. Рабочая поверхность сит гладко обработана, она может быть плоской, цилиндрической или другой формой (конусы, круглые, параболические поверхности и т.п.). Щелевые поверхности сит являются неотъемлемой рабочей частью многих специальных машин, например, центрифуг, грохотов, водосборных желобов, гравитационных лотков и т.п. Щелевые сита также применяются в химической, фармацевтической и перерабатывающей промышленности для схожей технологии, при обогатительных процессах угольной и горно-рудной промышленности, при обезвоживании и разных суспензий и шлама на станциях очистки сточных вод и т. д.

Основным преимуществом сварных щелевидных сит является более высокая износостойкость, обусловленная изготовлением профилированной проволоки не методом волочения, а прокаткой, при которой происходит значительное упрочнение рабочей поверхности проволоки. Кроме того, прокатанная профилированная проволока имеет острые, а не закруглённые рабочие кромки, что исключает забивание щелей сварных сит и значительно повышает технологическую эффективность разделения.

В настоящее время щелевые сита изготавливают из хромоникелевых нержавеющей сталей аустенитного класса. Эти стали обладают целым рядом преимуществ: высокой коррозионной стойкостью, хорошей свариваемостью, достаточной прочностью и высокой пластичностью. Кроме этого, они очень технологичны. Все операции по изготовлению сита выполняются последовательно без каких-либо дополнительных обработок. Однако этим сталям присущи недостатки. Прежде всего, это высокая стоимость и сравнительно небольшая износостойкость.

Поскольку основная область применения щелевых сит в нашем регионе – это обогащение углей, то вопрос стойкости чрезвычайно актуален. В зависимости от производственных условий, типа оборудования и характеристик угля стойкость сит может сильно варьироваться. Например, сита грохотов обогатительных фабрик могут работать от нескольких месяцев до года. Сита обезвоживающих центрифуг на ЦОФ донецкого бассейна служат 1-2 месяца, а на ЦОФ Кемерово – 1-2 недели. Поэтому вопрос увеличения срока службы роторов обезвоживающих центрифуг стоит очень остро.

В литературе содержится немного информации об изготовлении сит из сталей не аустенитного класса. В публикации [3] сообщаются результаты промышленного исследования перфорированных сит, изготовленных из ряда сталей. Испытания сит из стали 20X13 показали их неожиданно высокую стойкость.

Целью данной работы является исследование и изучение влияния закалки на структуру и твердость сит, изменение прочности сварного соединения сит при закалке, исследование влияния закалки на коррозионную стойкость сит.

Исследования проводились на образцах щелевых сит размером 200x300 мм из стали 20X13. Образцы закачивали в печи с воздушной атмосферой отразных температур, а затем подвергал отпуску при 180-200 °С. Из закаленных образцов вырезали колосники, на которых исследовали структуру и определяли твердость.

Структура образцов представлена на рис. 1. Исходная структура колосников представлена ферритом и зернистыми карбидами. Эта структура сформировалась при промежуточном рекристаллизационном отжиге, которому подвергали проволоку и подкат колосника для повышения пластичности.

В закаленном состоянии колосники имеют структуру малоуглеродистого мартенсита отпуска. С ростом температуры закалки заметно некоторое укрупнение размеров пластин мартенсита.

Температура закалки мало влияет на твердость стали (табл. 1).

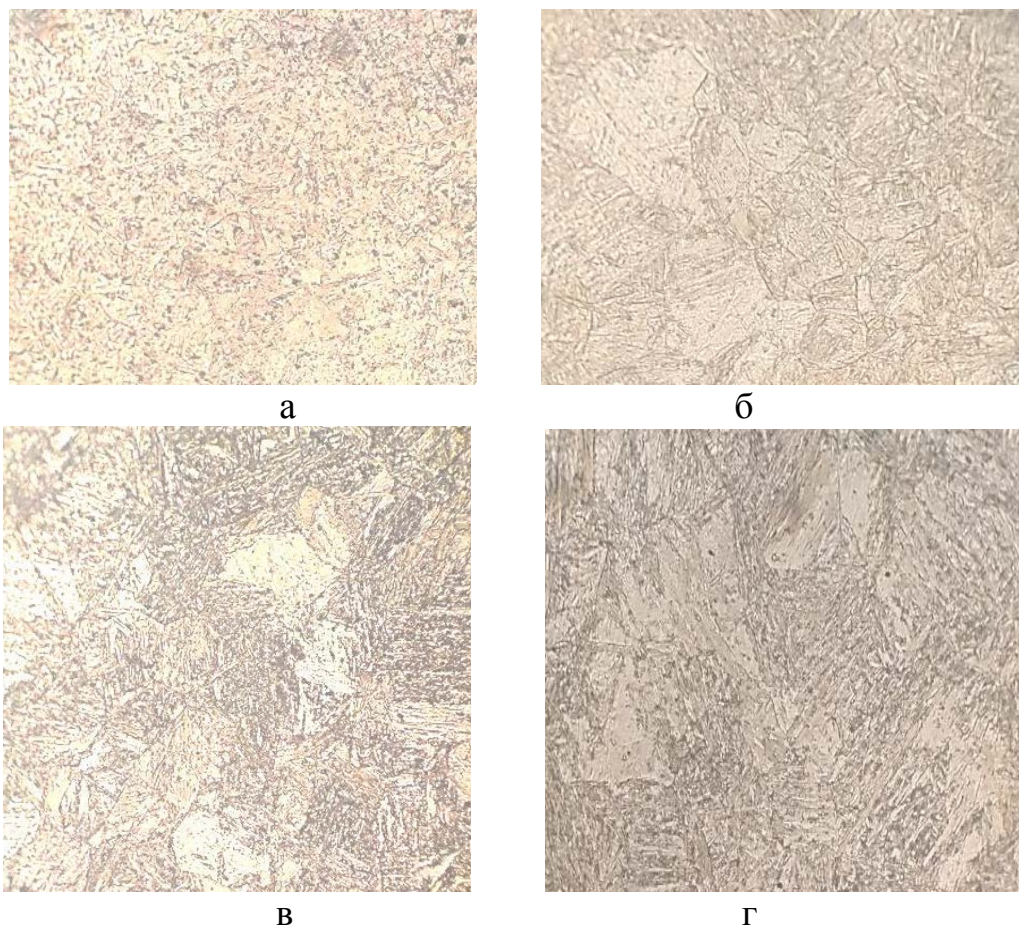
Таблица 1 – Влияние температуры закалки на твердость стали 20X13

	Температура закалки, °С			
	950	1000	1050	1100
Твердость HRC	48	46,5	47	48,5

Диапазон изменения твердости не превышает двух единиц.

Вопрос температуры закалки имеет важное практическое значение. Это связано не только с экономией энергии на нагрев при термообработке. Увеличение температуры закалки приводит к окислению и обезуглероживанию колосников. Это может приводить к двум негативным последствиям. Во-первых, увеличению ширины щели сита. Это увеличит потери обезвоживаемого концентрата, который будет уходить в хвосты. Во-вторых, обезуглероживание снижает износостойкость стали. Особенно опасным следствием этого является увеличение радиуса ребра рабочей поверхности колосника (рис. 2).

Уменьшение радиуса скругления ребра колосника облегчает обезвоживание. Чем меньше радиус скругления, тем в меньшей степени происходит забивание щели концентратом. Известны случаи, когда производители шлифовали поверхность сит после сборки.



Температуры закалки: а – 950; б – 1000; в – 1050; г - 1100 °С

Рисунок 1 – Микроструктура колосника из стали 20Х13, закаленного от различных температур, х500

Например, радиус закругления исследуемого колосника составляет 0,45 мм.

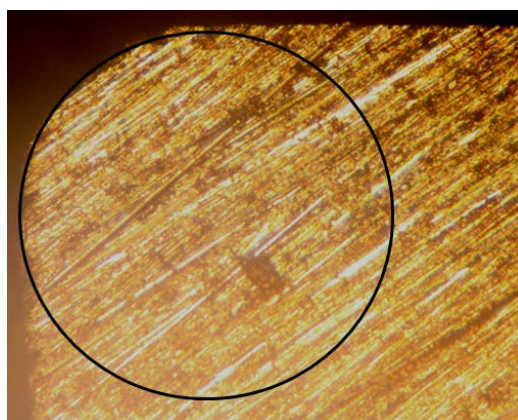
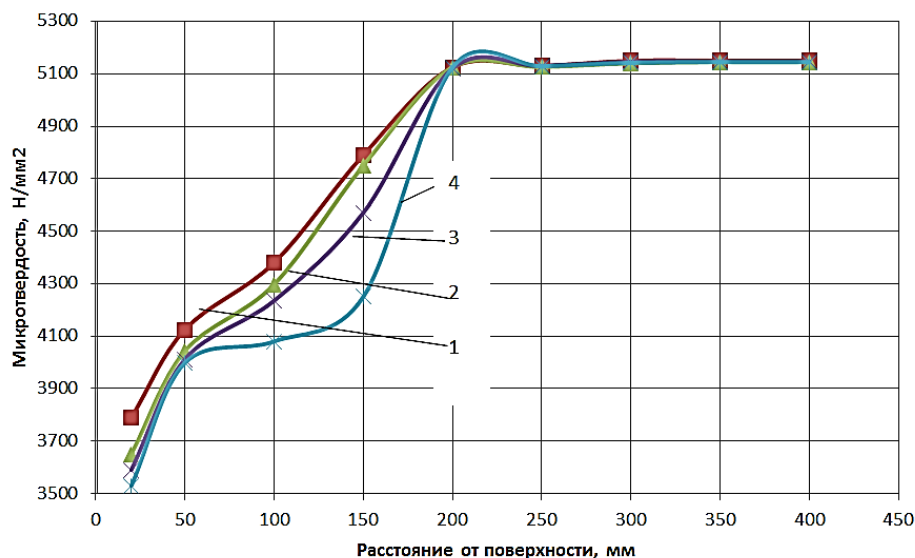


Рисунок 2 – Микрофотография поперечного сечения колосника. Окружность показывает способ определения радиуса закругления ребра

колосника, х50

Очевидно, что если при закалке образуется обезуглероженный слой с пониженной твердостью толщиной 0,2 мм, то это быстро увеличит радиус закругления до 0,65 мм. Эффективность обезвоживания при этом заметно снизится.

Поскольку обезуглероживание никак не сказывается на микроструктуре (по всему сечению колосника образуется мартенсит), то толщину обезуглероженного слоя, образующегося при закалке, оценивали по изменению микротвердости в направлении нормали к поверхности (рис. 3).



Температура закалки, °C: 1 – 950; 2 – 1000; 3 – 1050; 4 – 1100

Рисунок 3 – Изменение микротвердости по глубине обезуглероженного слоя

Повышение температуры сказывается, прежде всего, на падении микротвердости в обезуглероженном слое. Колосник с таким слоем будет изнашиваться гораздо быстрее.

Таким образом, для повышения стойкости щелевых сит из сталей типа X13 целесообразно применять более низкие температуры закалки для уменьшения глубины обезуглероженного слоя.

Литература:

1. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 2 / А.А. Абрамов. - М.: Горная книга, 2019. - 298 с.
2. Авдохин, В. Обогащение углей. Том 1. Процессы и машины / В. Авдохин. - М.: Горная книга, 2019. – 218 с.
3. Туфанов, Д.Г. Исследование коррозионно-эрозионного разрушения стали при фильтрации угля и продуктов обогащения / Д.Г. Туфанов, А.А. Бабаков. – Сб.тр. ЦНИИЧМ «Специальные стали и сплавы». Вып. 46. – М.: Металлургия, 1966. – С. 93-98.

ВСЕСТОРОННЕЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ШТАМПОВАННОЙ ЗАГОТОВКИ ДЕТАЛИ «НОСОК» ТУРБИНЫ ВЫСОКОГО ДАВЛЕНИЯ ИЗ ЖАРОПРОЧНОГО НИКЕЛЕВОГО ГРАНУЛИРОВАННОГО СПЛАВА ХН51ВМКТЮБ С ЦЕЛЬЮ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА

Ксенофонтов Д.С., Козырева О.Е.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования «Московский политехнический университет»

В настоящее время жаропрочные порошковые никелевые сплавы широко применяются в авиационной промышленности для изготовления деталей и узлов газотурбинных двигателей.

Потребность в подобного рода сплавах связана с тем, что требуется все больше изделий, работающих в области высоких температур и обладающих при этом достаточным запасом прочностных характеристик и надежностью, а никелевые сплавы имеют хорошие эксплуатационные и физико – механические свойства при температурах в интервале 700 – 1100 ° С [1].

К преимуществам жаропрочных порошковых никелевых сплавов относятся: высокая коррозионная стойкость, жаростойкость, жаропрочность, способность выдерживать длительные высокие циклические нагрузки и т.д [1,2].

Все это создало возможность применять данный вид материалов для создания ответственных и особо ответственных деталей и узлов газотурбинных двигателей.

Турбина высокого давления является одной из наиболее важных и ответственных частей газотурбинного двигателя, принцип работы которого основан на нагнетании воздуха в камеру сгорания турбиной, приводимой в действие энергией отработанных газов [3]. Вследствие чего, к деталям из которых изготавливаются турбины предъявляются высокие требования по надёжности, способности выдерживать большие нагрузки при высоких температурах, а также циклические нагрузки.

В связи с этим, актуальной становится задача по оценке физико – механических свойств, химического состава и структуры материала заготовок деталей турбин.

Подобную оценку позволяет провести всестороннее исследование, включающее в себя: оценку химического состава, механических свойств, макро- и микроструктуры контролируемого изделия, путем проведения соответствующих видов анализа и испытаний.

По результатам исследования выносится решение о соответствии аттестуемого изделия или партии изделий тем критериям качества, которые предъявляются к нему конструкторской или иной технической документацией. Также подобное исследование позволяет судить о возможности эксплуатации данного изделия в требуемых условиях.

Целью данной исследовательской работы является определение

соответствия химического состава, физико – механических свойств и структуры исследуемой заготовки требованиям технической документации и соответственно пригодности данной заготовки для дальнейшего запуска в производство.

Объектом исследования является заготовки детали «носок» турбины высокого давления из жаропрочного никелевого гранулированного сплава ХН51ВМКТЮБ, полученная методом горячего изостатического прессования (ГИП) и аттестующая партию из 10 – ти аналогичных заготовок.

Заготовка прошла термическую обработку по следующему режиму: закалка от 1200 °С, в течение 4 – х часов с охлаждением на воздухе. Затем следовало первое старение при $t = 910$ °С в течение 3 часов, после, охлаждение заготовки с печью до 750 °С и второе старение при $t = 750$ °С в течение 8 часов с дальнейшим охлаждением на воздухе.

По окончанию термической обработки заготовка была подвергнута механической обработке – обточке.

Затем было проведено исследование с целью определения соответствия качества заготовки требованиям технической документации по следующим параметрам: химический состав, механические свойства и длительная прочность, малоцикловая усталость (МЦУ), макро - и микроструктура, характер излома.

Для этого из тела исследуемой заготовки были вырезаны следующие образцы:

- образец для определения химического состава методом спектрального анализа;

- образцы для проведения физико – механических испытаний: два разрывных образца, два ударных образца и по два образца на для испытания на длительную прочность и малоцикловую усталость;

- продольный макротемплет для оценки микроструктуры на предмет дефектов металлургического характера, а также максимального размера зерна.

Для максимально достоверных результатов все образцы вырезались в высотном и хордовом (тангенциальном) направлении.

Определение твердости и оценку микроструктуры материала заготовки проводили на $\frac{1}{2}$ части разрушенных ударных образцов.

Первым этапом проведения всестороннего исследования стало определение химического состава материала исследуемой заготовки методом спектрального анализа. Результаты проведенного анализа представлены в таблице 1.

Вторым этапом всестороннего исследования было проведение физико-механических испытаний на растяжение, ударный изгиб и определение твердости при комнатной температуре. А также испытания на длительную прочность и малоцикловую усталость при повышенной температуре.

Результаты испытаний приведены в таблицах 2–3.

Таблица 1 – Химический состав материала заготовки

Объект исследования	Химический состав материала заготовки, %														
	Ni	Co	Cr	W	Al	Mo	Nb	Ti	Hf	C	Si	Mn	Fe	S	P
Штампованная заготовка детали «носок»	осн.	15,9	9,35	5,76	5,17	3,84	2,50	1,72	0,28	0,06	0,02	0,02	0,07	0,006	0,001
Требования техн. документации	осн.	15,0 - 16,5	8,0- 10,0	5,2- 5,9	4,8- 5,3	3,5- 4,2	2,4- 2,8	1,6- 2,0	0,1- 0,4	0,02 - 0,06	≤0,5		≤0,009		≤0,01 5

Таблица 2 – Результаты физико-механических испытаний при комнатной температуре и испытания на длительную прочность

Результаты физико-механических испытаний при комнатной температуре и длительной прочности										
№ Образца	Зона и направление вырезки образца		Механические свойства при T = 20°C						Длительная прочность при T = 650°C	
			$\sigma_{0,2}$ кгс/мм ²	σ_B кгс/мм ²	ψ , %	δ , %	KCV, кгс м/см ²	D _{оп} , Мм	σ , кгс/мм ²	□ час
1 (1P)	Обод	Тангенц.	102,8	151,1	26,0	24,4				
2 (1У)						7,4	1,52			
3 (1Ж)								100	100-снят	
5 (2P)	Ступица	Высотн.	105,3	150,6	27,5	24,8				
6 (2У)						7,1	1,54			
7 (2Ж)								100	100-снят	
Требования технической документации			95	140	13	15	4	1,50- 1,75	100	100

Таблица 3 – Результаты испытания на малоцикловую усталость

Результаты испытания на малоцикловую усталость				
№ образца	Зона и направление вырезки образца	Малоцикловая усталость при T = 650°C		
		$\sigma_{\text{максим.цикла}}$ кгс/мм ²	Частота приложения нагрузки Гц	N _ц до разрушения* Число циклов
4 (1M)	Обод тангенциальное	100	1,0	64957
8 (2M)	Ступица высотное	100	1,0	86182
Требования технической документации		980 (100)	1,0	≥5000

Макроструктура материала заготовки исследовалась на макротемплете, вырезанном в диаметральном сечении. Макроструктура материала по всему сечению плотная, однородная, без каких-либо металлургических дефектов и

имеет мелкозернистое строение с максимальной величиной макрозерна 0,31 мм (в соответствии с требованиями технической документации максимальный размер макрозерна до 1,5 мм). Внешний вид макротемплета приведен на рисунке 1.

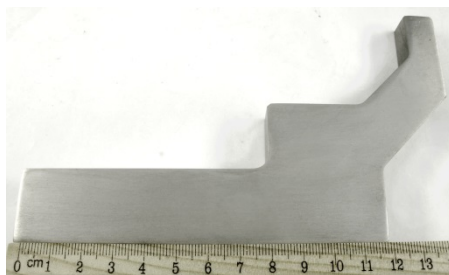


Рис 1. Макроструктура материала исследуемой заготовки

Микроструктура, оцененная на ударных образцах после проведения испытаний, имеет внутригранульную микропористость 1 - 2 балла 5-ти бальной шкалы эталонов приложения к технической документации и является допустимой. Сетки границ гранул и микропористости от перегрева не обнаружено.

Анализ характера изломов проводился на разрушенных ударных образцах. Излом образцов внутригранульный, соответствующий контрольному образцу приложения к технической документации и является допустимым, см. рис. 2.

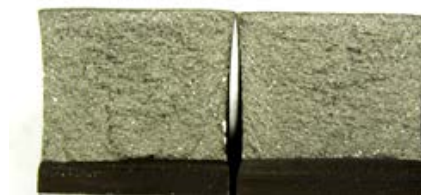


Рисунок 2 - Изломы ударных образцов №1 (а) и №2 (б)

Таким образом, качество материала штампованной заготовки детали «носок» турбины высокого давления из жаропрочного никелевого гранулированного сплава ХН51ВМКТЮБ (ЭП741НП), по всем проконтролированным параметрам (химическому составу, механическим свойствам, длительной прочности, малоциклового усталости, макро- и микроструктуре, излому) удовлетворительное и отвечает требованиям технической документации.

Литература:

1. Гольдштейн М.И. Специальные стали. / И.М. Гольдштейн, С.В. Грачев, Ю.Г. Векслер Москва: «Металлургия», 1985 407 с.
2. Дубинин Г.Н. Авиационное материаловедение. / Г.Н. Дубинин, А.И. Тананов. - Москва: «Машиностроение», 1988. - 319 с.
3. Белов А.Ф. Строение и свойства авиационных материалов / Белов А.Ф., Бенедиктова Г.П., Висков А.С. Москва: «Металлургия», 1989 366 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗЛОЖНИЦ С ПОМОЩЬЮ СИСТЕМЫ PROCAST И AUTODESK INVENTOR

Легких Н. Н., Шипков Б. В., Сухова М. А., Еремеева Ж.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Московский политехнический университет»

Производство слитков литьем в изложницы или наполнительное литье является довольно старым технологическим процессом. Несмотря на широкое распространение более современных и производительных методов непрерывного литья, отличающихся к тому же и лучшим качеством получаемых заготовок, на сегодняшний день наполнительным литьем получают большое количество слитков. В первую очередь это связано со сравнительной простотой технологии наполнительного литья, не требующей дорогостоящего капиталоемкого оборудования и оснастки.

Литьем в изложницы получают слитки при отработке промышленных технологий как в заводских, так и в лабораторных условиях, когда в достаточно короткие сроки необходимо изготовить небольшие партии слитков, отработать технологии плавки, литья и последующей деформации сплавов. Также данная технология литья оказывается конкурентоспособной в случае мелкосерийного и индивидуального характера производства.

В работе проведен анализ описания структурных элементов изложниц, а также моделирование изготовления оснастки (изложницы, форму для литниково-питающей системы, керамические оболочки для прибылей). Этот метод является наиболее наглядным и отчетливо показывает изменение величины осевой пористости.

ProCAST представляет собой профессиональную систему компьютерного 3D моделирования литейных процессов. Эта система может моделировать практически все виды литейных технологий таких как литье под низким и высоким давлением, свободное литье в форму, литье по выплавляемым моделям, литье в кокиль и другие. Программа была создана для решения металлургических задач, она позволяет быстро визуализировать результаты моделирования на компьютере. Благодаря всем этим возможностям система ProCAST снижает экономические затраты не только на исследования, но и на проектирование новых изделий. Кроме того, с помощью программы Autodesk Inventor построена двумерная и трехмерная сетка, которая задает физические параметры, ось вычисления заливки металла.

Для проведения исследования была построена 3D модель слитка с литниково питающей системой и сопутствующая ей оснастка (изложницы, керамические оболочки для прибылей, форму для литниковой системы) в программе Autodesk Inventor. Полученные модели собирались в один блок и импортировались в систему ProCAST в формате .x_t. Затем комплекс строил точечную элементную сетку в модуле ProCAST. Этот модуль генерирует как двумерную, так и трехмерную четырехузловую (из тетраэдров) сетку,

используя метод конечных элементов. Разбиение поверхности на треугольники является обязательной предварительной процедурой для объемного генератора сетки.

В качестве сплава выбрана конструкционная сталь 60С2 класса рессорно-пружинная. Сталь применяется в тяжело нагруженных пружинах, торсионных валах, пружинных кольцах, цангах, фрикционных дисках, шайбах пружинных. Благодаря встроенному химическому калькулятору в модуле ProCAST заданы все необходимые параметры, представленные в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 60С2

Fe	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
~96,0	0,59	1,57	0,8	0,23	0,030	0,025	0,3	0,2

После ввода всех параметров сплава 60С2, встроенный химический калькулятор рассчитал интервалы кристаллизации для него, представленные в таблице 2.

Таблица 2 – Интервалы кристаллизации для стали 60С2

Liquids – Solidus	Интервал кристаллизации, °С
Liquids	1453
Solidus	1376

Изучив способы заливки изложниц, можно сделать выбор в пользу сифонной литниковой системы. Для исключения вероятности расхождения характеристик в процессе моделирования заливки, проектируется сифонная литниковая система для 4 слитков (куст).

Сифонная литниковая система состоит из:

1. Литниковая чаша (воронка) - резервуар, который служит для приёма металла из заливочного ковша.
2. Стояк - вертикальный канал круглого сечения, соединяющий чашу и шлакоуловитель, служит для передачи металла другим элементам литниковой системы.
3. Шлакоуловитель - горизонтальный канал трапецеидального сечения, служит для задержки шлака и облегчения подвода расплава к отливке.
4. Питатели - тонкие и короткие каналы, служат для подвода металла к форме.

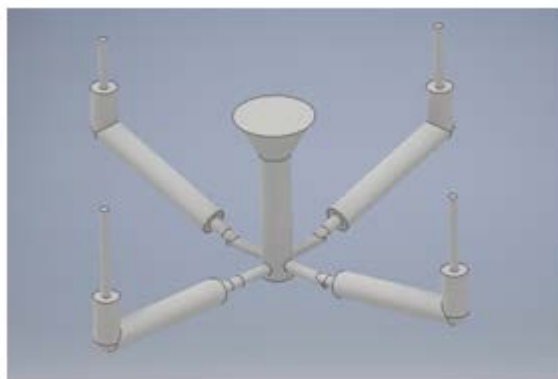
Металлоемкости формы рассчитывали по формулам, приведенным в [1, 2].

Рассчитав площади элементов литниковой системы, проектируем 3D модель блока в сборе (рисунок 1). Для рассмотрения влияния угла наклона изложницы на усадочную пористость, были выбраны 4 угла наклона слитков из всего диапазона от 0 до 90° с одинаковым шагом (рисунок 1 а). После проведения моделирования наилучший результат показал слиток с углом наклона в 30°. Поэтому следующим диапазоном был диапазон с углами

наклона: 5°, 10°, 15°, 20° (рисунок 1 б).



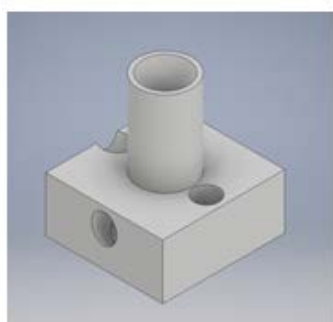
а



б

Рисунок 1. Модели кустов: а) для диапазона от 0 до 90°:
б) для диапазона от 5 до 20°

В качестве дополнительной оснастки для изложниц, была разработана форма для литниковой системы и прибылей вместе с выпорами. Конструирование оснастки необходимо в первую очередь для того, чтобы при моделировании литейного процесса, сплав имел полость для заполнения. Также оснастка необходима для ввода параметров теплообмена. Материалом для проектирования оснастки была выбрана керамика. Данная конфигурация прибылей были выбраны в связи с тем, что с обычными прибылями происходит высокая скорость кристаллизации в выпорах из-за чего прибыли не могут правильно сработать. Во избежание появления усадочных дефектов в полости слитка, для обеспечения равномерного теплообмена между отливкой и оснасткой, принято решение использовать керамические оболочки прибылей. Проектирование оснастки и модели отливки в 3D производилось в программе Autodesk Inventor. На рисунках 2 а, б изображены 3D модели оснасток.



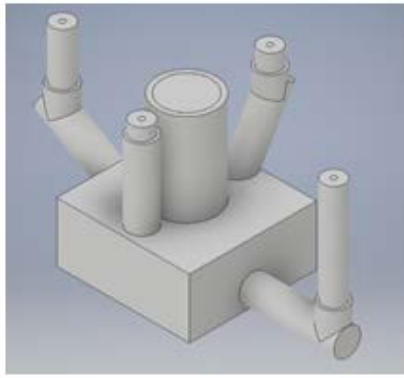
а



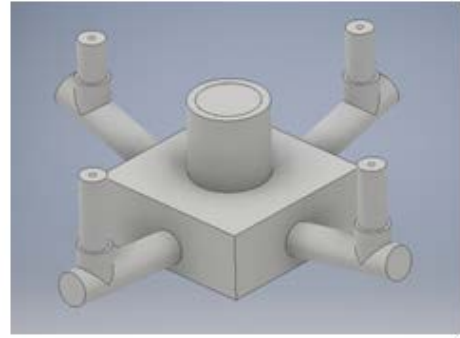
б)

Рисунок 2 - Модель формы для литниковой системы
а) 3D модель формы, б) 3D модель изложницы

3. Два модельных блока в сборе со всей оснасткой представлены на рисунке



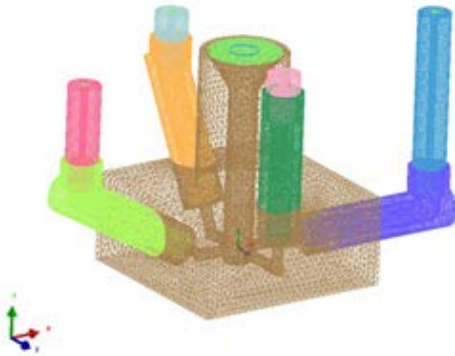
а



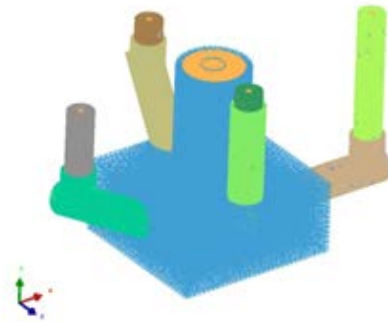
б

Рисунок 3 - Модели в сборе: а) первый куст; б) второй куст

Сначала была построена двумерная и трехмерная сетка, по собранным моделям сделанным (рис.5.) в программе Autodesk Inventor. На рисунках 4 а и б представлены изображения получившихся сеток для первого куста.



а



б

Рисунок 4 - Общий вид получившихся сеток: а) двумерная; б) трехмерная

После создания сеток можно задавать параметры вычисления: ось заливки металла, дефекты, физические параметры и другое.

Таким образом, в ходе работы была построена 3D модель слитка с литниково питающей системой, а также предложена оснастка.

Была выбрана сталь, а также проведены математические расчёты.

Литература:

1. Ю. И. Категоренко, А. А. Филиппенков, В. М. Миляев, С. Г. Майзель, А. В. Афонаскин, Б. С. Чуркин, Э. Б. Гофман, А. Б. Чуркин. Технология литейного производства [Электронный ресурс]: учебник / Ю. И. Категоренко [и др.]; под ред. Ю. И. Категоренко, В. М. Миляева. 2-е изд., перераб. и доп. Екатеринбург: Изд-во Рос. гос. проф.-пед. ун-та, 2018. - 684 с. Режим доступа: <http://elar.rsvpu.ru/handle/978-5-8050-0641-9>.

2. Литейное производство: учебник, Под общ. ред. В. Д. Белова, НИТУ МИСиС. – 2015. - 487 с.

О ВОЗМОЖНОСТИ ОБРАЗОВАНИЯ МАРТЕНСИТА ДЕФОРМАЦИИ ПРИ АБРАЗИВНОМ ИЗНАШИВАНИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ

Петрив М.М., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет

Как известно, аустенит в легированных сталях подразделяют на стабильный, который не испытывает мартенситное превращение под воздействием деформации при комнатной и более высокой температурах и метастабильный, способный превращаться в мартенсит деформации в условиях внешнего воздействия, вызывающего пластическую деформацию [1, 2]. Уже достаточно давно получение структурного состояния стали, характеризующегося наличием метастабильного аустенита, превращающегося в мартенсит деформации уже в процессе эксплуатации изделия, является одним из перспективных направлений повышения служебных характеристик материала, таких, например, как кавитационная стойкость [1, 2], износостойкость [2] и другие. Поэтому изучение эффекта метастабильности легированного аустенита по отношению к различным внешним воздействиям представляется важной научно-технической задачей.

В технике в качестве эффективного инструментального материала высокой износостойкости находят применение высокоуглеродистые стали с 12 % хрома, в которых также может проявляться эффект метастабильности аустенита [2 - 5]. Степень влияния мартенсита деформации на свойства стали определяется не только химическим составом стали, но и условиями ее предшествующей обработки и спецификой нагружения изделия [2, 4].

Объектом исследований в данной работе является высокоуглеродистая (1,03 % C) высокохромистая (11,9 % Cr) сталь, дополнительно легированная никелем (3,83 % Ni). Целью работы является изучение условий обработки стали на возможность образования мартенсита деформации в условиях абразивного изнашивания поверхности образца при изготовлении металлографического шлифа.

Основной идеей работы является гипотеза о том, что при соответствующем химическом составе аустенит такой хромоникелевой стали становится метастабильным и в процессе механического шлифования вследствие локальной пластической деформации поверхностного слоя в нем происходит мартенситное превращение с образованием мартенсита деформации.

Сталь указанного состава относится к сталям ледебуритного (карбидного) класса, поскольку в литом состоянии в ее структуре присутствует аустенитно-карбидная эвтектика. В структуре стали, кроме эвтектики, присутствуют также аустенит (матрица) и вторичные карбиды [5, 6].

Приведенные на рисунке 1 микроструктуры свидетельствуют о том, что мартенсит без заметных признаков его распада с выделением карбидов

присутствует в структуре стали не только непосредственно после закалки по режиму 2 (таблица 1), но и после отпуска при 600 °С с охлаждением вместе с печью (режим 4, таблица 1). При этом количество мартенсита в структуре стали после отпуска оказывается более высоким, что обеспечивает повышение ее твердости (таблица 1).

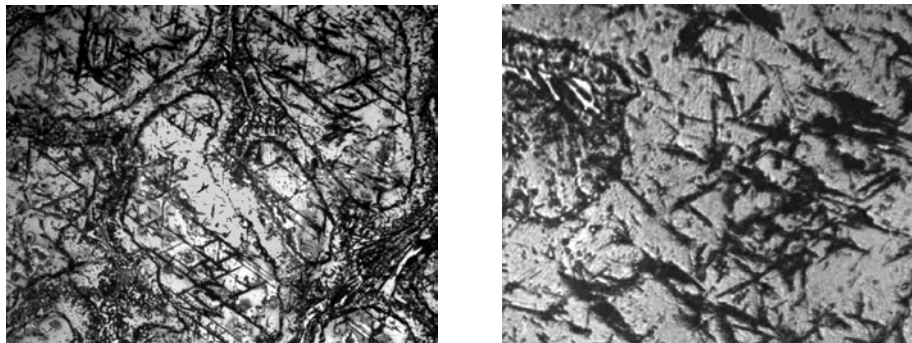


Рисунок 1 – Микроструктура исследованной стали после закалки от 1100 °С (а, режим № 2) и последующего отпуска при 600 °С (б, режим № 3): x500

Таблица 1 – Твердость стали в зависимости от места ее измерения и режима обработки

№ режима	Режим обработки	Твердость, Н/мм ² , при измерении со стороны	
		микрошлифа	боковой поверхности
1	Исходная термическая обработка: нагрев до 950 °С, выдержка 1 час, охлаждение на воздухе	4640 ± 130 (+ 940)*	3700 ± 90
2	Повторная термическая обработка: нагрев до 1100 °С, выдержка 0,5 часа, охлаждение в масле	4600 ± 120 (+ 370)*	4230 ± 60
3	Повторная термическая обработка: нагрев до 1100 °С, выдержка 0,5 часа, охлаждение с печью	6250 ± 140 (+ 910) *	5340 ± 80
4	Повторная термическая обработка: нагрев до 1100 °С, выдержка 0,5 часа, охлаждение в масле, отпуск при 600 °С с выдержкой 1 час и охлаждением с печью	5510 ± 150 (+ 770)*	4740 ± 70
5	Повторная термическая обработка: нагрев до 850 °С, выдержка 1 час, охлаждение с печью	7880 ± 120 (+ 1930)*	5950±100

Примечание: * - в скобках приведена разница в значениях твердости при измерениях с разных сторон образца.

В таблице 1 приведены результаты измерения микротвердости с нагрузкой 0,2Н со стороны микрошлифа и со стороны боковой поверхности образца, которая не подвергалась шлифованию после выполнения окончательной термической обработки. Поверхности, по которым проводили измерения, предварительно подвергали травлению в 20 % водном растворе соляной кислоты с удалением поверхностного слоя на глубину до 0,1 мм.

Анализ приведенных данных показал, что твердость стали при измерении со стороны микрошлифа оказывается в основном заметно более высокой в

сравнении с таковой, полученной при измерениях со стороны, не подвергавшейся шлифованию. При этом установленные различия зависят от режима термической обработки, определяющего химический состав и степень метастабильности аустенита.

Так, в литом состоянии, без термической обработки, заметных различий в твердости при измерении со стороны микрошлифа (2320 ± 100 Н/мм²) и с боковой поверхности образца (2230 ± 60 Н/мм²) не наблюдали, поскольку аустенит сохраняет высокую концентрацию легирующих элементов и углерода. В результате выполнения исходной термической обработки (режим № 1) с нагревом до 950 °С и последующим охлаждением на воздухе из аустенита выделялось большое количество вторичных карбидов, что снизило степень его легированности по хрому и углероду, вследствие чего обеспечило высокую степень его метастабильности и вызвало образование заметного количества мартенсита деформации в процессе шлифования образцов и, соответственно, значительное повышение твердости в сравнении с твердостью на боковой поверхности образца (таблица 1).

Нагрев стали до 1100 °С обеспечивает не только эффективное растворение в аустените вторичных карбидов, но и частичное подрастворение карбидов неравновесной эвтектики. Это приводит к повышению степени легированности аустенита по хрому и углероду, увеличивает его устойчивость и в случае быстрого охлаждения образцов в масле (режим № 2, табл. 1), очевидно обеспечивает образование относительно небольшого количества как мартенсита закалки, так и мартенсита деформации в процессе изготовления микрошлифов (рис. 1, а). Результатом этого является заметно более низкий в сравнении с первым режимом прирост твердости стали в результате шлифования поверхности (табл. 1). Медленное охлаждение стали (с печью) после высокотемпературного нагрева (режим № 3) должно способствовать интенсивному выделению из аустенита вторичных карбидов и повышению его способности к образованию мартенсита деформации, что приводит к значительному упрочнению стали в приповерхностной зоне микрошлифа и получению большой разницы в показателях твердости при измерениях с различных сторон образца (табл. 1).

Наиболее же высокие показатели твердости стали при измерениях как со стороны боковой поверхности образцов (что может характеризовать общий уровень твердости материала), так и со стороны микрошлифа при максимальном различии в их значениях были получены в случае реализации режима № 5 (табл. 1). В результате нагрева до относительно невысокой температуры (850 °С), длительной выдержки при ней (1 час) и медленного охлаждения в стали перед началом мартенситного превращения формируется структура, состоящая из аустенитно-цементитной эвтектики, аустенитной матрицы и распределенных в ней карбидов хрома в большом количестве. Аустенит, обедненный хромом и углеродом, в этом случае оказывается, очевидно, наименее устойчивым по отношению к образованию как мартенсита закалки, так и мартенсита деформации.

Побочным эффектом возможного образования мартенсита деформации в процессе изготовления микрошлифов может стать искажение действительной структуры стали, что затруднит ее верный анализ.

Выводы.

Применительно к высокохромистой стали с высоким содержанием углерода, дополнительно легированной никелем, обоснована возможность изменения микроструктуры и повышения микротвердости поверхности в результате распада метастабильного аустенита под воздействием деформации в процессе подготовки микрошлифов к исследованию.

Степень проявления метастабильности аустенита определяется его составом, зависящим от условий термической обработки. Более полное выделение из аустенита карбидов хрома в результате нагрева стали до пониженных температур и последующего медленного охлаждения способствует усилению эффекта упрочнения обрабатываемой поверхности образцов.

Литература:

1. Гольдштейн, М.И. Специальные стали / М.И. Гольдштейн, С.В. Грачев, Ю.Г. Векслер – Москва: Металлургия, 1985. – 408 с.
2. Малинов, Л.С. Ресурсосберегающие экономнолегированные сплавы и упрочняющие технологии, обеспечивающие эффект самозакалки. Монография / Л.С. Малинов, В.Л. Малинов – Мариуполь: Изд. «Регата», 2009. – 568с.
3. Тихонович, В.І. Формування зносостійких структур хромістих сталей і чавунів / В.І. Тихонович, В.П. Гаврилюк, В.В. Тихонович, А.Н. Гриначевський // Металознавство та обробка металів. – 2003. – № 3. – С. 16 – 23.
4. Малинов Л.С. Влияние метастабильного остаточного аустенита на механические свойства стали X12 / Л.С. Малинов, А.П. Чейлях, О.Д. Чейлях // МиТОМ – 1988. – №8. – С. 12 – 15.
5. Пашинский В.В., Горбатенко В.В. Структура и свойства высокоуглеродистой инструментальной стали с повышенной устойчивостью переохлажденного аустенита // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. трудов. Вып. 26, ч. 2.- Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2004.- С. 90-95.
6. Горбатенко В.П., Горбатенко В.В., Пашинский В.В., Конарев В.Г. Влияние дополнительного легирования никелем на структуру и свойства высокохромистых инструментальных сталей после закалки от различных температур // Наукові праці ДонНТУ. Серія «Металургія».- Вип. 12 (177).- Донецьк: ДонНТУ.- 2010.- С.251-259.

ДИАГНОСТИКА РАЗРУШЕНИЙ ТЯГОВЫХ ДЕТАЛЕЙ ШАХТНЫХ КОНВЕЙЕРОВ ПО ИЗЛОМАМ

Савула Е.А., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет

Детали шахтного оборудования вследствие тяжелых условий работы и больших динамических нагрузок подвержены разрушению различных видов. Поэтому к ним, в том числе, к цепям и соединительным звеньям шахтных конвейеров предъявляется комплекс требований: прочность (статическая, циклическая, ударная); жесткость против деформации (продольной и поперечной); износостойкость (шарниров боковых граней и выступов); коррозионная стойкость; в ряде случаев для обеспечения выносливости значима структура и напряженное состояние приповерхностных слоев [1].

Фрагмент общего вида устройства тяговых деталей угольного скребкового конвейера представлен на рис.1 [2].

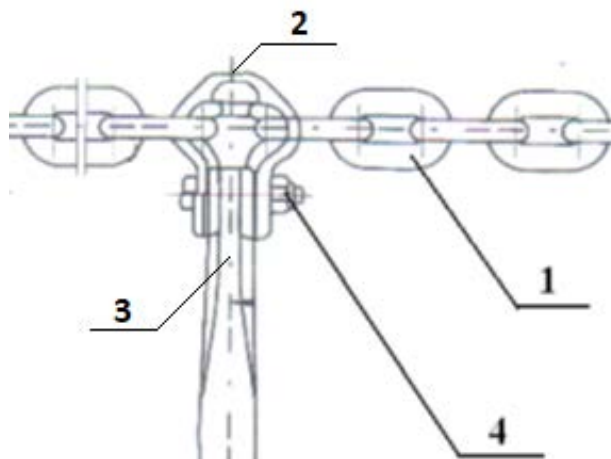


Рис. 1. Фрагмент скребковой цепи в сборе: 1 - звено цепи круглое; 2 - звено соединительное; 3 - скребок; 4 - соединительный крепёж

Улучшение эксплуатационных характеристик тяговых цепей и соединительных звеньев имеет важное значение; круглозвеньевые цепи – это неотъемлемая часть скребковых конвейеров, которые во время передвижения угля и подобных материалов должны отвечать нормативным требованиям [3].

Целью данной работы является первичная диагностика тяговых деталей шахтного конвейера, вышедших из строя, по изломам.

Для исследований взяли соединительные звенья действующего шахтного конвейера: разрушенное (для анализа излома) и с разных стадий производства (для оценки термической обработки в процессе производства). Для определения твердости звеньев на их различных зонах были сделаны отпечатки на твердомере Бринелля; там же отбирали разрушенные круглые звенья шахтной цепи для анализа излома.

Визуальный осмотр и анализ изломов звеньев шахтного конвейера позволил установить следующие особенности.

Начальный участок излома (рис.2,а) расположен перпендикулярно действию максимальных растягивающих напряжений. На этом участке наблюдается лишь микрорисунок, характерный для разрушения от действия повторных нагрузок. В пределах этого участка имеются тонкие усталостные микрополоски. В данном случае рисунок излома имеет вид рябизны, это происходит при очень тонких усталостных микрополосках. Обращает внимание то, что излом начинается с «вязкой чаши». Причиной возникновения пластичного излома при эксплуатации являются значительные перегрузки, возникшие либо вследствие резкого нарушения нормальных условий работы, либо вследствие ошибки, допущенной при расчете на прочность, неполного учета реальных условий эксплуатации или резко пониженных свойств материала. В условиях горношахтного производства возможны все из этих причин[4].

Вторая стадия (рис.2,б) соответствует следующей зоне излома, в которой тонкие усталостные микрополоски трансформируются в грубые. Это относительно широкие светлые полоски, разделенные темными полосками и расположенные на более крупных площадках. Начало второй стадии часто совпадает с изменением ориентации поверхности разрушения (изменение ориентации поверхности разрушения с 90° до 45° по отношению к направлению главных растягивающих напряжений связано с увеличением деформируемого объема, т. е. с уменьшением локальности процесса деформирования и разрушения). На протяжении этой зоны количество ямочного рельефа увеличивается [4].

Последняя стадия излома (рис.2,в) представлена зоной долома и имеет типичное для нее ямочное строение [4].



Рис.2 – Излом соединительного звена шахтного конвейера: а – начальный участок излома; б –участок развития излома; в – зона долома.

Для более корректной диагностики причин излома проводили анализ твердости (по Бринеллю) звеньев на разных стадиях изготовления по нескольким отпечаткам. Результаты обработки измерений представлены в табл.

1.

Табл.1 – Твердость звеньев шахтного конвейера на разных стадиях изготовления в технологической цепи

Стадия изготовления	Разбег твердости $HV_{min} - HV_{max}$	Средняя твердость HV_{cp}
Штамповка	187 – 222	201
Смягчающая ТО	125 – 146	138
Упрочняющая ТО	335 – 416	377

Для разрушенного звена построили эпюру уковов. Для этого выбрали три сечения (рис.4) – F_1 (крепёжная зона), F_2 (контактная зона), F_3 (кулачковая зона). В качестве исходной заготовки служил прокат $\varnothing 56$ мм (площадь поперечного сечения $F_0=2461,76 \text{ мм}^2$). Т.к. сечения F_2 и F_3 имеют неправильную геометрическую форму, измеряли их периметры, из которых находили стороны условных квадратов, по которым вели расчет площади поперечного сечения.

Распределение уковов по звену представлено на рис.4.



Рис.4 – Распределение уковов (в %) по соединительному звену шахтного конвейера

Из рис.4 следует, что наибольший уков наблюдается в сечении F_2 (контактной зоне). В этой же зоне расположен излом на исследуемом разрушенном звене; следовательно, контактная зона соединительного звена шахтного конвейера наиболее подвержена разрушению (является «слабым местом»).

Вторым по степени важности конструкционным элементом шахтного конвейера является цепь, круглые звенья которой также подвержены

разрушению (рис.5). Для определения причины разрушения звеньев цепи был проведен анализ излома (рис.6).



Рис.5 – Разрушенные круглые звенья цепи шахтного конвейера

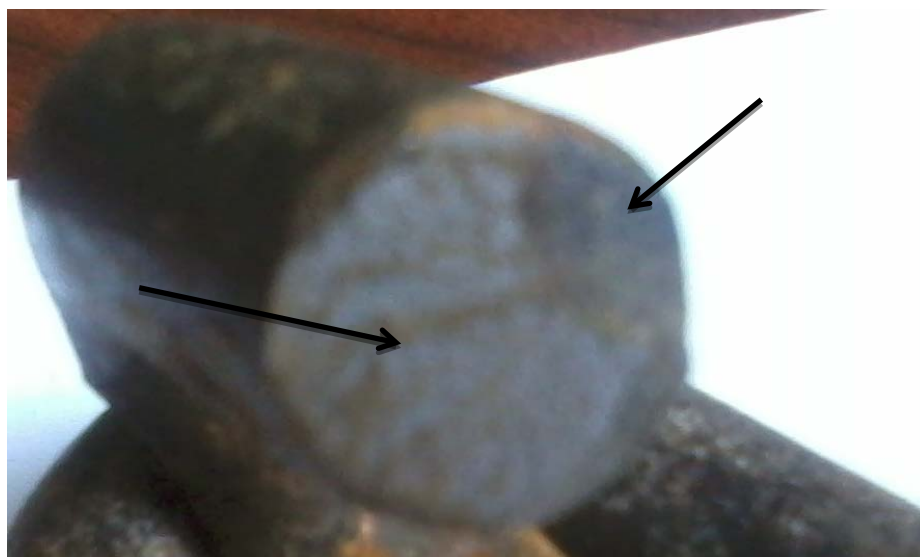


Рис.6 – Излом круглого звена цепи шахтного конвейера: а – зона замедленного разрушения; б – зона долома.

Анализируя рис. 5, можно сказать, что звенья в процессе разрушения были подвержены значительной деформации (в правом звене на рис.5 наблюдается нарушение его геометрической формы; в левом звене, по всей видимости, разрушение повлекло за собой откалывание фрагмента звена).

Вид излома (рис.6) соответствует замедленному разрушению. Он состоит из двух зон: зоны замедленного разрушения (блестящая, как правило, зернистого либо кристаллического строения) и зоны долома, которую еще называют зоной лавинного разрушения (имеет более волокнистое строение). Характер излома хрупкий, трещин не наблюдается. Такой излом в большей степени характерен при эксплуатации с длительными статическими нагрузками ниже предела прочности, а также при пиковых динамических нагрузках[4].

Таким образом, в результате проведенного анализа изломов важнейших составляющих шахтного конвейера – соединительного звена и круглых звеньев цепи – можно сделать вывод, что излом соединительного звена является

типичным усталостным и обусловлен многими факторами (большие динамические нагрузки, несоблюдение условий работы, ошибки при расчете на прочность, неправильно подобранный материал); излом круглых звеньев цепи соответствует замедленному разрушению и происходит при длительных статических нагрузках ниже предела прочности.

Повышение надежности шахтного оборудования весьма актуально, так как аварии в шахтах особо опасны и часто влекут за собой человеческие жертвы. Для повышения качества звеньев шахтных цепей разных типов можно применять различные технологии комплексной упрочняющей термообработки, например, закалку токами высокой частоты в комбинированной объемно-поверхностной термической обработке[5] с учётом информации, получаемой при тщательном анализе изломов, на что обращал пристальное внимание ещё Д.К.Чернов. Так как звенья цепей шахтного конвейера разрушаются при пиковых нагрузках, что сопровождается особо опасными хрупкими изломами, целесообразно расширить химсоставы сталей для них, что показано на низкоуглеродистых легированных сталях 20Х,20Г2,20ХМ,12ХНЗА[6].

Литература:

1. Повышение качества соединительных звеньев конвейера СП-63. / В.И. Алимов, И.А. Передерий, Н.П. Шаповалова // Уголь Украины. – 1983. - №4. – С. 40-41.
2. Структура, свойства и коррозионное поведение сталей для деталей транспортирующих устройств после термообработки /В.И.Алимов, М.В. Георгиаду, Л.М. Басенко // Ресурсосберегающие технологии производства и обработки давлением материалов в машиностроении. – 2018. - №2. – С. 10-19.
3. Підвищення експлуатаційних властивостей ланок ланцюгів гірничошахтних конвеєрів / В. І. Алімов, А. П. Штихно, І. О. Шевелєв // Уголь Украины. – 2014. – № 4. – С. 10 – 14.
4. Т.А.Гордеева, И.П.Ажогина. Анализ изломов при оценке надёжности материалов. -М.: Машиностроение, 1978. — 200 с.
5. Комбинированное объемно-поверхностное упрочнение тяжело нагруженных деталей транспортного оборудования/ В.И.Алимов, М.В. Георгиаду, В.В. Зубенко// Уголь Украины. - 2016. - № 4-5. - С. 47-50
6. Алимов В. И. О перспективах использования низкоуглеродистых легированных сталей для элементов тяговых органов конвейеров / В. И. Алимов, Т. А. Щеголева // Вестник ДонНУСА. – 2005. – № 4 (52) – С. 135–138.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СТЕПЕНИ ГАЗОВОЙ ЗАЩИТЫ НА СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ ПРИ ПОЛУЧЕНИИ КОМПОЗИЦИОННОГО МАТЕРИАЛА «ТИТАН – УГЛЕРОДНЫЕ НИТИ

Садовский В. М., Рассказова А. Н., Еремеева Ж.В.
Московский политехнический университет

Прогресс в различной области современной техники в значительной степени зависит от создания и широкого применения новых материалов с комплексом заданных, повышенных физико-механических свойств. Область применения того или иного материала в первую очередь определяется его компонентами. Одним из способов получения повышения рабочих характеристик деталей является применения композиционных материалов.

Перспективными представителями класса современных композиционных материалов являются материалы на основе титана и углеродных нитей [1-3]. Система титан – углеродные нити обладает такими свойствами, которые не имеют его компоненты, взятые в отдельности, и в тоже время превосходит их. Задача получения требуемых физико-химических свойств не останавливается на выборе необходимых составляющих, а продолжается по пути разработки оптимального технологического режима получения.

Целью данного исследования является изучение степени газовой защиты на структурообразование в композиционном материале титан – углеродные нити при его получении.

Исходными компонентами для получения и изучения структуры композиционного материала являлся титан марки ВТ1-00 и углеродные нити марки «УКН-5000» по ГОСТ19807-91 и ГОСТ 28008-88.

Технический титан марки ВТ1-00 является более чистым по примесям и изготавливается из самых высших сортов титановой губки (ТГ-90, ТГ-100). Эта марка титана высокой чистоты – лёгкий жаропрочный материал серого цвета, $t_{пл}^{\circ}=1668^{\circ}\text{C}$. Он отличается незначительным коэффициентом температурного расширения, высокой пластичностью 20-80 %, позволяющие получать детали любой сложности. Также имеются и недостатки, такие как высокая трудоёмкость производства. Плавка возможна только в вакууме или в среде инертных газов.

Волокно УКН – 5000 изготавливается на основе полиакрилонитрила (ПАН - В) и проходит длительную технологическую цепочку операций, связанных с нагревом в различных средах, следствием которых является получение более прочной оболочки элементарной нити по сравнению с ее сердцевиной. Сердцевина волокна более аморфна по сравнению с оболочкой, упорядочений кристаллизованной. Отмеченные особенности строения волокна УКН - 5000 определяют более высокую стойкость боковых поверхностей волокна, что необходимо учитывать при формировании каркасов. Строение волокна УКН-5000 обеспечивает его максимальную стойкость к травмированию при текстильной переработке в каркас, так как волокно в процессе изготовления

композиционного материала необходимо неоднократно перематывать, скручивать, перегибать, протаскивать через нитетракты и различные устройства намоточного оборудования.

Образцы изготавливались методом аргонодуговой наплавки проволочного материала на углеродные нити без дополнительной защиты и с организацией кольцевой местной защиты на установке УПНС-304.

Выявление структуры композиционного материала осуществлялось металлографическим анализом.

Съёмку и анализ микрошлифов проводили на инвертированном металлографическом микроскопе CarlZeiss Axiovert 40 MAT при различных увеличениях. Для съёмки использовалась цифровая фотокамера, которая позволяет в реальном времени наблюдать исследуемую поверхность и делать фотографии её интересующих участков. Для обработки микрошлифов, микроскоп оснащён программным комплексом, который позволяет производить обработку изображения как в режиме реального времени, так уже и сделанных снимков.

Снимок шлифа композита из титана и углеродных нитей, изготовленного с дополнительной кольцевой защитой при увеличении 10 крат представлена рисунок 1 а, где отчетливо можно выделить два типа структуры. По краям шлифа наблюдается особая мартенситоподобная структура (α' - и/или α'' -фазы).

Кристаллы мартенсита в плоскости шлифа имеют вид пластин, хотя известно, что в объеме мартенсит имеет игольчатую форму. Вокруг мартенситной структуры располагается дендритная α -структура. Наблюдаемые типы структур, зафиксированные быстрым охлаждением, характеризуются наличием определенных ориентировок структурных составляющих, аналогичных тем, которые реализуются при мартенситном превращении.



Рисунок 1 – а) Микроструктура системы титана и углеродного волокна с защитой, x10, б) - Микроструктура системы т

При дальнейшем увеличении в 50 крат (рисунок 1 б) на границе образца наблюдается микроструктура игольчатого типа, характерная для мартенситоподобных структур. Кроме мартенситного превращения так же ярко выражена дендритоподобная структура, отличающаяся улучшенной вязкостью, повышенной твёрдостью, так же высокой износостойкостью.

Структура системы титана и углеродного волокна, изготовленная без

дополнительной защиты представлена на рисунке 2 а. Охлаждение титановых заготовок в температурном интервале приводят к образованию пластинчатой α' -превращенной структуры (α' -фаза) и с четко выраженными зернами исходной α -фазы. В центре шлифа наблюдается углеродное волокно. Такая структура определяет пониженные характеристики прочности, пластичности и значительную их нестабильность.

Известно, что мартенситные структуры α' и α'' металлографически сложно разделить, однако они обладают близкими свойствами к α -фазе [4-7]. Параметр решетки α' -фазы мало отличается от параметров α -фазы, при этом α' -фаза представляет собой пересыщенный твердый раствор элементов с ограниченной растворимостью в α -титане. В данном случае такими элементами в нашем эксперименте являются примеси в техническом титане и окружающая газовая среда. α' -фаза, как правило, несколько упрочняет сплав, но более пластичная, чем мартенсит в сталях.

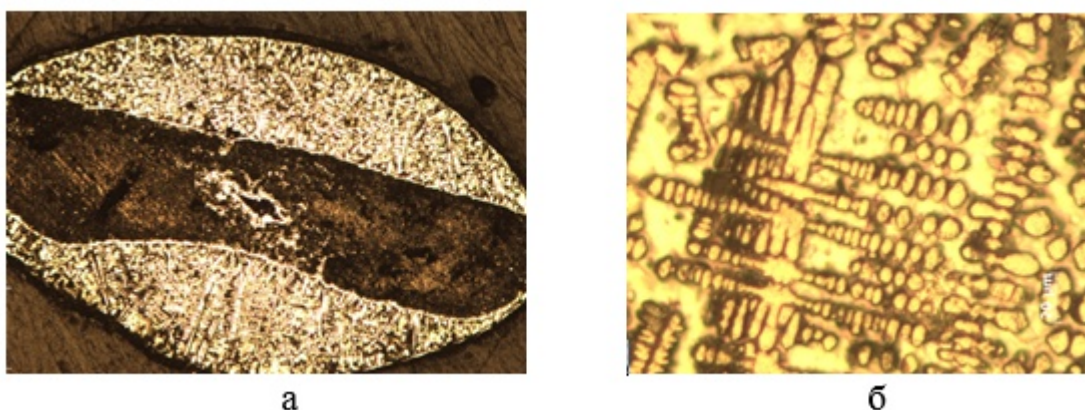


Рисунок 2 – а) Система титана и углеродных волокон без защиты, $\times 5$; б) Система титана и углеродных нитей без защиты, $\times 50$

В исследованных образцах α'' -фаза отсутствует, поскольку она может формироваться лишь при быстром охлаждении сплавов с β -изоморфными стабилизаторами. В отличие от мартенсита углеродистых сталей, являющегося раствором внедрения и характеризующегося высокой прочностью и хрупкостью, титановый мартенсит является раствором замещения, быстрое охлаждение титановых сплавов приводит к небольшому упрочнению и не сопровождается резким снижением пластичности.

При увеличении $\times 50$ можем наблюдать образовавшиеся кристаллы дендритоподобной структуры, которые имеют правильную геометрическую форму. Столкновение растущих кристаллов приводит к нарушению их правильной формы. Именно это является причиной образования кристаллитов – зерен неправильной геометрической формы (рисунок 2 б).

Такая структура имеет повышенную коррозионную стойкость, но пониженную прочность.

Экспериментальные исследования показали, что образец системы титана и

углеродных нитей, изготовленные с дополнительной кольцевой защитой, имеют улучшенные характеристики вязкости, повышенную твёрдость и износостойкость. Образцы системы титана и углеродных нитей, изготовленные без дополнительной защиты, показывают высокую коррозионную стойкость при пониженных характеристиках прочности и пластичности.

Заключение

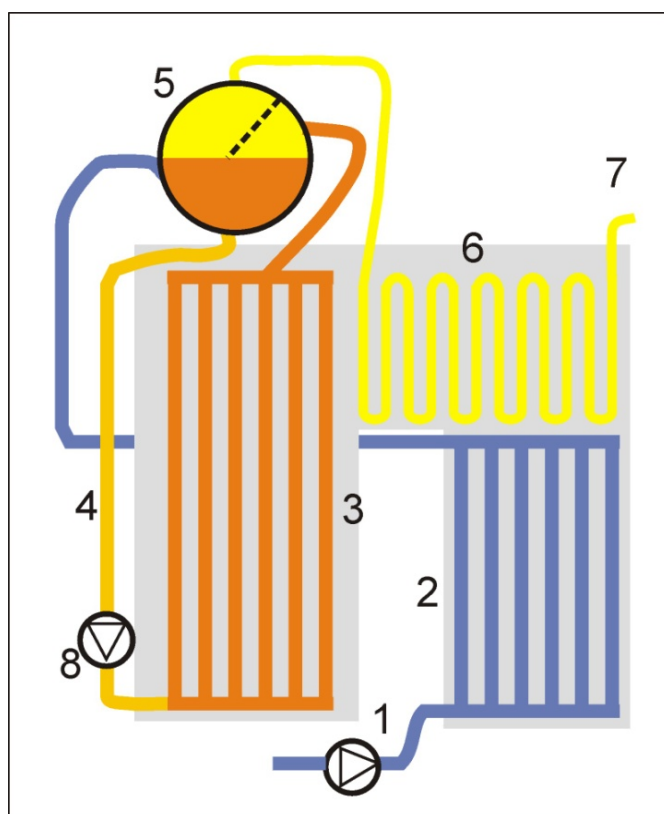
В ходе экспериментальных исследований установлено влияние степени защиты композиционных материалов на основе титана и углеродных нитей; представлена возможность управления свойствами композиционного материала и его структурой; приведены физико-химические характеристики получаемых структур.

Установлено, что при охлаждении композиционного материала в титановой части помимо равновесной α' -фазы формируется метастабильная мартенситная α' -фаза игольчатого строения.

Литература

1. Мэттьюз Ф., Ролингс Р. Композитные материалы. Механика и технология. М.: Техносфера, 2004. - 408с.
2. Boisse P. Composite Reinforcements for Optimum Performance. Woodhead Publishing, 2011.
3. Шоршоров М.Х., Колпашников А.И., Костиков В.И. и др. Волокнистые композиционные материалы с металлической матрицей. М.: Машиностроение, 1981. — 272 с.
4. Колачев Б.А., Елагин В.И., Ливанов В.А. Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов. Учебник для вузов. — 3-е изд., перераб. и доп. — М.: МИСИС, 1999. — 416 с.
5. Аношкин Н.Ф. (ред.) Титановые сплавы. Metallography титановых сплавов. М.: Metallurgy, 1980. — 464 с.
6. Фазовые превращения в титане и его сплавах [Текст] : научное издание / М. К. Маквиллэн; пер.: К. М. Борзцовская, О. В. Каспарова ; ред. Н. Ф. Аношкин. - М. : Metallurgy, 1967. - 76 с.
7. Вульф Б.К. Термическая обработка титановых сплавов. М.: Metallurgy, 1969. — 376 с.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ

Белов Н.В., Гнитиёв П.А.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время дуговые печи являются наиболее эффективными и экологичными сталеплавильными агрегатами, которые используются для массового производства. Возможность сосредоточенного ввода значительного числа тепловой энергии в сочетании с простотой управления подводимой электрической мощностью является преимуществом дуговых сталеплавильных печей (ДСП).

Целью работы является совершенствование технологических и конструктивных параметров дуговых сталеплавильных печей.

Данная тема актуальна тем что она затрагивается в промышленном производстве. В статье будет рассматриваться водоохлаждаемые панели их покрытие, как оно влияет на теплоотдачу, а также краткая история применения и их особенности.

В наше время более современные высокомошные электродуговые печи оснащаются водоохлаждаемыми панелями на сводах и корпусах. Это приводит к небольшому увеличению расхода электроэнергии, но и существенно снижается расход огнеупоров, заметно улучшается ремонтоспособность печей, а также на 10-15 % уменьшается расход электродов. В результате чего можно с уверенностью сказать, что заметно повышается их производительность. В ДСП-100 при мощности трансформатора около 300 кВА/т и производительностью около 200 тыс. тон в год, применение водоохлаждаемых панелей было неразумно. Но для печей с мощностью 800-1000 кВА/т и более высокой производительностью около 1 млн. тон в год, уже разумна замена огнеупорной кладки на водоохлаждаемые панели в конструкции печи.

Отличительной особенностью работы панелей, является их покрытие слоем шлака. Панели при работе печи конденсируют жидкие частицы шлака и покрываются слоем гарнисажа. В ходе плавки толщина слоя гарнисажа изменяется. В зависимости от условий теплообмена она может уменьшиться за счет оплавления, в случае повышения тепловой нагрузки стен или температуры охлаждающей воды, или нарасти до определенного предела. Температура поверхности гарнисажа постоянна и соответствует температуре его плавления.

Расчёты будут производиться с помощью моделирования тепловой работы водоохлаждаемых панелей [1], поскольку система охлаждения корпуса печи работает в режиме вынужденной конвективной теплоотдачи. Тепловой поток определяется соотношением:

$$Q = \alpha \Delta T F, \quad (1)$$

где α – коэффициент теплоотдачи от стенки трубы к воде;

$\Delta T = T_{\text{ст}} - T_{\text{ж}}$, – температурный напор, определяемый разностью температуры, теплоотдающей охлаждаемой поверхности площадью F и средней температурой охлаждающей жидкости.

На рис. 1 представлена зависимость тепловых потерь панели от толщины слоя гарнисажа.

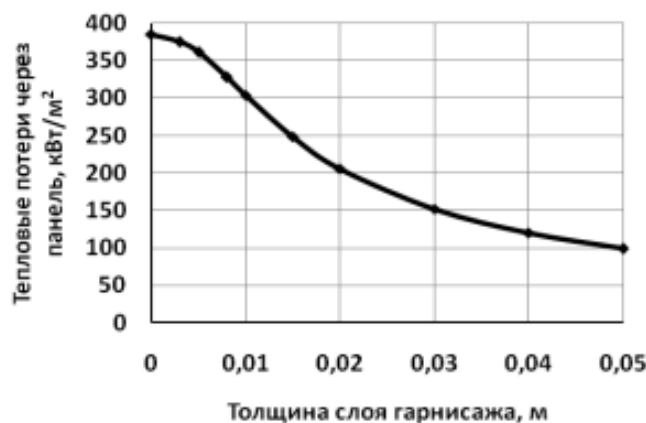


Рисунок 1 – Зависимость тепловых потерь панели от толщины слоя гарнисажа

Проведенное в данной работе изучение показало, что отсутствие слоя гарнисажа увеличивает тепловые потери в 2-3 раза. А это, в свою очередь, доказывает, что целесообразно применять искусственные огнеупорные покрытия на поверхности водоохлаждающих панелей.

Подводя итоги проделанной работы, можно сделать вывод о том, что в ходе данного исследования нам удалось узнать следующее: применение водоохлаждаемых панелей приводит росту электроэнергии, но учитывая высокую стойкость водоохлаждаемых панелей (а это около 10 тыс. часов), и экономию огнеупоров (с 26 до 1,5 кг/т), экономическая эффективность использования водоохлаждаемых элементов в своде и стенках печи очевидно.

Также, рассматривая данную тему, в приведенной статье наглядно продемонстрировано, что использование покрытия панелей эффективно уменьшает внешние тепловые потери и увеличивает температуру внутри печи. Из этого следует, что даже при длительном использовании покрытия, оно все равно будет сохранять свои свойства и снижать тепло потери. Из-за снижения электро-потерь также можно увеличить производительность печи.

Данная тема интересна своей актуальностью в производстве и заслуживает дальнейшего её рассмотрения.

Литература:

1. Энергоэффективность работы электродуговых печей при использовании водоохлаждаемых корпусов [Электронный ресурс]: – <https://docplayer.ru/53245178-Energoeffektivnost-raboty-elektrodugovyh-pechey-pri-ispolzovanii-vodoohlazhdaemyh-korpusov.html> – Загл. с экрана.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ КОТЛА-УТИЛИЗАТОРА В УСЛОВИЯХ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА

Бонсевич Д.Р., Гнителиев П.А.
Донецкий национальный технический университет

Котлы-утилизаторы, предназначенные для производства пара или нагрева воды с использованием тепла отработавших газов из технологических печей и агрегатов, занимают особое место в технологии утилизации тепла по следующим причинам. Котел-утилизатор показан на рис. 1.

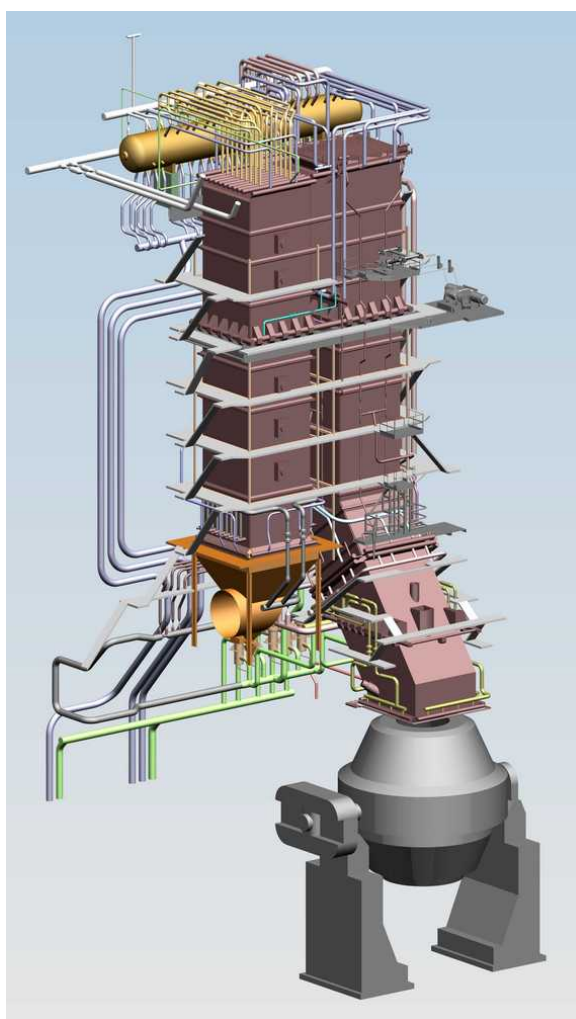


Рисунок 1 – Котел-утилизатор

Во-первых, доля отработанного тепла в общем объеме производства промышленных предприятий ВЭР очень значительна. Во-вторых, производство пара в котлах-утилизаторах приводит к прямой экономии топлива за счет уменьшения его сжигания в котельных и тепловых электростанциях промышленных предприятий. В-третьих, энергетические затраты промышленных предприятий снижаются за счет снижения мощности котельных и тепловых электростанций в системах теплоснабжения. В-

четвертых, использование котлов-утилизаторов приводит к улучшению состояния окружающей среды, сокращает количество горючего топлива на предприятиях и позволяет, в сочетании с использованием отработанного тепла, повысить эффективность систем очистки газов технологических печей и агрегатов [1].

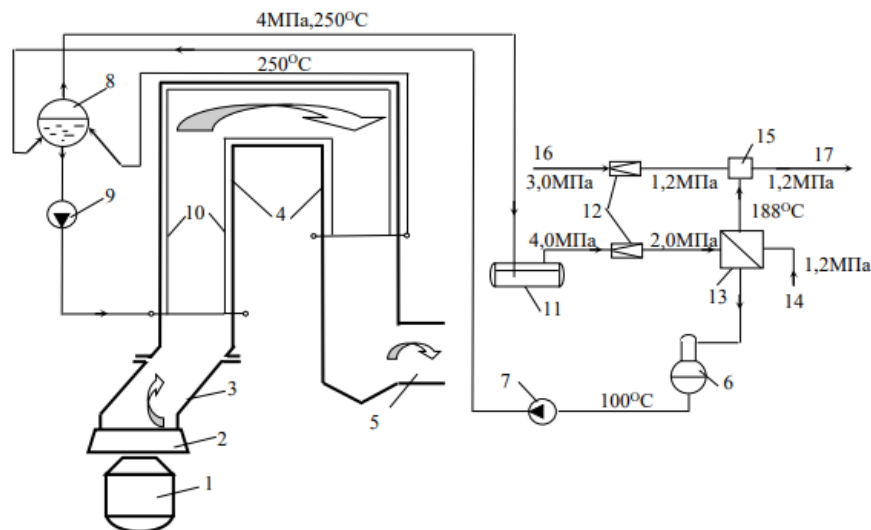
Значительным резервом для экономии энергии в металлургии является использование газов от сталеплавильных конвертеров и потенциал оценивается в 1,25 млн. т у.т. в год [2].

В настоящее время наиболее распространенной схемой в российской металлургической промышленности является удаление конвертерного газа с частичным сгоранием в газоотводящем тракте и окончательным на свече. Разработка передовых технологий использования конвертерного газа, в том числе создание новой энерготехнологической схемы его использования, остается актуальной. В связи с внедрением в промышленности тяжелых конвертеров с производительностью до 400 тонн стали и связанным с этим увеличением количества подаваемого кислорода количество выделяемых газов значительно увеличивается. В этих условиях система без дожигания газа является рациональной.

Трудности в работе газоотводящего тракта конвертера без сжигания окиси углерода характеризуются высокими требованиями к обеспечению безопасности процесса, поскольку может образоваться взрывоопасная смесь газа и воздуха. Используя уплотнительное устройство – подвижный колокол (юбка) – можно уменьшить утечку, уменьшив расстояние между горловиной конвертера и кессоном до 70 мм.

Генерация пара в охладителе конвертерных газов происходит периодически в соответствии с периодичностью выхода газа, что создает проблемы использования пара. Частота выхода газа исключает возможность перегрева пара. Сложность работы такого ОКГ также создает конвективные поверхности нагрева, которые забиваются пылью, что приводит к дополнительному газодинамическому сопротивлению в тракте. В связи с этим при удалении газа из конвертера без дожигания, т.е. когда используется только физическое тепло газа, которое не превышает 20 % от общей энергии газа, конвективные поверхности нагрева ОКГ не входят. Принципиальная схема котла-утилизатора без конвективных поверхностей, т.е. радиационного ОКГ, показана на рис. 2 [2].

После очистки газы (содержат 70-85 % CO, теплота сгорания 8-10 кДж/м³) возможно использовать как топливо. Отечественная промышленность пока не имеет значительного опыта в такой работе. Большинство конвертерных газов используются для производства пара и охлаждаются до (200-500 °С) в котлах-утилизаторах, после чего они направляются на очистку газа. Во время работы без дожигания было обнаружено, что размер частиц в газах, выходящих из конвертера, увеличивается, что позволяет более полно очищать выхлопные газы от пыли.



1 – конвертер; 2 – уплотнитель зазора между горловиной конвертера и кессоном; 3 – кессон; 4 – газоход котла; 5 – газоход на газоочистку; 6 – деаэратор; 7 – питательный насос; 8 – барабан-сепаратор; 9 – циркуляционный насос; 10 – радиационные испарительные поверхности нагрева; 11 – аккумулятор пара (теплоаккумулятор); 12 – редукционные установки; 13 – паропреобразователь; 14 – подача питательной воды 1,2 МПа; 15 – смеситель пара; 16 – стабилизирующий поток пара; 17 – выход пара к потребителю

Рисунок 2 – Принципиальная схема радиационного ОКГ и тепловая схема, стабилизирующая выработку пара

В работе был взят кислородный конверт емкостью 160 тонн и котел-утилизатор ОКГ-160БД. По результатам расчет выход газа за одну плавку конвертера объемом 160т составляет 54000 м³/ч.

Конверторный газ содержал 87% CO и имел низшую теплоту сгорания 11000 КДж/м³ (2628 ккал/м³). Конверторный газ имеет температуру 1600 °С, его теплоемкость составляет 1,4 КДж/м³. Таким образом с одной плавки конвертера образуется ресурс с энергией 52,5 МВт. Паропроизводительность составила 17410 кг/с.

В дальнейшем в моей магистерской диссертации будет выполнен сравнительный анализ технологий использования ВЭР конвертерного производства с дожиганием и без дожигания монооксида углерода. По полученным результатам будет выбрана оптимальная технология использования ВЭР. Будут построены соответствующие графики зависимостей.

Литература:

1. Гичев, Ю.А. Котлы-утилизаторы и их тепловой расчет / Ю.А. Гичев, В.М. Бойко, Д.С. Адаменко. – Днепропетровск: НМетАУ, 2004. – 46 с.
2. Кривандин, В.А. Теплотехника металлургического производства / В.А. Кривандин, В.В. Белоусов, Г.С. Сборщиков. – М.: МИСиС, 2001. – 210 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЕНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА ПРИ ОТОПЛЕНИИ ВРАЩАЮЩЕЙСЯ ПЕЧИ

Кадомцева Т.И., Гнитиев П.А.

Донецкий национальный технический университет

Как любая промышленная вращающаяся печь, она представляет собой технологический агрегат непрерывного действия. Тепловую полученную энергию в печи, которая подвергается тепловой обработке, передают материалу. Основное предназначение печи – нагрев различных сыпучих и порошкообразных материалов с целью их физико-химической обработки.

Вращающаяся цементная печь может работать на двух способах производства – мокром (при радикальном улучшении использования топливно-энергетических ресурсов) и сухом (при котором снижение затрат на обжиг клинкера достигается использованием современных печей) [1].

Рассмотрены различные технические способы и мероприятия, В.В. Серовым, по интенсификации процесса обжига цементного клинкера, которые позволяют увеличить производительность, снизить расход топлива и улучшить качество клинкера на действующих печных агрегатах [2].

Все теплотехническое оборудование можно разделить по потенциалу теплоносителя на низкотемпературные, среднетемпературные и высокотемпературные установки.

Наибольший интерес вызывают высокотемпературные (t от 1000 °С до 2500 °С), являются главными энергопотребителями, называемые печами. Назначение промышленных печей – тепловая обработка материалов и изделий с целью придания им определенных свойств, необходимых для конечного продукта или для дальнейшей обработки. Печи используют в различных отраслях производства строительных материалов на современных предприятиях [3,4].

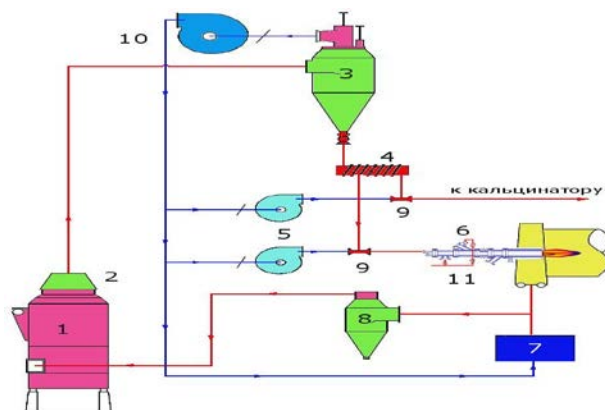
При сжигании угольной пыли во вращающихся печах, применяют два основных типа горелок: вихревые и прямоточные.

Тип выбора мельницы зависит, от вида топлива, коэффициента размолоспособности, содержания летучих в топливе осуществляется с учетом эффекта размалываемости материала. Значения коэффициента размолоспособности для различных углей и горючих сланцев колеблются от 0,85 до 2,5.

Размолоспособность топлива характеризуется значением коэффициента размолоспособности:

$$K_{л.о.} = \frac{\Delta_{а.ш.}}{\Delta} \quad (1)$$

где $\Delta_{а.ш.}$ и Δ – соответственно расход электроэнергии на размол эталонного и данного топлива.



1 – угольная мельница; 2 – воздушный сепаратор; 3 – концентратор угольной пыли; 4 – дозаторы угольной пыли; 5 – турбовоздуходувки; 6 – горелка печи спекания; 7 – охладитель продукта спекания; 8 – циклон очистки газов; 9 – инжекторы пневмотранспорта; 10 – мельничный вентилятор; 11 – устройства регулирования резервного топлива

Рисунок 1 – Тандем угольных мельниц для печи спекания

Фирмой Unitherm-Semson, была создана номограмма, по их выбору в зависимости от размеров печи на основе многостороннего анализа данных по универсальным горелочным устройствам, которые были разработаны и установлены на вращающихся печах разной производительности и размеров в цементной промышленности [5,6]. Кривые на номограмме аппроксимированы полиномом 2-го порядка.

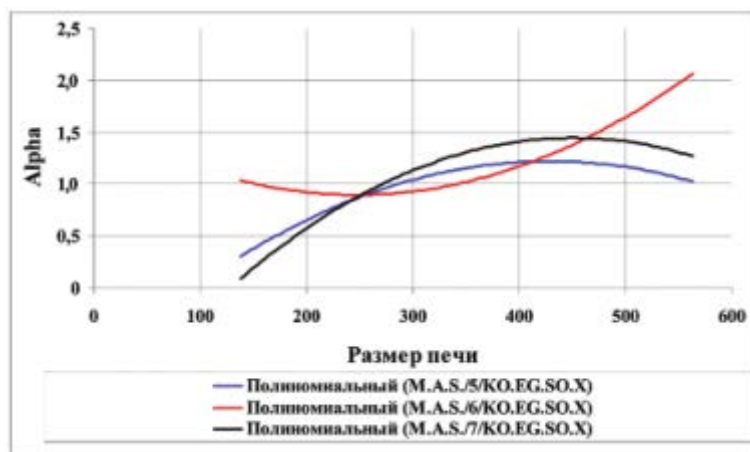


Рисунок 2 – Номограмма по выбору специального коэффициента для расчета мощности горелки

Исходя из всестороннего учета всех факторов, которые влияют на выбор горелки было получено выражение для расчета мощности выбираемой горелки:

$$M_{\Gamma} = \frac{P}{24 \cdot 3600} \frac{29,3\eta}{(1-AR) \cdot 0,0013T_2} \frac{L_0^B}{Q_p^B + 1} \alpha, \quad (2)$$

где $\alpha(LD)$ – эмпирическая полиномиальная зависимость от размера печи и горелки;

P – производительность печи по клинкеру, т/сут;

η – проектируемая энергоемкость печи, кг у. т./т клинкера;

T_2 – температура подогрева вторичного воздуха, °С;

L_0^B – теоретически необходимый объем воздуха для горения твердого топлива, м³/кг;

Q_p^H – теплота сгорания твердого топлива, определяемая в соответствии с составом топлива по формуле Менделеева, МДж/м³;

AR – доля первичного воздуха от суммарного [7].

С помощью математической модели, которая базируется на основе получения качественной продукции на выходе, исследованием является горение пылеугольной частицы различных диаметров и степень ее выгорания, а также расстояние на котором она выгорит полностью. Важней задачей решением проблемы, является необходимость снижения расхода топлива и природных сырьевых материалов для вращающейся печи. Сокращением теплотерь печных агрегатов, электроэнергии и возможности значительного повышается выпуск клинкера, этому способствует переход на новый тепловой режим. Совершенствование организаций и методов наладки, безусловно, способствует повышению технической культуры его эксплуатации, испытаний технологического оборудования, повышению эффективности цементного производства и ускорению освоения проектных мощностей предприятий. Сложность поставленной задачи заключается в необходимости комплексного исследования взаимовлияющих химических, физических, тепловых и аэродинамических процессов, одновременно протекающих в печном агрегате.

Литература:

1. Лисиенко, В.Г. Вращающиеся печи. Теплотехника, управление и экология: справочное издание в 2-х экземплярах / В.Г. Лисиенко, Я.М. Щелоков, М.Г. Ладыгичев. – М.: Теплотехник, 2004. – 592 с.
2. Классен, В.К. Техногенные материалы в производстве цемента / В.К. Классен, И.Н. Борисов, В.Е. Мануйлов // Международный журнал экспериментального образования. – №10. – 2010. – 125 с.
3. Петраш, В.Д. Термотрансформаторная система теплоснабжения на основе контактно-рекуперативного охлаждения отработанных газов вращающихся печей производства строительных материалов / В.Д. Петраш, Ю.Н. Полунин. – Одесса: Вестник ОГАСА, № 6 – 2013. – С. 183-195.
4. Силенок, С.Г. Печные агрегаты цементной промышленности / С.Г. Силенок, Ю.С. Гризак, В.Н. Лямин. – М.: Машиностроение, 1984. – 166 с.
5. Богданов, А.И. Вращающиеся печи цементной промышленности / А.И. Богданов. – М.: Машиностроение, 1965. – 320 с.
6. Юнг, В.Н. Технология вяжущих веществ / В.Н. Юнг. – М.: Промстройиздат, 1974. – 340 с.
7. Древицкий, Е.Г. Повышение эффективности работы вращающихся печей / Е.Г. Древицкий, А.Г. Добровольский, А.А. Коробок. – М.: Стройиздат, 1990. – 224 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ УМЕНЬШЕНИЯ ОКАЛИНООБРАЗОВАНИЯ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ СТАЛИ

Кибирёв В.Р., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время к качеству непрерывнолитой продукции, в частности, на начальных стадиях технологической цепи производства, предъявляются довольно жесткие требования. Образовавшиеся в непрерывнолитой заготовке дефекты разного характера, проходя через стадии горячекатаного передела, могут взаимодействовать и усиливать друг друга. Исправление подобных явлений является довольно затруднительным, а иногда и невозможным.

Исходя из обзора различных источников, имеются достаточно подробные исследования по физико-механическим свойствам и фазовому составу окалина. Как известно, образующаяся на низколегированных и углеродистых сталях окалина, обычно, состоит из трех слоев: FeO (вюстит), Fe_2O_3 (гематит) и Fe_3O_4 (магнетит). Если же в стали присутствуют легирующие элементы молибдена, кремния и ванадия, то при высоких температурах на поверхности могут образовываться труднотравимые соединения MnO_3 , Fe_2SiO_4 (фаялит) и V_2O_5 [1]. На рис. 1 показан общий вид микроструктуры окалина на примере стали марки 40С2. Слой гематита, граничащий с атмосферой печи, имеет минимальную толщину, а слой вюстита, на границе с поверхностью стали, максимальную, где между слоями выделился вторичный магнетит [2].

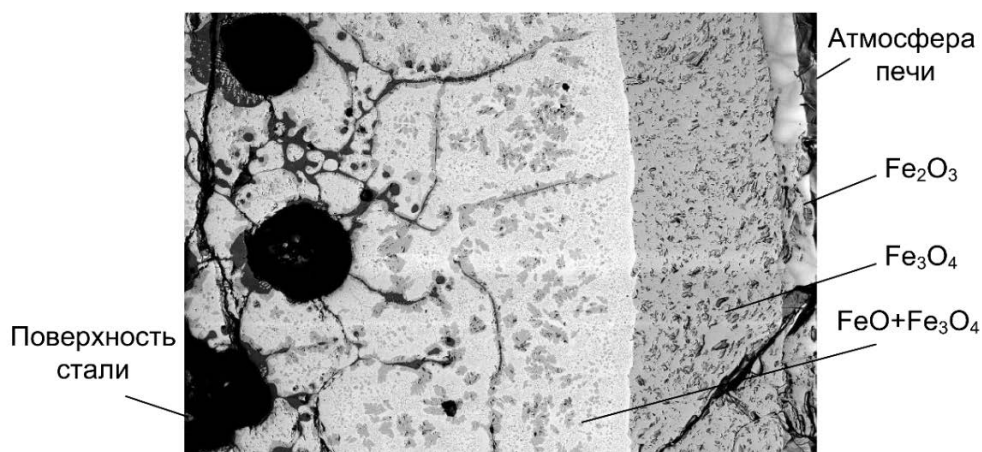


Рисунок 1 – Микроструктура окалина

При производстве стали на металлургических предприятиях образуется значительное количество окалина. Так, на 1 тонну стали ориентировочно приходится около 20-40 кг окалина. Это особенно неблагоприятно для предприятий с неполным циклом, так как возникают проблемы со складированием и утилизацией окалина. Вопрос снижения интенсивности окалинообразования является актуальным, так как в конечном счёте напрямую связан с ресурсоэнергосбережением и влияет на себестоимость готовой

продукции.

Существенное влияние на образование окалины оказывают следующие факторы: начальный химический состав металла; качество оборудования всей МНЛЗ, т.е. соответствие уровню развития используемой технологии; качество самой заготовки; технология нагрева заготовок перед прокаткой, а также состояние нагревательных устройств; эффективность устройств для взламывания окалины; состояние поверхности прокатных валков; мониторинг на всех этапах технологической цепочки производства за качеством металла.

Излишнее образование окалины на поверхности слитков в процессе их отливки, является сигнальным негативным фактором, обычно указывающим на неправильную работу систем вторичного охлаждения МНЛЗ. Неправильно настроенная работа ЗВО обычно приводит к изменениям состава окислительной атмосферы и температуры на поверхности слитка, следствием чего и является более сильная пораженность слитков окалиной. Зона вторичного охлаждения предназначена для обеспечения постоянного снижения температуры поверхности литых слитков. В случае, когда происходит засорение форсунок, в пределах секции ЗВО перераспределяется интенсивность теплоотвода. На таком участке уменьшается интенсивность теплоотвода и, соответственно, происходит повышение температуры на поверхности слитка. Температурная зависимость интенсивности окисления для большинства марок стали носит экспоненциальный характер, то есть значительное увеличение интенсивности окисления металла при высоких температурах возможно даже при небольшом ее повышении.

Чем выше температура металла, тем выше и скорость окислительных реакций. Для уменьшения пораженности слитков окалиной следует использовать режимы охлаждения, которые предусматривают резкое понижение температуры поверхности слитков (намного ниже температурного интервала хрупкости разливаемой стали) и поддержания такой температуры во всей ЗВО до выхода слитка за ее пределы.

Значительное влияние на образование окалины оказывают и другие факторы, определяющие нарушение целостности оксидной пленки: эффект прилипания окалины к роликam, температурные градиенты, размывающее действие охлаждающей водовоздушной смеси, химический состав стали. Кроме этих факторов, изменение состава окислительной атмосферы также может влиять на процесс окалинообразования.

В зависимости от участка зоны охлаждения состав атмосферы может изменяться в достаточно широких пределах: от состава воздушной смеси до 100% водяного пара. Водяной пар, не являясь окислителем, может диссоциировать с образованием газообразного кислорода. Увеличение доли пара в атмосфере приводит к потенциальному повышению содержания кислорода в составе атмосферы. Повышение содержания кислорода, в свою очередь, связано с интенсивностью процесса диссоциации пара, которая также увеличивается при повышении температуры. Таким образом, нарушение режимов охлаждения в зоне вторичного охлаждения довольно сильно

сказывается на пораженности непрерывнолитых слитков окалиной.

В работе [3] авторами рассматривается влияние скорости подвода расплава в промежуточный ковш МНЛЗ на интенсивность вихреобразования на мениске и степень загрязненности литого металла различными включениями. В результате проведенных на физических моделях исследований авторы пришли к выводу, что при увеличении объема ковша, применении вихрегасящих устройств и снижении высоты падения струи расплава можно добиться снижения интенсивности вихреобразования и загрязненности литого металла вредными примесями, что положительно скажется на интенсивности процесса окалинообразования и на качестве литых заготовок.

В работе [4] автор исследует нарушение процесса вытягивания литых слябов в случаях проскальзывания приводных роликов по их поверхности в условиях ПАО «Алчевский металлургический комбинат». Основными причинами проскальзывания является недостаточное прижатие поверхностей приводных роликов и сляба из-за превышения ресурса механического оборудования роликовой проводки и неравномерного износа бандажей роликов и соосности роликового полотна обоих радиусов. Как отмечено, наибольшее количество проскальзываний было замечено у марок стали, которые склонны к большому образованию окалины на поверхности сляба, с содержанием углерода 0,03-0,16 %. При использовании таких сталей на многих роликах оставалась налипшая окалина, что объясняется нарушением процесса нормального протекания отвода тепла от поверхности ролика охлаждающей жидкостью. Ухудшение теплоотвода связано с недостаточным расходом охладителя и снижением коэффициента теплоотдачи из-за появления слоя накипи на поверхности внутренней полости ролика [4]. Демонтаж роликов показал, что во всех случаях наблюдается значительное уменьшение сечения внутренних каналов охлаждения и подводов к ним из-за большого количества отложений накипи. Кроме того, для роликов, вращающихся во время разливки не в нормальном режиме (подклинивание, простаивание) имело место радиально-несимметричное заполнение каналов накипью.

Важным фактором, который влияет на склонность наматыванию окалины на ролики, является характер износа их поверхности. Наличие даже небольшой сетки разгара на бандаже ролика способствует хорошему сцеплению их с окалиной, заполняющей трещины и полости на поверхности ролика, теплоизолируя его локальные участки и создавая условия для их ускоренного износа (образования выщерблен и сколов). Чаще всего это происходило с верхними роликами горизонтальных сегментов, где интенсивность форсуночного охлаждения намного ниже, чем в выпрямляющих и радиальных сегментах, а горизонтальное положение плоскости заготовки способствует сохранению окалинообразований на верхней грани.

Таким образом, присутствующая прослойка окалины между роликом и заготовкой во многом определяет трение и теплообмен на участках их непосредственного контакта. Предположительно, окалина в таком случае играет роль сухой смазки, снижая контактное трение приводных роликов с

поверхностью слитка, нарушая при этом синхронность между скоростью вращения приводных роликов и вытягивания сляба.

В работе [5] выполнен анализ взаимодействия частей окалины на поверхности роликов и непрерывнолитой заготовкой. Для снижения эффекта налипания окалины на ролики и вдавливания ее в поверхность заготовки авторы рекомендуют заменять ролики с налипшими на них фрагментами окалины, если угол наклона между их боковыми поверхностями более $65-88^\circ$ в начале зоны вторичного охлаждения и менее $43-64^\circ$ на выходе из этой зоны.

Выполнив анализ литературных источников и проведя исследование факторов, влияющих на процесс образования окалины, можно сделать вывод, что проблема изучается достаточно давно и подробно. Тем не менее, совершенствование существующих способов и устройств, а также разработка новых научно-обоснованных технических решений, способствующих снижению интенсивности окалинообразования на всех этапах производства горячекатаного проката, является актуальной ресурсоэнергосберегающей задачей, комплексный подход к решению которой позволит снизить производственные расходы и обеспечить высокое качество готовой продукции.

Литература:

1. Олендаренко, О.Д. Разработка металлосберегающей технологии нагрева непрерывнолитых заготовок рельсовой стали в методических печах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / О.Д. Олендаренко. – Новокузнецк, 2010. – 23с.

2. Темлянцев, М.В. Исследование окалинообразования стали марки 40С2 при высокотемпературном нагреве / М.В. Темлянцев, К.С. Коноз, О.В. Кузнецова, В.Б. Деев, Э.Я. Живаго // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности: сборник докладов II Международной научно-практической конференции, 18-21 сентября 2017 г., Екатеринбург. – Екатеринбург: УрФУ, 2018. – С. 166-171.

3. Гуцин, В.Н. Влияние интенсивности вихреобразования в промежуточных ковшах МНЛЗ на качество литых заготовок / В.Н. Гуцин, В.А. Ульянов, В.А. Васильев // Творческое наследие В.Е. Грум-Гржимайло: прошлое, современное состояние, будущее: сборник докладов международной научно-практической конференции, 27-29 марта 2014 г., Екатеринбург. – Екатеринбург: УрФУ, 2014. Ч. 1. – С. 193-199.

4. Смирнов, А.Н. Анализ основных причин образования запрессованных скоплений окалины и шлака на поверхности непрерывнолитого сляба / А.Н. Смирнов, Е.Н. Максаев, Г.Я. Довгальук // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – 2012. – Вып. 36. – С. 248-257.

5. Огарков, Н.Н. Моделирование процесса взаимодействия окалины с роликами мнлз и непрерывнолитой заготовкой / Н.Н. Огарков, С.И. Платов, Д.В. Суфьянов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 75-й международной научно-технической конференции. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2017. – Т. 1. – С. 114-116.

ОБЗОР МЕТОДОВ И СРЕДСТВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ И ТЕРМОГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Коротыч А.А., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

Методы решения термогидродинамической задачи

В механике сплошных сред выделяют две точки зрения – Лагранжа и Эйлера. Исходя из этого есть разные уравнения гидродинамики и разные численные методы их решения. Итак, различают лагранжевы и эйлеровы методы, а также есть смешанные. Лагранжевы и эйлеровы методы построены на основе уравнений Навье-Стокса, описывающих движение ньютоновской несжимаемой жидкости. По Лагранжу расчетные точки движутся вместе со средой. По Эйлеру расчетные точки покоятся, а сплошная среда движется сквозь них. Эйлеровы методы объединяют в один большой класс сеточных методов, соответственно имеют место быть сеточные и бессеточные лагранжевы методы.

К лагранжевым методам относят метод сглаженных частиц. Этот метод называют еще и бессеточным. Лагранжевы методы по своему принципу имеют свойство формировать свободную поверхность по умолчанию.

При этом в эйлеровских методах для формирования свободной поверхности используются лагранжевы дискретные или непрерывные эйлеровы маркеры. Чем хороши эйлеровы методы, так это тем, что для расчетов используют неподвижную, часто ортогональную и равномерную расчетную сетку. А вот для лагранжевых методов зачастую потребуется огромное количество расчетных точек, которые постоянно меняют свои координаты.

К эйлеровым методам относятся методы, решающие уравнение Навье-Стокса осредненное по Рейнольдсу (Reynolds-averaged Navier-Stokes – RANS): метод конечного объема, метод крупных частиц и т.д. Прямое численное решение уравнения Навье-Стокса не используют из-за большой ресурсоемкости расчетов. Чтобы решить проблемы смешиваемости многофазной жидкости применяются методы частиц в ячейках и жидкости в ячейках, или плотность среды в случае с методом крупных частиц.

Существует также метод решения уравнений Навье-Стокса осредненное по пространству – метод крупных вихрей, при этом данный метод менее ресурсоемок, чем прямое численное решение Навье-Стокса, но, все-таки, ресурсоемкий по сравнению с методом конечных объемов (МКО) [1].

Лагранжево-эйлеровый метод типа частиц-в-ячейках и метод крупных частиц, как и лагранжевы методы несомненно учитывает границу раздела фаз.

Методы решетчатых уравнений Больцмана

Эти методы решетчатых уравнений Больцмана (Lattice Boltzmann methods – LBM) составляют класс методов вычислительной гидродинамики. Этот метод представляет собой дискретную модель сплошной среды [1].

Теоретическим основанием метода решеточных уравнений Больцмана служит тот факт, что поведение сплошной среды на макроуровне слабо зависит от деталей ее микроскопического строения. Особенности структуры и взаимодействия частиц вещества определяют только коэффициенты переноса. Метод LBM рассматривает течение как движение комплекса псевдо-частиц, имеющих некоторую функцию распределения по дискретным скоростям.

Метод гладких (сглаженных) частиц

Этот метод (Smoothed Particle Hydrodynamics – SPH) – бессеточный лагранжевый численный метод. И этот метод может быть реализован в консервативной форме, кроме того, одним из основных и главных его преимуществ является простой переход к трехмерному случаю. Производные вычисляются с помощью сплайн-интерполяции, вследствие чего, каждая гладкая частица является точкой интерполяции, в которой известны параметры деформируемой среды. Численное решение во всей области интегрирования получается с помощью интерполяционных функций, для которых эти частицы являются интерполяционными узлами. Вычисление градиентов сводится к аналитическому дифференцированию гладких функций. Главная идея этого метода заключается в дискретизации сплошной среды набором частиц, которые движутся в потоке жидкости заполняющей некоторую область. Оригинальный метод SPH вполне пригоден для моделирования сжимаемых сред [1].

А для несжимаемых сред используются либо подходящие уравнения состояния, либо некоторые модификации данного метода, например существует такой метод как полунявный метод движущихся частиц (Moving Particle Semi-implicit – MPS). Главными недостатками бессеточных методов является невысокая точность и трудность введения граничных условий.

Метод частиц в ячейках и крупных частиц

При реализации этого метода область решения разбивается эйлеровской сеткой, а сплошная среда дискретизируется лагранжевой сеткой частиц, которые и движутся через эйлерову сетку ячеек. А частицы служат для определения параметров самой жидкости (массы, энергии, скорости), в то время как эйлерова сетка используется для определения параметров поля (давления, плотности, температуры). Этот метод позволяет исследовать сложные явления в динамике сред с границами раздела фаз, частицы хорошо «следят» за свободными поверхностями, взаимодействием разрывов и т.п. Однако имеются и вполне определенные недостатки такого метода, такие как: вычислительная неустойчивость (флуктуации) – возникновение автоколебаний; ресурсоемкость процесса вычисления, с привлечением больших массивов информации, что соответственно неразрывно связано с накоплением погрешности вычислений.

На основании концепции непрерывности, рассматривая вместо «частиц» поток массы через границы эйлеровых ячеек получим метод крупных частиц. Плотность потока будет находиться уже из закона сохранения массы, записанного для данной ячейки (крупной частицы). При этом естественно будут сохраняться и сильные стороны эйлерово-лагранжевого подхода [1].

Метод конечного объема (МКО)

С появлением МКО в определенной степени было найдено решение проблемы моделирования течений в областях сложной геометрии. В каждой контрольной точке расчетной области берется небольшой объем и находится балансовое соотношение, их дискретный аналог получается суммированием по всем граням выделенного объема потоков массы, импульса и т.д., вычисленных по каким-либо квадратным формулам. МКО пригоден для дискретизации уравнений гидродинамики как на структурированных, так и на неструктурированных сетках с различной формой ячеек в отличие от других конечных методов. Надо отметить, что МКО успешно используется в таких всемирно известных гидродинамических программных пакетах, как FLUENT, CFX, STAR-CD, FINE (NUMECA), CFD-ACE и др.

Метод жидкости в ячейках

Этот метод жидкости в ячейках (Volume of Fluid – VoF) используется для моделирования нелинейных эффектов на свободной поверхности. Сущность метода заключается в том, что две среды рассматриваются как двухкомпонентная среда – специальная функция маркера, которая задает объемную долю жидкости в ячейке: принимает значение равное 1 в ячейках, полностью заполненных жидкостью, значение 0 в пустых ячейках и значение в промежутке от 0 до 1 в частично заполненных ячейках. При этом данная функция полностью удовлетворяет уравнению переноса. Положение свободной поверхности определяется по частично заполненным ячейкам [1].

Этот метод наиболее популярный и распространённый для решения сложных «мультифизических», и в частности теплофизических задач, который на сегодня применяется в качестве алгоритма решения задач со свободной поверхностью в таких известных CFD пакетах: FLUENT, STAR-CD, CFX и др.

Методы решения электромагнитной задачи

Все электромагнитные процессы описываются дифференциальными уравнениями Максвелла. И для решения этих уравнений есть несколько методов: разностный метод, метод конечных элементов (МКЭ) и др. Как показала практика в связи с рядом возможностей, таких как простота исследования неоднородных и анизотропных тел, а также увеличение точности и т.п., МКЭ – наиболее подходящий метод для решения электромагнитной задачи.

Выбор среды моделирования и средства визуализации

Методы математического моделирования реализуются в системах решения инженерных задач (Computer-aided engineering – CAE), в таких известных программных продуктах, как: ANSYS, FLUX, STAR-CD, OpenFOAM и т.д.

Эти программные продукты наиболее популярны, востребованы у специалистов и давно существуют на рынке программного обеспечения. CAE системы решают задачи гидродинамики, электродинамики, теплопроводности, но у них существует один большой недостаток – отсутствует совместное решение электродинамики и гидродинамики в одном программном обеспечении. Но если взглянуть с другой стороны, то данная проблема

достаточно легко решается взаимодействием двух-трех программных пакетов через различные интерфейсы, а в связи с развитием новых методов математического моделирования (в гидродинамике в частности), то данный недостаток уже и не будет таковым называться.

Любой программный продукт основывается на каком-либо из методов математического моделирования. И в основном это МКЭ для решения тепловой задачи и электромагнитной задачи, и МКО, который хорошо зарекомендовал себя для решения задач гидродинамики.

Лидером в численном моделировании на сегодня является комплекс программного обеспечения ANSYS. Для моделирования электродинамики, тепловых процессов и гидродинамики, а также визуализации в ANSYS входят такие пакеты, как: Maxwell, Mechanical ADPL, CFX, FLUENT [2].

Математическая основа ANSYS Maxwell – метод конечных элементов (Finite Element Method – FEM), суть его заключается в нахождении единственно возможного распределения электромагнитного поля в заданной расчётной области при указанных граничных условиях и возбуждениях. Программное обеспечение с приемлемой точностью рассчитывает статические, гармонические электромагнитные поля, а также переходные процессы в полевых задачах. ANSYS Mechanical ADPL мощный программный продукт для построения или импорта моделей, наложение сетки и решения. Инструмент анализа МКЭ предлагают расширенные возможности, которые позволяют моделировать различные физические явления, такие как тепловые напряжения, электромеханические, масс-диффузионные и простой тепловой анализ жидкости.

ANSYS CFX совмещает в себе передовую технологию решателя с современным пользовательским интерфейсом и адаптивной архитектурой, что делает этот программный инструмент доступным как для разработчиков, владеющих общими инженерными знаниями, так и для технических специалистов в области гидродинамики, работающими с моделью и ее свойствами на глубоком уровне. CFX дает возможность детально изучить оборудование и процессы изнутри, повысить эффективность, увеличить срок службы и оптимизировать процессы. Кроме этого, в состав CFX входит мощный инструмент визуализации CFD-Post.

Программный модуль ANSYS FLUENT обладает широким спектром возможностей моделирования течений жидкостей и газов для промышленных задач с учетом турбулентности, теплообмена и химических реакций. В качестве вариантов применения FLUENT можно отнести задачи горения в печах, течение внутри барботажной колонны, конвективное охлаждение сборки полупроводника и пр. В FLUENT существует возможность выполнения дополнительных алгоритмов на языке C++, а также есть возможность запуска сторонних программных продуктов в процессе расчета. Возможность использования модуля ANSYS CFD-Post для обработки результатов создает комплексное решение для выполнения инженерного анализа в области моделирования течений жидкостей и газов. FLUENT поддерживает файлы с

сеткой, созданные ANSYS, и позволяет подключить внешнюю подпрограмму для считывания и интерполяции на используемую для решения гидродинамической задачи сетку из внешних файлов с данными пространственного распределения источниковых членов [2].

Специализированный программный пакет Flux, разработанный компанией «CEDRAT-technologies», предназначен для многопараметрического электромагнитного, теплового и электромеханического анализа 2D и 3D конфигураций моделей электротехнических процессов и установок. Многочисленные моделирующие возможности программного пакета Flux расширены возможностью задания бесконечных областей, различных граничных условий, разработанных материалов и источников питания. Этот программный пакет по вычислительной способности вполне соизмерим с ANSYS по возможностям, но в нем нет возможности параметрического описания модели, что является серьезным недостатком данного программного продукта.

Основное назначение пакета STAR-CD – его использование в качестве инструмента исследований, проектирования, разработки и оптимизации для задач, связанных с течениями жидкости. Список практических областей где используется этот пакет большой: теплоэнергетика, теплотехника, судостроение, сталелитейная промышленность и др. [2].

Программный продукт OpenFOAM является активно распространяющейся, некоммерческой, непрерывно совершенствующейся самими пользователями, за счет доступа к исходным кодам, программной платформой. Как результат многолетнего непрерывного развития, на сегодня, эта программа позволяет выполнять прочностные, гидродинамические, в том числе сжимаемых и неньютоновских жидкостей, расчеты турбулентных течений с использованием передовых моделей турбулентности, решать сверхзвуковые задачи, задачи теплопроводности, многофазные задачи, задачи, связанные с деформацией расчетной сетки. Рабочим языком кода программы является объектно-ориентированный язык C++. Наряду с кодом поставляется набор «решателей», в которых реализованы различные математические модели механики сплошных сред и программа обработки результатов.

В связи с возможностью параметрического моделирования и выполнения дополнительных алгоритмов в процессе численного моделирования МГД-устройств удобнее всего использовать комбинацию программного обеспечения ANSYS Mechanical ADPL с модулями электромагнитного расчета и ANSYS FLUENT для расчета термогидродинамической задачи, а также пакет визуализации ANSYS CDF-Post [2].

Литература:

1. Патанкар, С. Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкости / С. Патанкар. – Пер. с англ. – М.: Энергоатомиздат, 1984. – 152 с.
2. ANSYS [корпоративный сайт]. <http://cae-expert.ru> (дата обращения: 25.04.2020).

ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ВНЕПЕЧНОГО РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ

Квиткин И.А., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

Проблема энергоресурсосбережения остается одной из самых актуальных в большинстве стран, в т.ч. ДНР. Применительно к металлургии решение этой проблемы, в частности приобретает форму разработки энергоресурсосберегающих режимов технологий в условиях повышения производительности агрегатов внепечной обработки стали.

Среди существующих в настоящее время технологий раскисления (рафинирование от кислорода) стали (SCAT, TN и другие) одной из ведущих мест в решении рассматриваемой проблемы занимает технология обработки расплава ПП (порошковой силикокальциевой проволокой) [1, 2]. В SCAT-процессе кальций содержащие материалы, заключённые в снаряд, выстреливаются из пневматической пушки вглубь расплава с начальной скоростью 20-100 м/с, а TN-процесс происходит продувка порошковой смесью в струе аргона осуществляется через водоохлаждаемую фурму, вводимую практически до днища ковша. Среди кальцийсодержащих, наибольшее распространение получила проволока с наполнением порошком силикокальция. В отличие от других, отмеченных выше, она включает более простое оборудование, меньшую опасность для обслуживающего персонала и большую эффективность технологии.

При её реализации ниже энергозатраты, в т.ч. потери тепловой энергии. Необходимо отметить высокую температуру силикокальция, как раскислителя, при взаимодействии с кислородом, растворенным в расплаве стали, что обусловлено наличием на поверхности ПП стальной оболочки, которая даёт возможность за время её расплавления при вводе в металл нагреться и, следовательно, повысить температуру этого взаимодействия.

Рассматриваемая технология предполагает перевод растворённого в жидкой стали кислорода в оксидные включения с последующим удалением их из расплава.

Обработка стали с помощью ПП реализуется в агрегате внепечной обработки, в сталеразливочном ковше. Повышение производительности этого агрегата осуществляется, интенсификацией процессов тепломассопереноса в жидкой ванне ковша. Обработка расплавов ПП с силико-кальциевым наполнителем в 1,5 раза дешевле, чем продувка CaSi-ой смесью в потоке Ar, меньше выделяется дыма, ниже потери тепла.

Наиболее перспективным методом разработки энергоресурсосберегающих режимов технологий является компьютерное моделирование на основе адекватных этим технологиям математических моделей [1,3].

При интенсификации процессов тепломассопереноса в расплаве наиболее важным параметром является скорость ввода ПП в жидкую ванну. Если она низкая, то это приводит к плавлению оболочки проволоки и растворению раскислителя в верхних слоях ванны, что приводит к неравномерному его распределению по высоте ковша.

При чрезмерно высокой скорости ПП, её оболочка не успевает расплавиться и проволока, достигая дна ковша, изгибается и может выйти даже за пределы агрегата внепечной обработки. Это приводит к нерациональному расходованию ПП. Экономный энергоресурсосберегающий режим технологий обеспечивается, если оболочка ПП будет расплавлена в нижних объемах ковша [4]. При этом легкоплавкий силикокальций, всплывая в жидкой стали в виде капель, будет максимально в ней растворяться.

Интенсификация процессов тепломассопереноса будет достигаться развитием площади межфазной поверхности «металл – капли силикокальция», а энергоресурсосберегающий режим интенсификации этих процессов – рациональным выбором скорости, диаметра ПП, а также количества проволок, одновременно вводимых в расплав.

На основе обзора современного состояния проблемы показано, что одной из наиболее перспективной технологии внепечного раскисления стали является её обработка порошковой проволокой.

Повышение производительности агрегата внепечной обработки стали достигается интенсификацией процессов тепломассопереноса в расплаве, т.е. развитием площади межфазной поверхности «металл – капли раскислителя ПП».

Одним из эффективных раскислителей является силикокальций. Энергоресурсосберегающий режим технологии при интенсификации процессов тепломассопереносов в жидкой стали реализуется рациональным выбором скорости ПП, её диаметра и количества проволок, одновременно вводимых в расплав. Одним из наиболее перспективных методов решения проблемы является компьютерное моделирование на основе математической модели процессов тепломассопереноса.

Литература:

1. Захаров, Н.И. Энергоресурсосбережение при рафинировании жидкой стали от газов / Н.И. Захаров, А.А. Троянский, А.И. Троцан. – Мариуполь: ПГТУ, 2015. – 190 с.
2. Дымнич, А.Х. Вопросы тепломассообмена в сталеплавильных процессах / А.Х. Дымнич, А.А. Троянский. – Донецк: Друк Info, 2009. – 582 с.
3. Захаров, Н.И. Математические модели и методы численного моделирования теплофизических процессов / Н.И. Захаров, С.В. Гридин. – Донецк: Цифровая типография, 2017. – 120 с.
4. Дюдкин, Д.А. Особенности усвоения кальция из порошковой проволоки / Д.А. Дюдкин, В.В. Кисиленко // Металл и литьё Украины, 2009. – № 2. – С. 20-23.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАДИАЦИОННЫХ РЕКУПЕРАТОРОВ В ПЕЧАХ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ

Мешкова Е.Ю., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет

Неотъемлемой частью современной нагревательной или термической печи является наличие устройств, утилизирующих теплоту продуктов сгорания. Основным направлением использования этой теплоты является подогрев воздуха, необходимого для процесса горения топлива, а в случае использования низкокалорийных искусственных газов, чаще всего, подогревают все компоненты.

Тепловые агрегаты металлургической промышленности являются основными потребителями наиболее ценных видов топлива. В подавляющем большинстве случаев нагревательные и термические промышленные печи работают с низким термическим КПД, величина которого в производственных условиях, чаще всего, не превышает 20-30 % для садочных и 50-60 % для проходных печей, т. е. в 3-4 раза ниже, чем, например, КПД современных парокотельных установок. Проблему утилизации продуктов сгорания и повышения термического КПД печей исследуют давно, в частности, такие известные авторы как Тебенков В.П., Равич М.Б., Мочан С.И., Крейнин Е.В. Как известно, недостаточная утилизация теплоты уходящих газов является основной причиной перерасхода энергоресурсов, поэтому возникает естественная задача – уменьшить долю тепла, унесенную из рабочего пространства печей, или вернуть (рекуперировать) часть этой энергии в рабочее пространство теплового агрегата [1,2]. Особенностью рекуперации является то, что дымовые газы являются теплоносителем, а нагреваемый воздух или газ – теплоприемниками тепловой энергии, при этом также в теплообмене участвует газонепроницаемая разделительная стенка, выполненная из металла или керамики.

Перспективным направлением утилизации сбросного тепла продуктов сгорания топлива на металлургических предприятиях является применение рекуперативных и регенеративных горелок, а также радиационных рекуператоров. Однако, анализ печного парка на постсоветском пространстве и в западных странах показывает, что в настоящее время по своему количеству отопительные системы на основе рекуперативных и регенеративных горелок не занимают доминирующих позиций. Несмотря на их объективное теплотехническое преимущество на рынке, горелки данного типа не получили столь широкого распространения, поэтому, в основном, теплота утилизируется с помощью рекуператоров. Некоторые компании, являющиеся лидерами в области печестроения, например, ЗАО «Термосталь» в Российской Федерации, в настоящее время активно оборудуют свои теплотехнические объекты системами нагрева воздуха в радиационных рекуператорах [3].

Традиционно радиационные рекуператоры представляют собой две концентрические обечайки, где вдоль внутренней обечайки проходят продукты сгорания, в кольцевой щели движется нагреваемый воздух.

Их изготавливают из листовой стали толщиной 5-10 мм, диаметр внутреннего цилиндра в зависимости от размеров рекуператора 0,5-3,5 м, а толщина воздушной щели составляет 8-60 мм. Возможно использование цилиндрического рекуператора с односторонним (рис. 1а) и двухсторонним (рис. 1б) обогревом [4].

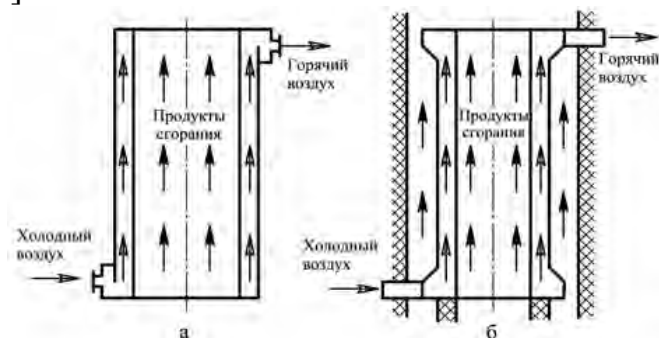


Рисунок 1 – Радиационные щелевые рекуператоры: а – с односторонним обогревом; б – с двухсторонним обогревом

Недостатком этих рекуператоров является малая площадь обогрева, поскольку воздух подогревают только в кольцевом канале, а рабочее пространство дымового канала используется нерационально.

Такие рекуператоры с односторонним обогревом производят, например, Helmut Peiler (Германия), Kalfrisa (Испания) [5] и др.

В институте газа НАН Украины предложена оригинальная конструкция радиационного рекуператора (RRD), в котором за счет рационального размещения поверхностей нагрева и установки вторичных излучателей в дымовых каналах обеспечивается рост температуры подогрева воздуха $t_{a,ex}$ и теплового потока, переданного нагреваемому теплоносителю – воздуху горения (или низкокалорийному газу). Конструктивная схема предоставлена на рис. 2.

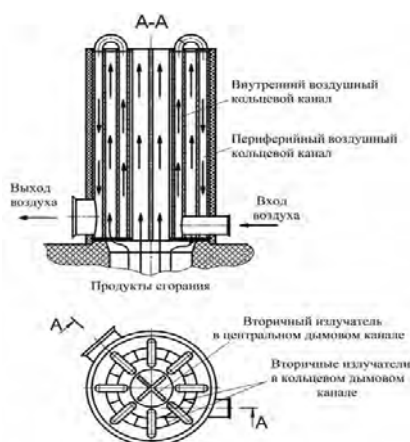


Рисунок 2 – Радиационный рекуператор типа RRD конструкции Института газа НАНУ

В рассмотренном рекуператоре RRD высокая эффективность нагрева воздуха обеспечивается за счет двухступенчатого подогрева:

- 1-я ступень – внутренний воздушный кольцевой канал с двухсторонним обогревом, омываемый продуктами сгорания со стороны центрального цилиндрического и периферийного кольцевого каналов продуктов сгорания;

- 2-я ступень – внешний воздушный кольцевой канал. Тут организован односторонний обогрев продуктами сгорания со стороны периферийного кольцевого канала продуктов сгорания. Внутренний и внешний кольцевые воздушные каналы соединены между собой перепускными трубами [6].

Для увеличения эффективности теплообмена в рассмотренном рекуператоре RRD в центральный канал продуктов сгорания (недиатермичная среда) помещен вторичный излучатель, выполненный в виде пересекающихся радиальных пластин, а в кольцевом канале продуктов сгорания размещены дополнительные излучатели, выполненные в виде плоских радиальных ребер.

В современной работе TUKI (г. Мишкольц, Венгрия) и Института газа НАН Украины (Киев) была предложена методика расчета и приведен анализ основных характеристик выносных рекуператоров новой конструкции типа RRD и традиционных одноходовых радиационно-щелевых рекуператоров, а также были показаны преимущества первых в отношении вторых, связанные с существенным, практически двукратным повышением воспринятого теплового потока и соответствующим увеличением температуры подогрева теплоносителя. Данная методика принята к рассмотрению для утилизации теплоты уходящих продуктов сгорания при работе печей с выкатным подом с применением рекуператоров данного типа.

Литература:

1. Равич, М.Б. Топливо и эффективность его использования. / М.Б. Равич. – М.: Наука, 1971. – 358 с.
2. Мочан, С.И. Радиационный рекуператор. / С.И. Мочан, О.Г Ревзина. – Теплоэнергетика. – №2. – 1960. – С. 34-40.
3. Tebenkov, V.P. Rekuperatory prumyslovych peci. / V.P. Tedenkov. – Praha: 1957. – 311 s.
4. Бирюков, А.Б. Современные аспекты использования рекуперативных горелок для отопления пламенных печей. / А.Б. Бирюков // Бюллетень Черная металлургия. – №8. – 2015. – С.735.
5. Товажнянский, Л.Л. Интегрированные энергосберегающие теплотехнологии в стекольном производстве. /А.В. Кошельник, В.В. Соловей. – Харьков: «ХПИ», 2008. – 638 с.
6. Тебеньков, Б.П. Рекуператоры для промышленных печей. / Б.П. Тебеньков – М.: Металлургия. – 1967. – 358 с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТУННЕЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ

Немов А.Э., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

Туннельная печь представляет собой теплотехнический агрегат непрерывного действия, где через рабочее пространство в виде туннеля с различными температурными зонами с заданной скоростью перемещается продукция. Постоянное совершенствование технологических и конструктивных параметров туннельной печи с целью уменьшения тепловых потерь и, как следствие, снижения расхода топлива, является актуальной задачей в течение нескольких десятилетий.

Печи данного класса работают в непрерывном режиме по принципу противотока, когда теплоноситель движется навстречу перемещаемому материалу и используются достаточно широко, например, в металлургии, для обжига кирпича или керамических изделий, для выпечки хлебобулочных изделий.

Процесс обжига кирпича в туннельных печах по длительности составляет 18-32 ч, из них в зоне охлаждения изделия находятся 10-15ч. Применение глинистого сырья, мало чувствительного к сушке, позволяет использовать тепловые агрегаты, совмещающие сушку и обжиг. Это снижает трудовые затраты на 35%, расход топлива на 20-25% и себестоимость изделий на 25-30%, позволяет автоматизировать производство [2].

Изготовление кирпичей в туннельных печах выглядит следующим образом: для начала, несколько рядов сырых кирпичей укладывают на поддон первой тележки, при этом высота загрузки не должна превышать одного метра, для устранения деформации при дальнейшем прокаливании. Далее, с помощью толкателей тележка попадает в туннель первой камеры, где проходит предварительная подсушка, при которой удаляется основная часть влаги из изделий. После предварительного прогрева, материал толкателями перемещается в камеру, где температура достигает 900 °С, и происходит спекание мелких частиц, и полное испарение влаги между кристаллами. В последней камере, где обеспечивается равномерное охлаждение, после чего остывший материал удаляется из туннеля. Качество и интенсивность обжига зависит от вида садки кирпича-сырца на вагонетки, который выбирают в соответствии с типом изделий, уровнем механизации погрузочно-разгрузочных работ, видом топлива, методом его сжигания, размером обжигательного канала. Садка сырца прямая, плотностью 200-280 шт. на 1 м³ объема канала печи, и ей необходимо быть прочной, устойчивой и не препятствовать равномерному прогреву всего сырца.

В соответствии с температурными интервалами, в печи происходят процессы, представленные в таблице 1. (рис.1).

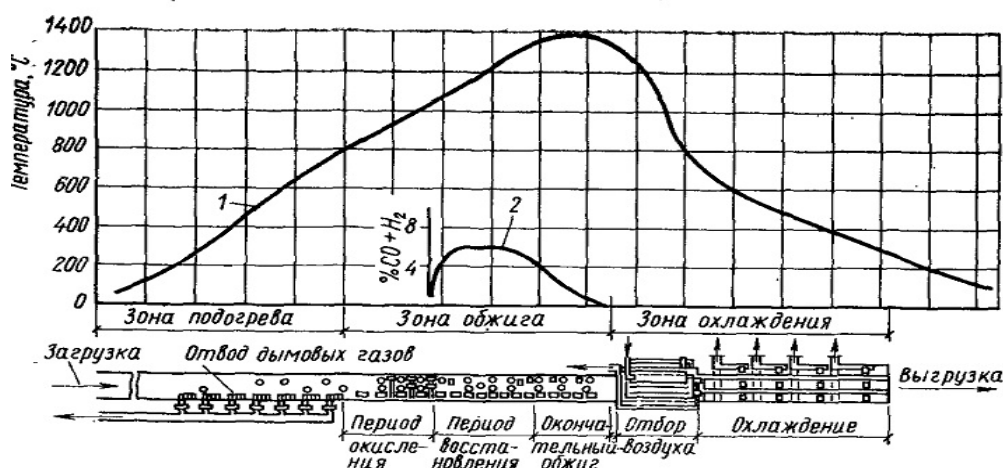


Рисунок 1 – Кривые обжига в туннельной печи: 1-температурная кривая, 2- содержание CO+H₂ в печных газах

Таблица 1 – Характеристика температурных процессов

Температуры, °С	Процессы
50-140	Удаление физически связанной адсорбированной влаги и межплоскостной влаги монтмориллонитовых минералов
140-180	Интенсивное вскипание остаточной влаги в сырце при быстром его нагреве. Понижение прочности сырца с возможностью возникновения трещин, сопровождающихся «хлопками» в печах
200-550	Выгорание гумусовых веществ, разложение органических примесей.
570-700	Распад магниевых карбонатов с выделением углекислого газа
700-1000	Интенсивное разложение кальциевых карбонатов с выделением углекислого газа. При большом содержании карбонатных примесей – заметное повышение пористости черепка с возрастанием температуры обжига. Разрушение кристаллической решетки монтмориллонита, так же в диапазоне 800-900 ⁰ С происходит кристаллизация гематита Fe ₂ O ₃ .
950-1050	Начало интенсивного образования муллита
950-1100	Расплавление пылевидных зерен полевого шпата
1050-850	Увеличение вязкости при сохранении пиропластичного состояния черепка
850-750	Переход из пиропластичного состояния в твердое (хрупкое). Резкие структурные изменения. Возникновение максимальных напряжений с возможностью образования трещин
270-180	Переход а-кristобалита в б-кristобалит с уменьшением в объеме на 2,8%

Для уменьшения тепловых потерь через обмуровку туннельной печи, характерной особенностью которых является большая протяженность, целесообразно осуществлять замену слоя футеровки, например, на керамоволокно.

Данный материал имеет ряд преимуществ [1]:

- термическая стабильность (сопротивление волокон рекристаллизации);
- низкая теплопроводность;
- низкая теплоемкость вследствие меньшей массы футеровки по сравнению

с формованными огнеупорами;

- высокая прочность на разрыв;
- стабильная плотность и малая усадка (всего 2% при 1100 °С);
- высокая стойкость к термическим ударам;
- возможен ускоренный монтаж (в 1,5-2 раза снижается время монтажных работ по сравнению с кирпичной и бетонной футеровкой);
- малый вес и невысокая плотность керамоволокна позволяют существенно облегчить несущие металлоконструкции.

Таблица 2 – Сравнительные характеристики керамоволокна и шамотного кирпича

Название футеровки	Объем футеровки, м.куб	Рабочий объем печи	Масса футеровки, кг	Количество теплоты для нагрева футеровки, кДж	Объем газа для нагрева футеровки до 1000 °С, м. куб	Затраты на разогрев футеровки (руб.)
кирпич шамотный ША-1	92	132	184 224	173 317 939	5 018	13 549
Керамоволокно LУТХ 1260 Z	34	190	6 842	6 436 577	186	502

Улучшить показатели работы туннельных печей позволит применение современных горелок, которые должны соответствовать таким требованиям как: качественное сжигание газо-воздушной смеси в рабочем пространстве печи; наличие устойчивого скоростного малогабаритного факела; организация равномерного нагрева садов; широкие пределы регулирования по тепловой мощности и коэффициенту избытка воздуха; простота, надежность и долговечность в эксплуатации.

Таким требованиям соответствуют горелки серии ГНБ.

Таблица 3 – Технические характеристики горелок серии ГНБ

Параметр	ГНБ-100	ГНБ-125	ГНБ-160	ГНБ-300	ГНБ-500
Тепловая мощность, кВт	100,4	125,8	161,0	303,7	508,0
Расход газа, м ³ /ч	9,8	12,3	15,7	32,4	49,6
Давление газа, кПа					
Низкое	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0
Среднее	22,0	22,0	22,0	22,0	22,0
Давление воздуха, кПа	2,45	2,45	2,45	2,45	2,45
Содержание ПГ					
СО, %	0,0016	0,0002	0,0003	0,0020	0,0005
NO ₂ , %	126	123	97	105	128
Уровень шума, дБа	77	79	78	78	79

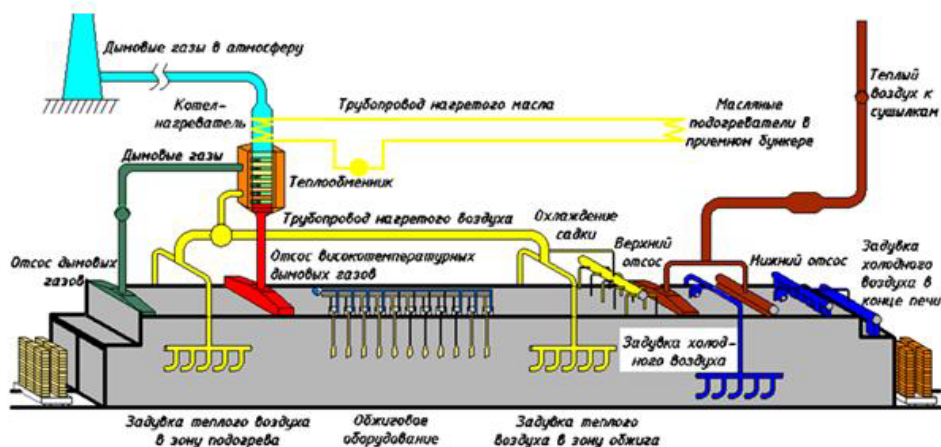


Рисунок 2 – Схема использования теплоты печи

Так как туннельные печи характеризуются высоким удельным расходом топлива на единицу продукции и низким КПД, то необходим комплексный подход [3] к улучшению данных показателей за счет повышения теплозащитных свойств обмуровки, более глубокой утилизации теплоты уходящих продуктов сгорания, снижению безвозвратных потерь теплоты при охлаждении как готовой продукции, так и транспортирующих её средств (рис.2).

Литература:

1. Машиностроительная керамика / А.П. Гаршин, В.М. Гропянов, Г.П. Зайцев, Семенов С.С. – СПб: ГТУ, 1997. – 726 с.
2. Ярошук, И.В. Экспериментальное исследование обжига кирпича в туннельной печи для создания математического обеспечения системы управления / И.В. Ярошук, Ю.А. Остапенко // Сб. трудов VIII межд. научно-техн. конф. «Машиностроение и техносфера на рубеже XXI века». – Т.3. – Донецк: ДонГТУ, 2001. – С. 78-85.
3. Ахмеднабиев, Р.М. Энергосбережение при обжиге керамических изделий в туннельных печах советского типа / Р.М. Ахмеднабиев, А.Г. Колиенко // Технические науки-от теории к практике: сб. ст. по матер. XIV межд. науч.-практ. конф. – Новосибирск: СибАК, 2012. – С. 34-40.

СЖИГАНИЕ БИОМАССЫ В ЦИРКУЛИРУЮЩЕМ ПСЕВДООЖИЖЕННОМ СЛОЕ

Орловский А.С., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

В теплотехнологическом отношении различают печи с кипящим псевдоожиженным слоем (КПС) и циркулирующим псевдоожиженным слоем (ЦПС). Печь с псевдоожиженным слоем состоит из цилиндрического сосуда с перфорированной нижней пластиной, заполненного суспензионным слоем гранулированного горячего инертного материала. Самые распространенные материалы псевдоожиженного слоя – кремнезем и доломит. Материал псевдоожиженного слоя составляет 90-98 % от смеси топлива с материалом псевдоожиженного слоя. Первичный воздух горения, который поступает в печь снизу через воздухораспределительную пластинку, псевдоожижает слой, превращая его в «кипящую» массу частиц и пузырьков воздуха.

Высокие интенсивность теплообмена и эффективность смешения материала в слое создают благоприятные условия для полного сгорания топливной биомассы с низким коэффициентом λ (коэффициент избытка воздуха составляет 1,1-1,2 в печах с циркулирующим псевдоожиженным слоем и 1,3-1,4 в печах с кипящим псевдоожиженным слоем). Нужно поддерживать низкую температуру горения (примерно 800-900 °С) для предотвращения спекания золы в слое. Поддержание такой температуры производится с помощью внутренних поверхностей теплообменника, путем рециркуляции топочного газа (в печах с неподвижным слоем топлива температура горения как правило на 100-200 °С выше, чем в печах с псевдоожиженным слоем).

Вследствие высокой степени смешения, которая достигается в псевдоожиженном слое установки, предназначенной для сжигания топливной биомассы в псевдоожиженном слое, эти установки могут вполне успешно применяться для сжигания различных топливных смесей, но их возможности ограничены размерами частиц топлива и загрязняющими веществами, содержащимися в топливе. Поэтому чтобы обеспечить надежную работу печи нужно применять соответствующую систему предварительной обработки топлива, включающую уменьшение размеров частиц топливной биомассы и отделение от нее металлических компонентов. Обычно рекомендуют использовать топливо с размером частиц до 40 мм для сжигания в установках с циркулирующим псевдоожиженным слоем и топливо с размером частиц до 80мм в установках с кипящим псевдоожиженным слоем. Эффективность работы печей с псевдоожиженным слоем при частичных нагрузках ограничивается параметрами оживания слоя топливной биомассы. Энергоустановки, предназначенные для сжигания топливной биомассы в псевдоожиженном слое, имеют достаточно длительное время розжига (до 15 часов), осуществляемый с использованием нефтяных или газовых форсунок. Касательно уровня выбросов нужно отметить следующее: в установках с

псевдооживленным слоем можно обеспечить низкий уровень выбросов NO_x вследствие эффективной ступенчатой подаче воздуха, высокой степени смешения и низкой потребности в избыточном воздухе [1].

Применение добавок (к примеру, известняка, добавляемого для связывания S) показывает хорошие результаты благодаря эффективному смешению, обеспечиваемому в псевдооживленном слое. Низкая потребность в избыточном воздухе повышает полноту сгорания и снижает объем топочного газа. Благодаря этим характеристикам псевдооживленный слой является более приемлемым для использования в установках большой мощности (в котлах мощностью более 30МВт). Обычно эксплуатационные затраты при использовании псевдооживленного слоя в установках меньшей мощности являются значительно более высокими по сравнению с установками с неподвижным слоем топлива.

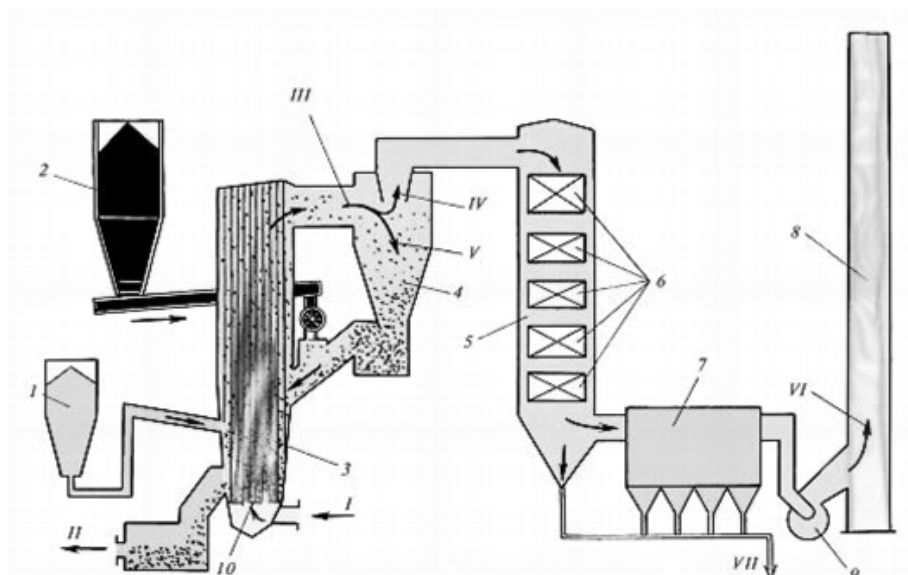
Главными недостатками установок, используемых для сжигания топливной биомассы в псевдооживленном слое, является высокая пылевая нагрузка и унос большого количества пыли с топочным газом, что делает необходимым использование эффективных пылесадитетелей и регулярную чистку систем агрегата.

Материал псевдооживленного слоя также теряется с золой, что делает необходимым регулярное пополнение загруженного в агрегат материала слоя.

Процесс сжигания топливной биомассы в циркулирующем псевдооживленном слое в котле ЦКС представлен на рис. 1. [2]. Нарастание скорости потока воздуха до 5-10 м/с и применение более мелких частиц песка (0,2-0,4 мм) дает возможность создать циркулирующий псевдооживленный слой. Частицы песка, увлекаемые топочным газом, улавливаются в горячем циклоне или ударном сепараторе с элементами швеллерной конфигурации (U-beam separator) и отправляются обратно в камеру сгорания. Плавное регулирование температуры слоя (800-900 °С) производится с помощью внешних теплообменников, охлаждающих используемый песок, или с помощью стенок с водяным охлаждением. Более высокая турбулентность слоя в печах с циркулирующим псевдооживленным слоем повышает эффективность теплообмена и обеспечивает более однородное распределение температуры в псевдооживленном слое.

Этот факт предоставляет возможность обеспечить более стабильные условия сжигания топлива, эффективное регулирование ступенчатой подачи воздуха и размещение поверхностей нагрева в верхней части печи [1,2].

Основные недостатки печей с циркулирующим псевдооживленным слоем: большие размеры печей и, как следствие, более высокая стоимость по сравнению с установками с кипящим псевдооживленным слоем; пылевая нагрузка и унос большего количества пыли с топочным газом; большие потери с золой материала слоя и необходимость использования мелких частиц топлива (с диаметром от 0,1 до 40 мм), что увеличивает затраты на предварительную обработку топливной биомассы; ограничены возможности печи при работе с частичной нагрузкой.



I – воздух; II – отвод донной золы слоя; III – пылегазовый поток; IV – газы; V – несгоревшие частицы топлива и зола; VI – очищенные уходящие газы; VII – летучая зола; 1 – бункер известняка; 2 – бункер угля; 3 – топка; 4 – циклонный сепаратор; 5 – конвективная шахта; 6 – конвективные поверхности нагрева; 7 – электрофильтр; 8 – дымовая труба; 9 – дымосос; 10 – воздухораспределительная решетка

Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема установки с циркулирующим кипящим слоем

Печи с циркулирующим псевдоожиженным слоем обладают высокой удельной эффективностью теплообмена и более низкой скоростью потока топочного газа и эффективны для использования в установках мощностью более 30 МВт (возможно проектирование устройств очистки котлов и топочного газа меньших размеров).

На сегодня самый распространенный в современной теплоэнергетике способ сжигания твердого топлива на ТЭЦ – факельный способ. Измельченный уголь в виде пыли смешивают с подогретым воздухом, образуя пылевоздушную смесь, которую подают в топку через горелки, где и происходит сгорание угля в факеле, температура которого может достигать до 2000 °С.

Сжигание угля в циркулирующем кипящем слое вытекает из идеи слоевого сжигания в топочном пространстве. В отличие от слоевого сжигания, когда на решетке в топочном пространстве сжигают кусковой уголь, в топке с циркулирующим кипящим слоем под слой через распределительную решетку подают воздух под давлением. Выбор конкретного размера кусков угля и скорости подачи воздуха дает возможность организовать горение не в слое, а над слоем. Надо заметить, что не полностью сгоревшие частицы угля, унесенные потоком воздуха, улавливают в сепараторах и возвращают обратно в слой.

Технология с циркулирующим кипящим слоем обладает такими

основными преимуществами по сравнению с факельным сжиганием топлива:

– более упрощенная система приготовления топлива (тонкий помол вместо дробления, в целом размер частиц до 25 мм, но на практике этот показатель составляет примерно 6-8 мм);

– более эффективное сжигание низкокалорийных, высокозольных и низкорекреационных видов топлив, и кроме этого возможно совместное сжигание различных топлив, вследствие, стабильно низкой температуры в топочном пространстве, малому содержанию углерода в циркулирующем кипящем слое и длительному времени нахождения коксозольного остатка в топке;

– довольно низкий выход оксидов азота без применения спецмер очистки от азота (менее 200-300 мг/Нм³) благодаря низкой температуре циркулирующего кипящего слоя и ступенчатому подводу воздуха;

– реальная возможность эффективного связывания оксидов S при минимальном расходе сорбента за счет оптимальных условий протекания процесса (более 95 % при температуре в топочном пространстве 850-870 °С);

– реальная возможность отказаться от спецустановок для серо- и азотоочистки;

– возможность глубокой разгрузки котла без подсветки газом или мазутом;

– установки с циркулирующим кипящим слоем обладают хорошими маневренными характеристиками (при охлаждении сепараторов твердых частиц рабочей средой);

– очень эффективное регулирование и поддержание температуры перегрева пара при размещении пароперегревателей в зольных камерах [2].

Главные недостатки технологии с циркулирующим кипящим слоем будут такими:

– для ожижения циркулирующего кипящего слоя потребуется высоконапорный дутьевой вентилятор;

– имеет место повышенная эрозия поверхностей нагрева топочного пространства и воздуха распределительной решетки из-за работы в условиях сильно запыленного потока;

– довольно длительный пуск из холодного состояния без охлаждения сепараторов твердых частиц (в этом случае имеют место повышенные затраты пускового топлива);

– усложнение конструкции агрегата и вспомогательных систем (дренаж слоя, контур возврата материала слоя, известняковое хозяйство).

Литература:

1. Радованович, М. Сжигание топлива в псевдоожиженном слое / М. Радованович. – М.: Энергоатомиздат, 1990. – 246 с.

2. Патент US5535687A Circulating fluidized bed repowering to reduce SO_x and NO_x emissions from industrial and utility boilers. F22B31/0069 / Патентообладатель: Raytheon engineers & constructors, номер заявки: US08/296,233 / Дата приоритета: 25.08.1994, дата публикации: 16.07.1996.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВКЛАДА ЭЛЕМЕНТОВ В ГЕНЕРАЦИЮ ТЕПЛОТЫ ПРИ ПРОДУВКЕ КИСЛОРОДОМ ЖЕЛЕЗОУГЛЕРОДИСТОГО РАСПЛАВА В КОНВЕРТЕРЕ

Петров М.Л., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет

В кислородно-конвертерном процессе подвод тепла извне, как известно, не предусмотрен, а процесс выплавки стали осуществляется только химическим теплом экзотермических реакций окисления примесей и физическим теплом, вносимым жидким чугуном. При этом подвод окислителя чаще всего осуществляется сверху через фурму в связи с образованием высокотемпературной реакционной зоны в месте вдувания кислорода в металл [1].

Удельная химическая энергия чугуна, которая выделяется при полном окислении углерода, кремния, марганца и фосфора определяется формулой [2]:

$$Q_o = ([C] \cdot Q_C + [Si] \cdot Q_{Si} + [Mn] \cdot Q_{Mn} + [P] \cdot Q_P) \cdot 10^{-2}, \quad (1)$$

где Q_o – химическая энергия чугуна, кДж/кг;

$[C]$, $[Si]$, $[Mn]$, $[P]$ – концентрация элементов, %;

Q_C , Q_{Si} , Q_{Mn} , Q_P – удельная химическая энергия элементов, кДж/кг.

Вклад элементов в химическое тепло чугуна оценим зависимостью $Q_o = f([x])$ при различном содержании кремния, марганца, фосфора и углерода. Здесь $[x]$ – концентрация одного из этих элементов.

Диапазон изменения концентраций этих элементов в жидком чугуне дается интервалами:

кремний: (0,7-1,5), %;

марганец: (0,3-0,9), %;

фосфор: (0,1-0,3), %;

углерод: (3,5-4,5), %.

Минимальные, средние и максимальные концентрации этих элементов:

$[Si]_{\min} = 0,7\%$; $[Si]_{sr} = 1,1\%$; $[Si]_{\max} = 1,5\%$;

$[Mn]_{\min} = 0,3\%$; $[Mn]_{sr} = 0,6\%$; $[Mn]_{\max} = 0,9\%$;

$[P]_{\min} = 0,1\%$; $[P]_{sr} = 0,2\%$; $[P]_{\max} = 0,3\%$;

$[C]_{\min} = 3,5\%$; $[C]_{sr} = 4,0\%$; $[C]_{\max} = 4,5\%$.

При этом [2]:

$Q_{Si} = 18,0 \cdot 10^{+3}$, кДж/кг;

$Q_{Mn} = 6,3 \cdot 10^{+3}$, кДж/кг;

$Q_P = 23,3 \cdot 10^{+3}$, кДж/кг;

$Q_C = 32,0 \cdot 10^{+3}$, кДж/кг.

При исследовании вклада углерода ($[x] = [C]$, $Q_o = Q^C$) в удельную химическую энергию чугуна запишем соотношение (1) в виде:

$$Q^C = 320 \cdot [C] + 10 \cdot A. \quad (2)$$

При этом уравнения этой зависимости при минимальных, средних и

максимальных значениях концентраций кремния, марганца и фосфора будут иметь вид:

$$Q_{\min}^C = 320 \cdot [C] + 10 \cdot A_{\min};$$

$$Q_{sr}^C = 320 \cdot [C] + 10 \cdot A_{sr};$$

$$Q_{\max}^C = 320 \cdot [C] + 10 \cdot A_{\max}.$$

В этих соотношениях:

$$A_{\min} = 18 \cdot 0,7 + 6,3 \cdot 0,3 + 23,3 \cdot 0,1 = 16,8;$$

$$A_{sr} = 18 \cdot 1,1 + 6,3 \cdot 0,6 + 23,3 \cdot 0,2 = 28,2;$$

$$A_{\max} = 18 \cdot 1,5 + 6,3 \cdot 0,9 + 23,3 \cdot 0,3 = 39,7.$$

Графики этих линейных зависимостей показаны на рисунке 1 (а).

Вклад фосфора ($[x] = [P]$, $Q_o = Q^P$) в удельную химическую энергию чугуна характеризуется уравнением:

$$Q^P = 23,3 \cdot [P] + 10 \cdot B. \quad (3)$$

Поступая аналогично углероду, найдем:

$$Q_{\min}^P = 23,3 \cdot [P] + 10 \cdot B_{\min};$$

$$Q_{sr}^P = 23,3 \cdot [P] + 10 \cdot B_{sr};$$

$$Q_{\max}^P = 23,3 \cdot [P] + 10 \cdot B_{\max}.$$

При этом:

$$B_{\min} = 32 \cdot 3,5 + 18 \cdot 0,7 + 6,3 \cdot 0,3 = 126,5;$$

$$B_{sr} = 32 \cdot 4,0 + 18 \cdot 1,1 + 6,3 \cdot 0,6 = 151,6;$$

$$B_{\max} = 32 \cdot 4,5 + 18 \cdot 1,5 + 26,3 \cdot 0,9 = 176,7.$$

Рис. 1 (б) иллюстрирует графики этих зависимостей.

Для вклада марганца ($[x] = [Mn]$, $Q_o = Q^{Mn}$) имеем:

$$Q^{Mn} = 6,3 \cdot [Mn] + 10 \cdot D. \quad (4)$$

Таким образом, уравнения соответствующих зависимостей имеют вид:

$$Q_{\min}^{Mn} = 6,3 \cdot [Mn] + 10 \cdot D_{\min};$$

$$Q_{sr}^{Mn} = 6,3 \cdot [Mn] + 10 \cdot D_{sr};$$

$$Q_{\max}^{Mn} = 6,3 \cdot [Mn] + 10 \cdot D_{\max}.$$

При этом:

$$D_{\min} = 32 \cdot 3,5 + 18 \cdot 0,7 + 23,3 \cdot 0,1 = 127,0;$$

$$D_{sr} = 32 \cdot 4,0 + 18 \cdot 1,1 + 23,3 \cdot 0,2 = 152,4;$$

$$D_{\max} = 32 \cdot 4,5 + 18 \cdot 1,5 + 23,3 \cdot 0,3 = 178,0.$$

На рис. 1 (в) показаны графики этих зависимостей.

Вклад кремния ($[x] = [Si]$, $Q_o = Q^{Si}$) в генерацию теплоты при продувке кислорода железоуглеродистого расплава в конвертере характеризуется зависимостью:

$$Q^{Si} = 18,0 \cdot [Si] + 10 \cdot E. \quad (5)$$

Уравнение этой зависимости при минимальных, средних и максимальных концентрациях углерода, марганца и фосфора имеют вид:

$$Q_{\min}^{Si} = 18,0 \cdot [Si] + 10 \cdot E_{\min};$$

$$Q_{sr}^{Si} = 18,0 \cdot [Si] + 10 \cdot E_{sr};$$

$$Q_{max}^{Si} = 18,0 \cdot [Si] + 10 \cdot E_{max}.$$

Таким образом, поступая аналогично предыдущим расчетам, будем иметь:

$$E_{min} = 32 \cdot 3,5 + 6,3 \cdot 0,3 + 23,3 \cdot 0,1 = 116,2;$$

$$E_{sr} = 32 \cdot 4,0 + 6,3 \cdot 0,6 + 23,3 \cdot 0,2 = 136,4;$$

$$E_{max} = 32 \cdot 4,5 + 6,3 \cdot 0,9 + 23,3 \cdot 0,3 = 156,7.$$

Графики этих зависимостей представлены на рис. 1 (г).

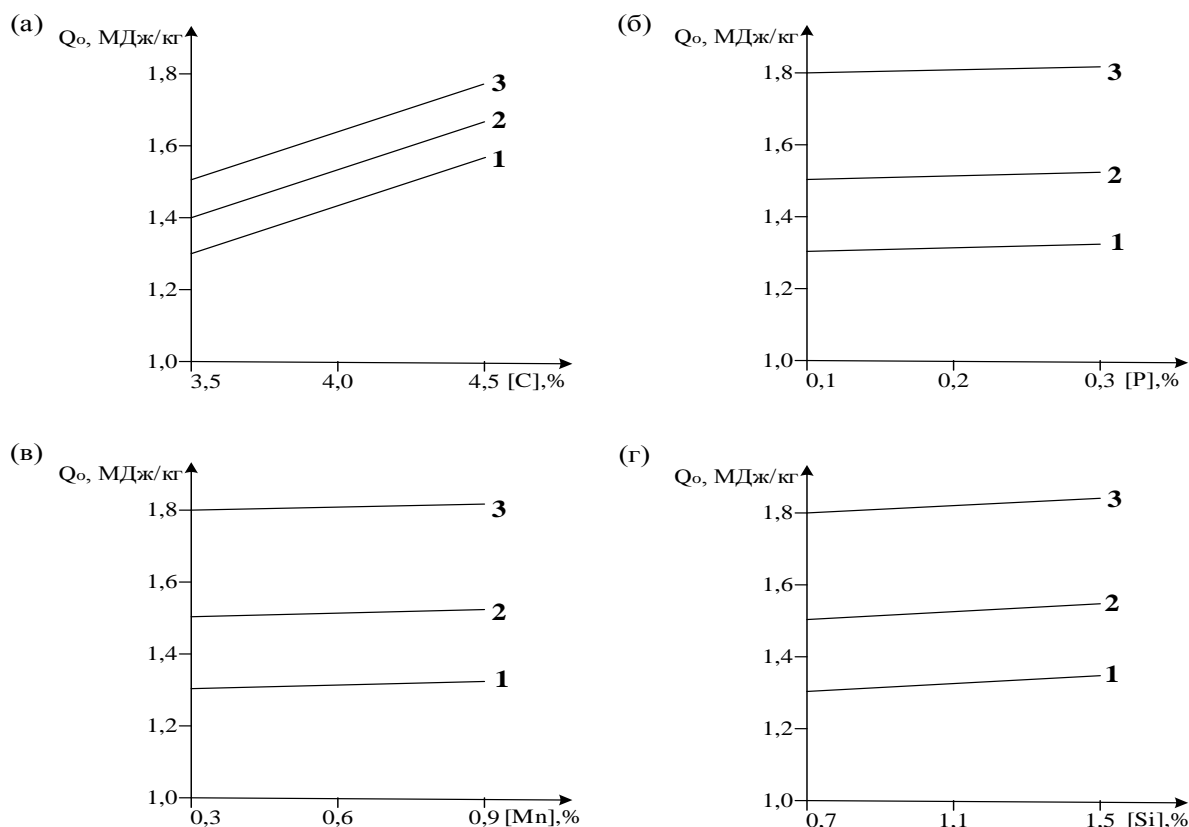


Рисунок 1 – Зависимость удельной энергии чугуна от концентрации углерода (а), фосфора (б), марганца (в) и кремния (г): 1 – минимальная концентрация, 2 – средняя концентрация, 3 – максимальная концентрация этих элементов

Расчетным путем исследован вклад углерода, фосфора, марганца и кремния в генерацию теплоты при продувке жидкого чугуна кислородом в конверторе. Соответствующие линейные зависимости этого вклада от концентрации в расплаве этих элементов представлены в виде наглядных для анализа графиков.

Литература:

1. Дымнич, А.Х. Вопросы тепломассообмена в сталеплавильных процессах: учебник для вузов / А.Х. Дымнич, А.А. Троянский. – Донецк: Друк-Инфо, 2009. – 581 с.
2. Явойский, В.И. Metallургия стали / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.П. Григорьев. – М.: Metallургия, 1983. – 584 с.

ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ ПОДОГРЕВ ШИХТЫ ТЕПЛОТОЙ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ ИЗ ДСП

Шатович В.А., Гнитиёв П.А.

Донецкий национальный технический университет

В современном производстве стали ведущее место занимает дуговая сталеплавильная печь. Получение стали в ДСП основывается на переплаве шихтовых материалов за счёт тепла горения электрической дуги между графитовыми электродами и металлоломом. Характерной особенностью ДСП является одновременное присутствие в отходящих газах больших количеств окиси углерода и кислорода, что объясняется плохим смешиванием газов в рабочем пространстве. Поэтому происходит дожигание газов с помощью дальнейшего смешивания с воздухом или кислородом. Температура отходящих газов в период плавления составляет 1100-1300 °С, а в окислительный период достигает 1350-1550 °С [1]. Внимание учёных направлено на изучение и нахождение решений таких задач как снижение расхода электроэнергии и повышения производительности печи.

Занимательный способ разрешения данной проблемы – подогрев лома за счёт вторичных энергоресурсов электродуговой плавки, а именно использование теплоты отходящих газов, покидающих рабочее пространство печи.

Утилизацию тепла отходящих газов возможно реализовать по двум направлениям: путём применения тепла отходящих газов для производства пара или горячей воды и путём его неполного возврата в технологический процесс при подготовительном нагреве лома отходящими газами.

Руководствуясь подобным способом с отходящими газами, возможно целиком скомпенсировать термические утраты и энергетические затраты. Многообещающим решением проблемы остывания и утилизации тепла газов считается внедрение для предварительного нагрева загружаемого в электропечь лома.

Предварительный подогрев шихты может осуществляться в: камерных, шахтных или проходных печах, конструктивно совмещённых с плавильной печью [2].

Основные принципы работы печей с шахтным подогревом заключаются в следующем [3]:

- во время работы электродуговой печи максимальная нагревательная способность отходящих газов используется при загрузке лома; для предварительного нагрева используется не только отводимая теплота отходящего газа, но и химическая теплота продуктов дожигания;

- лом, нагреваемый потоком отходящего газа, выполняет роль предварительного фильтра, уменьшая содержание пыли в отходящих газах.

Шахтные печи конструкции «Fuchs Systemtechnik» были разработаны на базе обычной дуговой печи, объем которой увеличен с помощью так

называемой шахты, устанавливаемой над сводом печи [4]. Шахта, через которую загружают в печь до 60 % шихты, может отводиться в сторону для обычной завалки бадьей. Поперечное сечение шахты ограничено, поэтому крупногабаритный лом, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой бадьей в ванну печи. Последующими бадьями среднегабаритный лом и продукцию шредерной установки загружают через шахту. Лом подогревается в шахте печи за счёт тепла отходящих газов и с помощью газокислородных горелок, расположенных в нижней части шахты [4].

SIMETAL EAF Quantum – металллом краном загружается в бадью и перегружается в подъёмник, который поднимается на верх шахты и после открытия люка высыпается вовнутрь, где происходит его подогрев. В этой печи применена новая конструкция шахты, с удерживающими металллом водоохлаждаемыми пальцами [6].

Система EPC (Environmental Preheating and Continuous Charging), которую разработали компании CVS MAKINA и KR Tec GmbH (Турция). С помощью завалочной корзины шихта загружается в завалочную камеру системы EPC, через отрытую крышку. В этой позиции передняя стенка завалочной камеры закрывает шахту (камеру предварительного нагрева) в которой уже подогревается первая порция шихты. Во время загрузки шихты в завалочную камеру процесс плавления в ДСП и процесс предварительного нагрева шихты не останавливается.

После загрузки шихты из корзины в завалочную камеру крышка закрывается и с помощью гидравлических цилиндров завалочная камера помещается сверху шахты, в которую высыпается шихта для её предварительного нагрева. После подогрева шихты, с помощью толкателя часть её ссыпается в пространство печи, а затем происходит загрузка новой порции металллома [5].

Компаниями «ИНИ» (Япония) и «АВВ» (Швеция) разработана шахтная печь с толкателями шихты. Рабочее пространство печи состоит из двух основных элементов – овальной ванны и шахтного подогревателя. Последний имеет криволинейную форму и загрузочное устройство с двумя толкателями, расположенными на разных уровнях [4].

Дуговая печь «Contiarc» конструкции компании «SMS Demag» представляет стационарную шахтную печь постоянного тока с одним электродом и кольцевой шахтой. Загрузка лома осуществляется в кольцевую шахту, а электрод вводится в отделённую от рабочего пространства центральную цилиндрическую полость. По мере опускания лома в нижнюю часть шахты происходит его подогрев за счёт тепла восходящих технологических газов. Жидкий металл выпускают сифонным способом непрерывно по ходу процесса или периодически [4].

«ECOARC» (разработка компании «NKK-SE»). Печь имеет шахтный подогреватель с вертикальной перегородкой в зоне действия электрической дуги. Перегородка, по сути, является продолжением шахты и обеспечивает компактный ввод шихты в расплав, где лом находится в постоянном контакте с

жидким металлом [4].

Необходимо отметить, что печи с шахтными подогревателями сложны в эксплуатации и требуют специальной подготовки лома.

Нагрев шихты в загрузочных бадьях (корзинах) осуществляется до среднemasсовой температуры 250-350 °С за 15-20 минут (ёмкость загрузочной корзины 6 т) при температуре газа на входе 400-800 °С [6].

Система Consteel фирмы Florida Steel – скрап с помощью кранов загружают на горизонтальный импульсный транспортёр, обеспечивающий непрерывную подачу металлолома в ДСП [7], который предварительно нагревается потоком отходящих газов, движущихся во встречном направлении. На установке фирмы Nippon Steel Plant and Machinery Division (Япония) усовершенствован нагрев лома на конвейере. Горячие отходящие газы проходят сквозь слой лома, а не над ним, как в первых печах Consteel, что повышает эффективность нагрева лома. При прохождении газов через слой лома, нагрев будет осуществляться в основном вследствие конвективной теплопередачи.

Предварительный нагрев скрапа в общем случае производится как за счёт использования физической теплоты отходящих газов, так и за счёт тепловыделения по реакции горения СО. Для обеспечения дожигания СО внутри конвейера требуется обеспечение необходимой концентрации кислорода, что достигается путём добавления требуемого объёма свежего воздуха.

В процессе Consteel не предъявляется особых требований к металлсодержащей шихте [8]. Потребитель может приобретать скрап низкой плотности, так как отсутствуют ограничения по объёму, присущие загрузке коробами. Другим важным и подтверждённым преимуществом является повышенный выход годного, достигаемый в результате более эффективного равновесия металлургических реакций в расплавленном металле благодаря снижению образований FeO. В результате значительно уменьшается стоимость металлошихты. Непрерывная загрузка обеспечивает высокую гибкость процесса, позволяя использовать железо прямого восстановления, горячбрикетированное железо, жидкий и чушковый чугун [9].

Наибольшие трудности при подогреве лома связаны, с правильным определением эффективности этого процесса. Трудности связаны с наличием большого количества переменных факторов, определяющих термический к.п.д., и прежде всего с тем, что при СО не сгорает полностью до СО₂. Когда лом с поверхности начинает плавиться, жидкое железо, имеющее высокое сродство к кислороду, окисляется, что также тормозит сгорание топлива. По ходу подогрева тепловой поток снижается вследствие повышения температуры дыма, уменьшения перепада температур и образования на кусках лома малотеплопроводного слоя оксидов железа.

При чрезмерном перегреве термический к.п.д. снижается, удлиняется продолжительность нагрева, повышается степень окисленности железа лома. Сильное окисление лома вызывает бурные реакции при заливке чугуна, снижает производительность печи, требует большой осторожности от ведущих

плавку. Температура нагрева до 750 °С может считаться оптимальной, попытки нагревать металлолом до более высоких температур приведут к покрытию поверхности лома слоем окалины.

При предварительном подогреве лома в шахтных вертикальных подогревателях отходящие газы проходят сквозь лом и прогревают весь слой насыпного лома, но в системах с горизонтальными шахтными подогревателями газы воздействуют на поверхность и не проходят сквозь толщину слоя лома. В связи с этим нет возможности определить с какой среднемассовой температурой поступает лом в дуговую сталеплавильную печь.

Необходимо разработать методику расчёта нагрева металлического лома в которой будет учитываться перепад температур, так как поверхность нагревается гораздо быстрее и до более высоких температур, нежели слой металлического лома.

Процесс передачи теплоты отходящих газов металлической шихте при подогреве лома осуществляется за счёт конвективного теплообмена и теплового излучения.

Для детального расчёта предлагается горизонтальный конвейер условно разделить на n -ое количество секций. Известны ориентировочные температуры отходящих газов из ДСП и начальная температура насыпного лома, поступающего на конвейере, из-за ограниченного объёма параметров, делается ряд допущений: температуры по секциям распределены с шагом k , температура газов на выходе из конвейера составляет порядка 150-300 °С (лом по физическим свойствам не поглощает все переданное тепло отходящими газами). Расчёт ведётся по ходу движения лома.

Определение значения теплового излучения между отходящими газами и поверхностью шихты во многом зависит от суммарного коэффициента теплового излучения многоатомных газов, в основном диоксида углерода CO_2 и водяного пара H_2O . Одноатомные газы (азот (N_2), кислород (O_2)) мало влияют на суммарный коэффициент излучения.

При расчёте плотности теплового потока в начале и конце зон, необходимо учитывать суммарный коэффициент теплового излучения, температуру газов на входе и выходе из зон, начальную температуру и температуру поверхности лома, а также конвективную составляющую.

На перепад температур по сечению оказывает влияние соотношение таких параметров: плотности теплового потока, воздействующего на поверхность и толщины прогреваемого слоя к коэффициенту теплопроводности зависящего от среднемассовой температуры лома и коэффициента усреднения теплового потока.

Среднемассовая температура находится из разности температуры поверхности и перепада температур по сечению с учётом коэффициента усреднения температуры по сечению тела.

При составлении расчётной методики необходимо рассчитать время, за которое газы отдадут свою теплоту металлическому лому. Плавка в ДСП состоит из различных периодов (плавления, окисления, восстановления) и

продолжительность каждого периода различна соответственно и температура отходящих газов – различна.

Главная задача предложенной методики расчёта нагрева убедиться достаточно ли теплоты отходящих газов из дуговой сталеплавильной печи для предварительного подогрева лома до среднemasсовой температуры 600-750 °С и за какое время можно осуществить нагрев, учитывая особенности работы печи.

Литература:

1. Миронов Ю.М., Миронова А.Н. Повышение экономической эффективности дуговых сталеплавильных печей с помощью оптимизации их энергопотребления // Вестник Чувашского университета. – 2018. – № 3. – С. 79-92.

2. Кудласевич, С.В. Установка предварительного высокотемпературного подогрева шихты для электроплавильных печей // Исследования и разработки в области машиностроения, энергетики и управления: материалы IX Междунар. межвуз. науч.-техн. конф. студентов, магистрантов и аспирантов, Гомель, 28-29 апр. 2009 г. – Гомель: ГГТУ им. П.О. Сухого, 2009. – С. 89-92.

3. Журавлев, А.А. Расчёты материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах: учебно-методическое пособие / А.А. Журавлев, В.Ф. Мысик, А.В. Жданов. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2016 – 128 с.

4. Михайловский, В.Н. Электрометаллургия и производство ферросплавов. Методика определения технических показателей плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной печи: учеб. пособие / В.Н. Михайловский, П.В. Ковалёв. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2011. – 140 с.

5. Егоров, А.В. Об эффективности использования альтернативных источников тепловой энергии в дуговых сталеплавильных печах // Сталь. – 1997. – № 3. – С. 27-31.

6. Ровин, Л.Е. Ресурсосбережение при электроплавке / Л.Е. Ровин, С.Л. Ровин // Вестник ГГТУ имени П.О. Сухого: научно-практический журнал. – 2013. – №4. – С.11-24.

7. Скляр, В.О. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии. Учебное пособие. / В.О. Скляр. – Донецк. ДонНТУ. – 2014. – 224 с.

8. Vallomy, J.A. The Consteel Process for Continuous Melting-Refining in the Electric Furnace and Its Impact On Energy Conservation And Environment // Proceedings of The Sixth International Iron and Steel Congress, 1990, Nagoya, ISIJ. – P. 82-89.

9. Giavani, C. CONSTEEL Evolution: The Proven Technology For Maximum EAF Charging Flexibility // Proc. 19th Middle East Iron & Steel Conf. – Dubai, 14 – 16 December 2015.

УСТАНОВКА ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО НАГРЕВА ОГНЕУПОРА

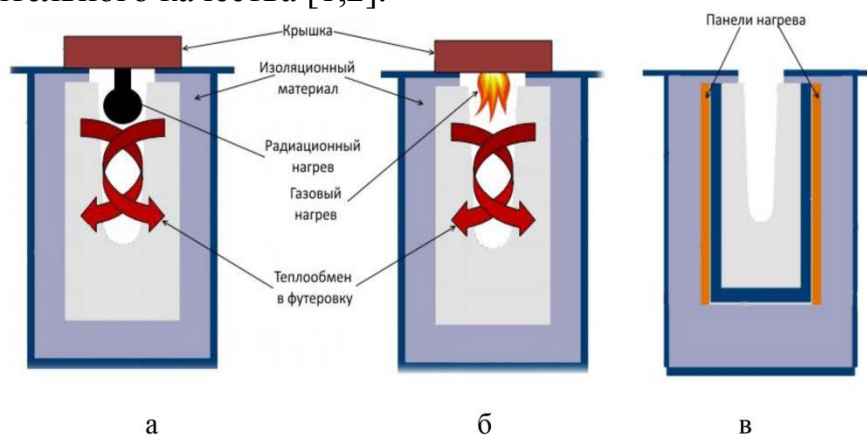
Сизонов А.С., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

Цветная металлургия – это основная область применения, разрабатываемого в работе конвекционного нагревателя. Наиболее перспективным участком являются литейные цеха алюминиевых производств, в которых широко используются ПЛА (плавильно-литейные агрегаты) для производства алюминиевых полуфабрикатов. Плавильно-литейные агрегаты состоят в основном из: печи/миксера для переплава/приготовления расплавов, системы литейных желобов и литейной машины.

Важная и актуальная задача на сегодня – это предварительный подогрев (нагрев) системы желобов перед выливкой расплава алюминия из печи/миксера в литейную машину для того чтобы сократить потери расплава Al в начале литья и уменьшить тепловые удары по огнеупорам, и, таким образом, повысить срок их службы.

При литье расплавов существует проблема теплотерь расплава в литейных желобах в начале литья, когда холодный огнеупор отбирает тепловую энергию у расплава алюминия. И часто снижение температуры от печи до литейной машины достигает более 3 °С для желобов на 1 м его длины. Следовательно, примерно 3 % полуфабрикатов уходит в переплав по причине неудовлетворительного качества [1,2].



а – радиационный нагреватель; б – пламенный нагреватель;

в – встроенные нагреватели от компании «Pyrotek»

Рисунок 1 – Способы предварительного нагрева

Способы предварительного нагрева, приведенные на рис. 1, применяют для компенсации потерь и предварительного прогрева огнеупоров желобов. В частности, на рис. 1, а показан радиационный нагреватель, размещенный в крышке желоба, на рисунке 1, б – пламенный нагреватель, а на рис. 1, в – встроенные нагреватели от компании «Pyrotek», нагревающие огнеупор за счет теплопроводности от нагревательного элемента.

Но приведенные выше способы нагрева относительно дорогие, а

пламенный подогрев понижает срок службы огнеупорных материалов из-за их перегрева и помимо этого, эти способы проблематично применить для сложной и разветвленной системы желобов. По нашему мнению, конвективный нагрев с помощью нагревательных элементов в крышке желоба или его торце дает возможность подавать в желоб горячий воздух заданной температуры и направлять его вдоль желоба сложной формы на достаточно большое расстояние, подогревая (нагревая) огнеупор, независимо от формы и геометрии самого желоба [2,3].

3D установка нагрева предназначена для процесса нагрева огнеупора из бетона с высокими жаропрочными свойствами. В качестве исследуемого образца служит огнеупор раздаточного желоба литейной машины Wagstaff@ShurCast™.

3D опытная установка конвекционного разогрева состоит из каркаса, специальную конструкцию нагревателя Leister доработанную для работы в условиях металлургического производства, термопары, датчика потока воздуха и вакуумной вытяжки воздуходувки, доработанный шибберный камень может быть закреплен к каркасу стальными винтами. Каркас установки изготовлен из стальных листов толщиной 2 мм.

Нагревательный элемент в соответствии с паспортными данными может создавать воздушный поток с максимальной температурой 650 °С при 17 кВт потребляемой мощности.

Для подачи воздуха на нагреватель могут быть использованы 2 стандартных вентилятора Robust (макс. давление 8 кПа) или система подачи сжатого воздуха. Опыт эксплуатации Robust показал, что в условиях металлургического производства, а особенно при воздействии повышенных температур (до + 60 °С), их срок службы не превышает 3 месяца. Поэтому упор был сделан именно на систему подачи сжатого воздуха.

Практические данные показали, что нагреватель Leister хорошо функционирует при запитывании напрямую от общецеховой пневмосети. Но, учитывая суммарное потребление такого нагревателя около 1750 л/мин, а также перспективу использования нескольких нагревателей, то нагрузка на пневмосеть может быть очень серьезной.

Поэтому конструкция была переработана в пользу снижения потребления сжатого воздуха. Для этого был применен инжекционный принцип и разработана конструкция, представленная на рис. 2 и рис. 3.

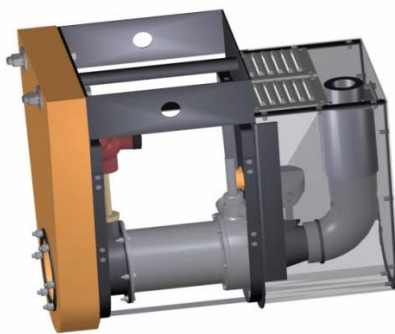
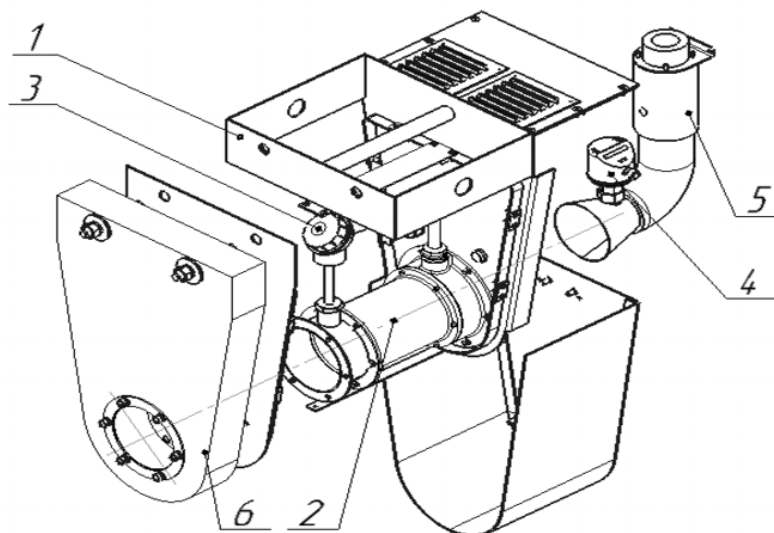


Рисунок 2 – 3D модель нагревателя лотков

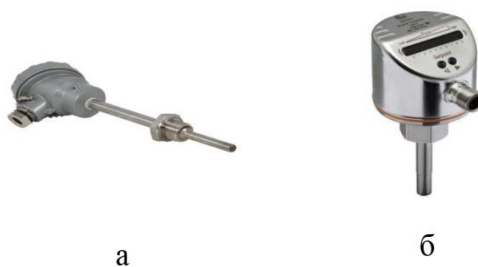


1 – каркас; 2 – нагревательный элемент; 3 – термопара; 4 – датчик потока воздуха; 5 – воздуходувка; 6 – доработанный шибберный камень

Рисунок 3 – Нагреватель лотков

Основой конструкции служит инжектор, который потребляя 1 часть сжатого воздуха, забирает из атмосферы 4 части, получая на выходе суммарный расход с давлением до 20 кПа. Плавное изменение давления сжатого воздуха приводит к плавному изменению расхода воздуха на выходе инжектора. Следовательно, появилась возможность плавной настройки температуры нагревателя (на Robust такой возможности не предусмотрено).

Для настройки температуры нагревателя в конструкции предусмотрена стационарная термопара (рис. 4). Регулировка давления производится посредством регулятора давления (от 0 до 6 атм.). В конструкции 3D установки заложена защита от запуска без входного потока воздуха.



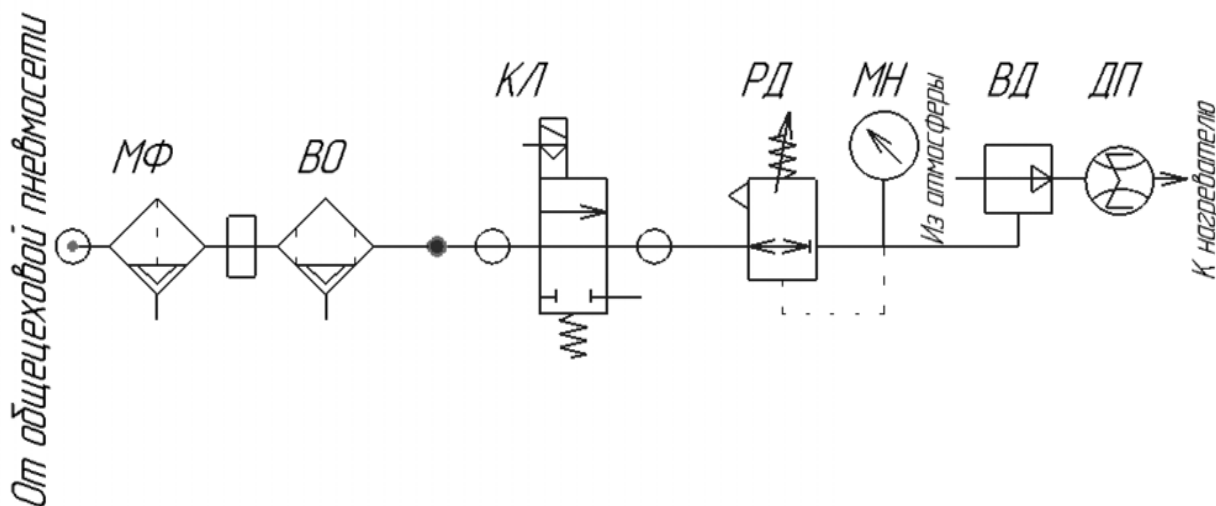
а) термопара ОВЕН ДТП; б) датчик потока
Рисунок 4 – Настройка и регулировка температуры



Рисунок 5 – Нагревательный элемент Leister LE 10000 DF

Для запуска процесса нагрева, нагреватель следует разместить в металлотракте, плотно придвинув шибер к теплоизоляционному мату. Затем включить подачу воздуха. После того как система защиты идентифицирует наличие достаточного потока, будет включена подача напряжения на нагреватель.

Была также разработана пневмосхема опытной 3D установки (рис. 6)



МФ – Магистральный фильтр с индикатором; ВО – Водоотделитель;
 КЛ – Клапан с прямым управлением; РД – Регулятор давления;
 МН – Манометр; ВД – Вытяжка-воздуходувка; ДП – Датчики потока

Рисунок 6 – Пневмосхема опытной 3D установки

Применяемые на сегодня техники предварительного нагрева имеет свои недостатки, такие как, низкая надежность, высокая стоимость и неравномерный нагрев. Для того, чтобы увеличить эффективность нагрева был предложен способ принудительного конвекционного нагрева с помощью нагревательного элемента Leister LE 10000 DF.

Применение нагревателя способствует выравниванию температуры по длине огнеупорного желоба за счет интенсивной циркуляции воздушного потока.

Литература:

1. Мамина, Л.И. Теоретические основы литейного производства: конспект лекций / Л.И. Мамина, Е.М. Лесив, Т.Р. Гильмашина. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 285 с.
2. Бирюков, А.Б. Энергоэффективность и качество тепловой обработки материалов в печах: монография / А.Б. Бирюков. – Донецк: Изд-во "Ноулидж". Донецк. отд-ние, 2012. – 248 с.
3. Коновалов, Ю.В. Металлургия: учебное пособие. Кн. 1 / Ю.В. Коновалов, А.А. Троянский, С.Н. Тимошенко: В 3 книгах. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011. – 431 с.

ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕАЗОТАЦИИ МЕТАЛЛА В ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКОМ ПОЛЕ ДОКРИТИЧЕСКИХ НАПРЯЖЁННОСТЕЙ

Тупилко И.В., Долганов А.Д., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет

Проблема использования электростатического поля для интенсификации процессов тепломассопереноса технологий внепечной дегазации жидких металлов и сплавов была поставлена ещё в середине XX века [1, 2]. Исследования в этом направлении продолжаются и в настоящее время [3].

Особое место в рассматриваемой технологии занимает деазотация, связанная с удалением из металла азота. Его присутствие в металлических изделиях, как известно, приводит к их преждевременному старению. Кроме того, этот газ в расплавах железа и металлов с высокой температурой плавления растворим, его молекулы диссоциированы на атомы [4], которые могут быть, хотя бы частично, ионизированы [5].

Как показали исследования распределения ионов азота по межфазной поверхности «вакуум-металл» [5], в области проекции на эту поверхность границы электрода, заключенного в вакуум-камере и являющегося источником электростатического поля докритических напряжённостей, имеет место повышенная концентрация ионов азота, т.е. их сгусток, величина которого возрастает с увеличением напряжённости этого внешнего поля и степени ионизации атомов азота.

Одним из этапов удаления азота из расплава является этап ионизации атомов этого газа, т.е. объединение его атомов в молекулы на рассматриваемой межфазной поверхности. Этот этап (кинетическое звено процесса тепломассопереноса) по достижению концентрации азота 0,01-0,02% (по массе) может лимитировать общую скорость удаления этого газа из расплава железа [5]. В этом случае, как следует из работы [5], подключение рассматриваемого внешнего воздействия на межфазную поверхность «вакуум-металл» приводит к интенсификации этого звена тепломассопереноса и технологии деазотации металла.

Решением проблемы энергоресурсосбережения (экономии электроэнергии) является своевременное, не ранее достижения кинетической стадии, подключение источника электростатического поля докритических напряжённостей.

В условиях комплексного воздействия на металл вакуума, электростатического поля докритических напряжённостей и продувки аргоном через пористые элементы днища ковша, решение проблемы энергоресурсосбережения (экономия аргона) дополняется оптимальным выбором интенсивности продувки [6].

В случае использования пористых элементов, равномерно распределенных по сечению днища рафинировочной емкости, пузыри аргона проходят через весь объем металла, что, как отмечалось выше, повышает эффективность использования аргона.

Продувка расплава аргоном с целью интенсификации процессов тепломассопереноса совмещена по времени с выпуском металла в ковш, что исключает необходимость значительного перегрева расплава.

В этом, в частности, состоит простота и доступность способа обработки металла при атмосферном давлении в сравнении с вакуумированием, которое очень трудно совместить с выпуском расплава. Высокое содержание фосфора в печном шлаке является причиной необходимости выпуска плавов на нижнем пределе температуры металла при практически полном отсутствии печного покровного шлака в ковшах. В противном случае возможен процесс рефосфорации.

Рассмотрены процессы тепломассопереноса технологии внепечной деазотации металла путём воздействия на него вакуума, продувки аргоном и электростатического поля докритических напряжённостей.

Решение проблемы энергоресурсосбережения при интенсификации этих процессов авторы видят в своевременном подключении электростатического поля (экономия электроэнергии) и выборе оптимальной интенсивности продувки (экономия аргона) через пористые элементы днища ковша.

Литература:

1. Явойский, В.И. Дегазация металла в электростатическом поле / В.И. Явойский, Г.И. Баталин // *Сталь*, 1954. – № 6. – С. 5-6.
2. Кайбичев, А.В. Рафинирование жидких металлов в электростатическом поле / А.В. Кайбичев, Б.М. Лепинский. – М.: Наука, 1983. – 117 с.
3. Захаров, Н.И. Физико-химические особенности дегазации расплава стали при внепечной обработке в электростатическом поле / Н.И. Захаров, А.А. Троянский, Д.А. Дюдкин // *Современная металлургия*, 2014. – №1. – С. 49-52.
4. Фромм, Е. Газы и углерод в металлах / Е. Фромм, Е. Гебхардт. – М.: Металлургия, 1980. – 712 с.
5. Захаров, Н.И. К вопросу о постановке граничного условия для уравнения тепломассопереноса атомов азота в металле при одновременном воздействии на его расплав вакуума и электростатического поля докритических напряженностей / Н.И. Захаров, А.Б. Бирюков, И.В. Тупилко // *Проблемы черной металлургии и материаловедения*, 2018. – №1. – С. 26-32.
6. Захаров, Н.И. Интенсификация процессов тепломассопереноса при рафинировании жидкой стали от газов / Н.И. Захаров. – Донецк: Цифровая типография, 2016. – 204 с.

МЕТОДЫ УДАЛЕНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ В РАСПЛАВЕ АЛЮМИНИЯ

Юдин А.А., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

В современном, динамично развивающемся мире нередко возникают принципиально новые, технически сложные устройства, происходит усовершенствование и усложнение уже существующих при постоянно ужесточающихся требованиях к ним, что приводит к необходимости улучшения их эксплуатационных характеристик.

Интенсификация разработок технологических процессов, обеспечивающих получение качественных изделий с однородной структурой и повышенными механическими свойствами, становится весьма актуальной. Кроме того, большое внимание уделяется снижению массы деталей, что увеличивает потребительский спрос на литые заготовки из алюминиевых сплавов как в нашей стране, так и за рубежом [1]. Растущее использование алюминиевых сплавов для изготовления сложных изделий – таких, как детали самолетов, требует чрезвычайно низкой концентрации загрязнений в жидком металле. Чаще всего твердые включения представляют собой оксидные шарики в сплавах и оксидные пленки.

«Грязный» расплав – наиболее распространенный источник включений. Нежелательные материалы могут попадать в расплав различными путями, включая использование возврата, не прошедшего дробеструйную обработку, окисление металла при переливе и транспортировке, образование продуктов реакции при вводе легирующих элементов и прочие продукты, образующиеся при металлургической обработке расплава, размыв огнеупорной футеровки и шлак, образующийся при недостаточном обслуживании ковшей. Тем не менее, часто загрязнение расплава происходит внутри формы по ходу заливки, что связано: со вторичным окислением металла за счет высокой турбулентности; с размывом формы при высокой скорости металла и низкой прочности формы; с проблемами выделения пара и газа в форме при недостаточной вентиляции формы и или взаимодействии металла с формой. Одним из преимуществ применения пенокерамических фильтров является возможность более точной диагностики причины брака [2,3].

Размер дисперсных включений составляет несколько микрон (мкм), а оксидные пленки могут достигать нескольких миллиметров [2]. Твердые включения размером порядка нескольких микрометров не дают возможности достигать высокого качества обработки поверхности, а также производить детали небольшой толщины для работы в режиме высоких скоростей деформации. Поэтому необходимы эффективные методы очистки расплавленного металла, удовлетворяющие современным стандартам качества, особенно в связи с ростом использования вторичного алюминия.

Неметаллические включения в алюминиевых сплавах представляют собой

оксиды: Al_2O_3 , MgO , $MgAl_2O_4$, SiO_2 ; карбиды: Al_4C_3 , SiC ; нитриды: AlN и бориды: SiB_2 , AlB_2 в форме частиц, пленок и агрегатов. Для удаления неметаллических включений расплава был выбран способ фильтрации с применением пенокерамического фильтра [2,3].

Имеются различные методы удаления неметаллических включений из расплавов металлов. Они основаны на седиментации, флотации или фильтрации.

Седиментация осуществляется при длительной обработке металла в печи. Флотация происходит в отдельных агрегатах, аналогичных небольшим печам переменного объема и емкостью в несколько тонн. В большинстве случаев эти агрегаты снабжают системой подогрева. Исключением является система MINT малого объема, которую можно опорожнить после каждого литья.

Ряд агрегатов для фильтрации твердых частиц являются одноразовыми, например, керамические фильтры [3]. Пенокерамический фильтр (ПКФ) для фильтрации алюминиевых расплавов в заготовительном литье был разработан корпорацией SELEE в 1974 году. В 1980-е годы технология пенокерамической фильтрации быстро получила признание на мировом рынке. И стала широко использоваться в производстве большого ассортимента алюминиевой продукции, включая баночный прокат, литографские листы, продукцию для авиакосмической промышленности (плоский прокат, штампованные и прессованные изделия), теплообменники, фольгу, а также электропровода и электрокабель [4]. Причинами быстрого признания рынком и развития этой технологии в заготовительном литье алюминия являются: простота использования; гибкость процесса; возможность фильтровать различные марки сплавов за счет того, что оставшийся расплав в фильтрационной системе сливается после каждой плавки; высокая эффективность фильтрации; компактное инженерное воплощение; небольшая площадь, занимаемая фильтрационной системой; низкие переменные и эксплуатационные издержки, а также капитальные расходы на закупку и установку оборудования.

За последние десять лет произошли значительные улучшения в технологии пенокерамической фильтрации, а именно, был улучшен дизайн и материал фильтрационных чаш, разработаны терморасширяющиеся прокладки фильтра, улучшен дизайн систем предварительного нагрева фильтра, разработаны мелкопористые фильтры, фильтрационные системы для высокоскоростного литья, двухступенчатая фильтрационная система, произошла автоматизация процесса фильтрации [2,3].

Единственным и основным элементом фильтрационной системы, не подвергшемуся существенному техническому улучшению, является ПКФ, а именно, его огнеупорный материал. Первые ПКФ SELEE состояли из алюмохромовых гранул ($Cr_2O_3-Al_2O_3$) на алюмофосфатной связке [4]. Алюмохром в качестве основы ПКФ является относительно дорогим материалом и несёт потенциальную опасность для окружающей среды из-за возможности образования шестивалентного хрома. Несколько лет спустя, алюмохромовые гранулы были полностью заменены на гранулы оксида

алюминия с добавлением огнеупорных керамических волокон. Этот материал получил название «РВА» (Phosphate Bonded Alumina). Он широко известен в алюминиевой промышленности и является стандартным материалом для производства пенокерамических фильтров, используемых в заготовительном литье алюминия.

В настоящее время почти все ПКФ (98-99 %), потребляемые в данной отрасли, выполнены из материала «РВА». ПКФ «РВА» имеет ряд недостатков, связанных с применением гранул оксида алюминия и алюмофосфата в качестве основного и связующего материалов соответственно. Гранулы оксида алюминия имеют высокие коэффициент термического расширения и модуль упругости, что оказывает негативное влияние на термостойкость ПКФ. Алюмофосфатное связующее вступает в химическую реакцию с магнием, что приводит к повышению смачиваемости фильтра расплавом, ослаблению микроструктуры ПКФ и выделению фосфина из отработанного фильтра. ПКФ «РВА» содержит остаточные алюмофосфатные гидраты, которые могут вступать в реакцию с магнием, наводороживая расплав. Для замены общепринятых фильтров из оксида алюминия на алюмофосфатной связке был разработан новый экономически эффективный материал, состоящий из алюмосиликатной основы на связке боросиликатного стекла. Алюмосиликатные гранулы имеют низкие коэффициент термического расширения и модуль упругости, что позволило существенно улучшить термостойкость ПКФ и значительно снизить термические напряжения, образующиеся в ПКФ при нагреве. Боросиликатное связующее является химически стойким к воздействию магния и предотвращает повышение смачиваемости и ослабление ПКФ [1,4].

На основании вышеописанного можно сделать вывод, что наиболее эффективную фильтрацию алюминия может обеспечить пенокерамический фильтр. Существующие установки фильтрации не могут обеспечить одинаково эффективный предварительный нагрев и поддержание температуры расплава при литье, поэтому разработка установки с комбинированным нагревом является актуальной задачей.

Литература:

1. Андрушевич, А.А. Применение пенокерамических фильтров при получении отливок из вторичных алюминиевых сплавов / А.А. Андрушевич, А.Н. Леонов, О.Л. Сморгы и др. // Литейное производство, 1998. – № 5. – С. 18-20.
2. Альтман, М.Б. Неметаллические включения в алюминиевых сплавах / М.Б. Альтман. – М.: Металлургия, 1965. – 128 с.
3. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: Учебник для вузов / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – 6-изд., перераб и доп. – М.: Академкнига, 2002. – 768 с.
4. Аубрей С., Олсон Р., Кучменко А., Смит Д.Д. Бесфосфатные пенокерамические фильтры для отчистки алюминиевого расплава в заготовительном литье // SELEE Corporation, США.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАЗОКИСЛОРОДНЫХ ГОРЕЛОК

Волынцев В.В., Гнитиев П.А.

Донецкий национальный технический университет

В современной ДСП значение газокислородных горелок в организации сталеплавильного процесса очень велико. С помощью этих горелок решается ряд технологических задач, которые направлены на увеличение производительности и сокращение продолжительности плавки. Целью использования газокислородной горелки является повышение эффективности локального нагрева и надежности. При использовании газокислородных горелок мы можем использовать альтернативные источники тепла и экономить часть электроэнергии, расходуемой на плавку.

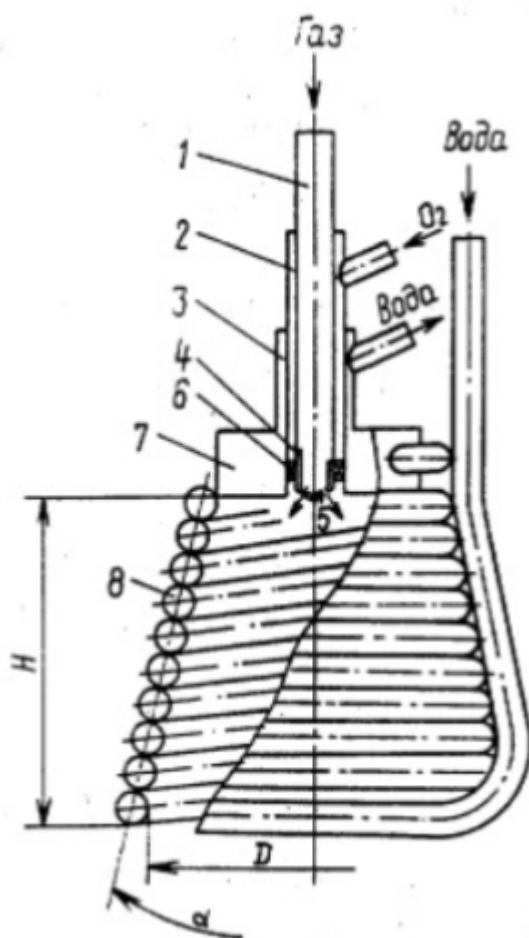
На современных печах горелки расположены в защитных водоохлаждаемых боксах, расположенных на внутренней стороне стеновых водоохлаждаемых панелей максимально близко к поверхности плавильной ванны. Эти оптимальные условия теплопередачи обеспечиваются последовательным прохождением горячих газов через весь слой загруженной шихты.

Топливом для горелок служат нефть, керосин и природный газ, а также иногда используется угольный порошок. 1 кг пропана заменяет 10-11 кВт·ч электроэнергии. Горелки используют при выключенном электрическом токе на протяжении части периода расплавления. В этом случае горелка компенсирует до 60 % теплоты, требующейся для расплавления шихты при включенном электрическом токе в течение всего периода расплавления. Расход электроэнергии сокращается на 30-35 %. Горелки работают в течение всего времени плавки при сокращенной на 50 % электроэнергии. Общий расход электроэнергии сокращается на 20 %, а максимально необходимая мощность в отдельные моменты плавки на 50 % [1].

На рисунке 1 изображена схема горелки. Горелка содержит соосно расположенные трубы 1,2,3, образующие каналы для подвода горючего газа, кислорода и отвода охлаждающей воды соответственно. Труба 1 завершается сопловым насадкой 4 с отверстиями 5 для выхода газа и плосколопаточным завихрителем 6 потока кислорода. Труба 3 завершается кольцевым коллектором 7 с присоединенным к нему камерой 8 сгорания в форме усеченного в форме усеченного конуса, который расширяется по ходу газов и выполнен в виде навитого «виток к витку» трубчатого змеевика. Выходное сечение горелки рассчитывают по условию, где средняя скорость продуктов горения на выходе из горелки равно 30 м/с.

Горелка работает следующим образом. Горючий газ подают по центральной трубе 1 под давлением, превышающим критическое. Поток кислорода, поступающий через зазор между трубами 1 и 2, закручивается лопаточным завихрителем 6 и на некотором расстоянии от распределительной

головки смешивается с горючим газом. Подготовленная смесь сгорает, причем благодаря выбору длины камеры 8, равной ее выходному диаметру, максимальная температура факела развивается в выходном сечении горелки [2].



1,2,3 – трубы; 4 – сопловая насадка; 5 – отверстие для выхода газа; 6 – плосколопаточный завихритель; 7 – кольцевой коллектор; 8 – камера сгорания
Рисунок 1 – Компоновка газокислородной горелки

Недостатком ДСП является необходимость обеспечения высокого качества шихтовых материалов, из которых 75-100 % должен составлять стальной лом. Он должен иметь как можно меньше примесей цветных металлов, фосфора, ржавчины. Каждая загрузка значительно удлиняет плавку поэтому лом должен быть тяжеловесным для загрузки его в один приём.

Другой недостаток – это непроизводительное использование мощностей печи в периоды низкого потребления энергии. Использование газокислородных горелок для предварительного нагрева и плавления шихты рекомендуется для снижения расхода энергии.

К срыву пламени и угасанию горелки может повести создание больших скоростей истечения. Величина запального пламени должна не допускать сильного прогрева смеси и повышения скорости распространения пламени. Должно быть соблюдено равенство скорости истечения смеси и скорости

распространения пламени. Увеличенный предел воспламенения газокислородной смеси уменьшает необходимость подогрева смеси.

Современная технология предусмотрена:

1. Продувкой ванны дуговой печи кислородом или инертным газом через 3-6 фурм, размещенных в подине;
2. 3-5 кислородными фурмами, установленными в стенах печи;
3. Использованием 3-4 газокислородных горелок.

Наибольшее количество углеродсодержащих материалов загружается вместе с шихтой, а после наплавления ванны в нее вдувают тонкоизмельченный уголь. При этой технологии обеспечивается экономия электроэнергии 4-5,5кВт·ч/т на кг израсходованного топлива.

Учитывая большое пылеобразование при продувке ванны кислородом, применение вместо продувки и продувочных фурм газокислородных горелок, следует в экологическом отношении рассматривать как более целесообразным и считать за альтернативу продувке [3].

В моей работе будет полностью изучена и подобрана газокислородная горелка. Будут просчитаны все подходящие виды топлив для горелки, пересчитаны их стоимость и выбор оптимального топлива.

При проведении расчетов будут приняты следующие допущения:

- степень полезного использования расплавом тепла, выделяющегося в электрических дугах, составляет 75 %;
- в стоимость тепловой энергии, полученной ванной от дуг, включена стоимость израсходованных электродов;
- усвоение тепла от окисления кислородом железа и других элементов шихты - 100%;
- усвоение тепла от сжигания природного газа – 50 %;
- степень дожигания СО до СО₂ в объеме печи – 50 %, усвоение тепла от дожигания СО – 30 %. Температуру заливаемого в печь чугуна принимаем равной 1300 °С.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что в условиях отечественных предприятий наименьшая стоимость 1 кВт·ч тепловой энергии, переданной металлу и шлаку, обеспечивается при сжигании природного газа в печных газокислородных горелках: она намного ниже стоимости энергии, передаваемой металлу и шлаку электрическими дугами.

Литература:

1. Файловый архив студентов «StudFiles» [Электронный ресурс] // Энергетика: сайт. – URL: <https://studfiles.net/preview/1191872/>
2. Чернетченко, Г.Б. Вестник Инновационного Евразийского университета [Текст] / Г.Б. Чернетченко, А.П. Плевако. – П.: «Новый мир», 2011. – 10 с.
3. Сапко, А.И. Исполнительные механизмы регуляторов мощности дуговых электропечей [Текст] / А.И. Сапко. – М.: «Энергия», 1980. – 46 с.

ПРИМЕНЕНИЕ ИМПУЛЬСНЫХ ГОРЕЛОК ПРИ ОТОПЛЕНИИ КАМЕРНОЙ НАГРЕВАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ

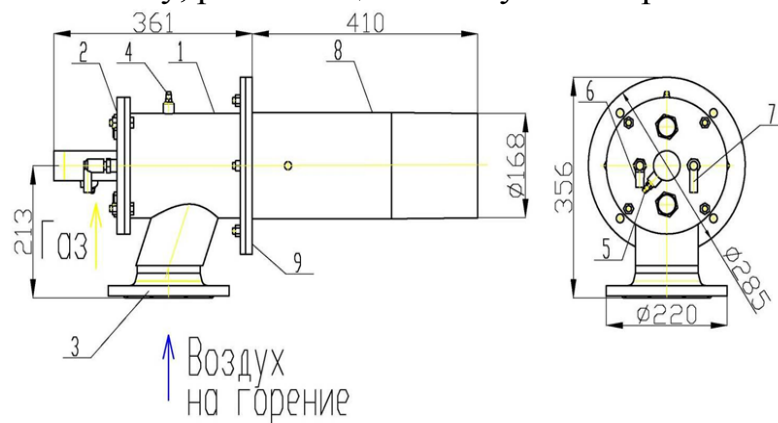
Зайцев В.А., Сапронова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

Печь с выкатным подом – это печь, в которой загрузка и выгрузка металла осуществляется цеховым краном на поде, который раскатывается относительно стен и свода печи. Такая печь применяется в тех случаях, когда масса клетки велика и имеет сложную "архитектуру", например, клетка расположена в несколько слоев [1].

Назначение камерной печи с раскатным подом – нагрев слитков и заготовок. Рабочее пространство печи представляет собой прямоугольную камеру, облицованную шамотным кирпичом. Топливом служит природный газ, который сжигается в горелках ГЦН-20, расположенных на боковых стенках (20 штук). Максимальная рабочая температура в печи составляет 1280 °С. Дымовые газы, удаляются через каналы, расположенные в боковых стенках печи, а затем через сборный бороз попадают в дымоход.

Предлагается заменить нагрев камерной нагревательной печи с выкатным подом от щелевых горелок ГЦН-20 до высокоскоростных горелок ZIC 165 Elster Kromschroder Germany, работающих в импульсном режиме (Рис. 1).



- 1 – корпус горелки; 2 – торцевая крышка; 3 – труба подачи воздуха;
4 – воздушный патрубок; 5 – труба подачи газа; 6 – электрод зажигания;
7 – управляющий электрод; 8 – керамическая труба горелки;
9 – монтажный фланец

Рисунок 1 – Конструкция горелки ZIC 165

Суть импульсного режима нагрева заключается в том, что тепловая мощность печи или любой из ее зон регулируется не изменением расхода топлива, а временем включения и выключения горелок, при этом включенные горелки работают при постоянном номинальном расходе топлива [2].

Кроме того, импульсная система отопления в сочетании с современной автоматикой позволяет упростить распределение газа и воздуха, исключив зонные коллекторы и зональные регулирующие клапаны.

Горелка состоит из следующих основных компонентов:

Корпус 1 предназначен для установки горелки в топку с помощью фланца 9, для установки горелочной части и горелочной трубы 8. на корпусе расположен патрубок для подачи воздуха в горелку 3, имеется также встроенный штуцер 4, предназначенный для подбора (измерения) давления воздуха на горелку.

На крышке 2, закрывающей корпус с торца, установлена труба 5 для подачи газа в горенье, электрод зажигания 6 и управляющий электрод 7.

Воздух горенья может быть нагрет во внешнем теплообменнике до температуры 350 °С, поступает в воздушную полость корпуса, а затем в смесительную камеру.

Природный газ подается через газовую головку и поступает в смеситель через центральный газосборник. Зажигание происходит за счет зажигающего электрода 6, наличие пламени контролируется электродом 7. За счет наличия конфузора образуется высокоскоростной факел продуктов сгорания (до 150м/с). Горелка обеспечивает широкий диапазон, как коэффициента избытка воздуха, так и тепловыделения [3].

На входе в газовую головку имеется измерительное отверстие, предназначенное для регулирования расхода газа.

Использование высокоскоростных горелок позволяет значительно снизить удельный расход топлива и снизить эксплуатационные расходы. Удельный расход топлива снижен с 41,1 до 37,3 кг усл. т./т металла, время нагрева слитков сокращено с 7,03 до 6,8 часов.

Каждая горелка оснащена индивидуальным пультом управления, автоматической системой зажигания и системой управления пламенем, что обеспечивает ее безопасную эксплуатацию. Обрезка каждой горелки на тележке газа обеспечивается двумя электромагнитными клапанами, которые обеспечивают герметичное перекрытие подачи газа к горелке (класс герметичности-А) в случае возникновения аварийной ситуации, в том числе и при гашении пламени горелки.

Значительная экономия топлива обычно достигается при замене импульсных систем или их сравнении с пропорциональными системами. Одна из главных причин заключается в поддержании точного соотношения воздух-газ на протяжении всего процесса горения. Соотношение воздух-газ может быть установлено очень близко к "идеальному" горению (соотношение 10:1) на пике температуры, как в непрерывных печах, так и в печах периодического действия. В зонах предварительного нагрева в туннельных печах или непрерывных печах может использоваться избыточный воздух. В периодической печи избыток воздуха может быть использован на ранних стадиях горения для сжигания "органического вещества" и увеличения циркуляции воздуха. На пике рабочей температуры можно использовать коэффициент более экономичного "идеального сгорания".

Это требует дополнительных регулирующих клапанов и программного управления, но вполне осуществимо для импульсного горения. Благодаря этим

преимуществам экономия топлива достигает 20-25 %. По сравнению с менее эффективными системами экономия может быть значительно выше. Снижение загрязнения воздуха является еще одним результатом более точного контроля, предлагаемого импульсными системами. Уровни NO_x могут поддерживаться значительно ниже допустимых значений, и этот важный вопрос в настоящее время тесно связан с борьбой с загрязнением воздуха. Фактические уровни, которые могут быть достигнуты, зависят от ряда факторов, таких как пиковая температура горения, но возможны значительные улучшения по сравнению с традиционными системами [4].

Безопасность эксплуатации может быть легко достигнута в системе сжигания топлива. Компьютерное, электронное управление и индивидуальное управление пламенем на каждой горелке позволяют обеспечить высокую безопасность эксплуатации. Потеря одного предупредительного сигнала пламени по какой-либо причине не влияет на работу других горелок в системе. Когда требуется тепло, импульсная система управления просто игнорирует любую горелку в цикле без сигнала управления пламенем, и другие горелки компенсируют недостаток до тех пор, пока причина дефектного сигнала не будет устранена.

Компьютерное управление также обеспечивает автоматизированный надежный и легкий запуск работы печи. Расходы на страхование могут быть значительно снижены. Поскольку пламя в горелке Kromsrodера очень стабильно, электроды управления пламенем можно использовать с высокой степенью надежности. Нет необходимости использовать более дорогие УФ-детекторы, которые часто используются с менее стабильным пламенем.

Таким образом, в ходе работы была рассмотрена замена горелок в камерной печи с выкатным подом, с ГЦН-20 на горелки ZIC 165 Elster Kromsrodера, ZIC 165 работает в импульсном режиме и является высокоскоростной, благодаря этому она является экономически выгодной в плане экономии топлива, времени, безопасности эксплуатации и автоматизации.

Литература:

1. Кривандин, В.А. Теплотехника металлургического производства: Теоретические основы / В.А. Кривандин, В.А. Арутюнов, В.В. Белоусов. – МИСИС, 2002. – 608 с.
2. Курбатов, Ю.Л. Металлургические печи: учебное пособие / Ю.Л. Курбатов, А.Б. Бирюков, Ю.Е. Рубан. – Донецк: ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2016. – 433 с.
3. Бирюков, А.Б. Энергоэффективность и качество тепловой обработки материалов в печах: Монография. – Донецк: Ноулидж (донецкое отделение), 2012. – 247 с.
4. Парахин, Н.Ф. Топливо и теория горения: Учебное пособие / Н.Ф. Парахин, В.И. Шелудченко, В.В. Кравцов. – Севастополь: «Вебер», 2003. – 170с.

РАЗРАБОТКА РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕГО РЕЖИМА РАБОТЫ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

Черных В.В., Сапронова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

Объектом исследования является трехзонная методическая печь. Методическая печь предназначена для нагрева стальных заготовок под прокатку. В методической печи заготовки проталкивают навстречу движению продуктов сгорания топлива; при таком противоточном движении достигается высокая степень использования теплоты, подаваемой в печь.

Заготовки проходят последовательно 3 теплотехнические зоны: методическую (зону подогрева металла до температуры пластичности), сварочную (зону нагрева) и томильную (зону выравнивания температур в заготовке по сечению).

Методическую печь классифицируют по числу зон отопления в сварочной зоне, по конструктивным особенностям (с нижним обогревом, с наклонным подом и др.). Методическую печь отапливают газообразным или жидким топливом.

Перспективны методические печи с подвижными балками (так называемая печь с шагающим подом). В таких печах между заготовками имеется зазор, и они обогреваются с трёх или четырёх сторон, благодаря чему нагрев протекает быстрее и равномернее, уменьшается окисление и обезуглероживание металла. Методические печи с подвижными балками — высокомеханизированный агрегат; при ремонтах и остановках печь легко может быть освобождена от заготовок.

Существуют также печи с комбинированным отоплением. Газообразное топливо чаще всего используют за легкость и удобство транспортировки; более качественное смешивание газа с воздухом, что позволяет осуществлять сжигание при минимальном избытке воздуха; простота устройств для сжигания топлива и обслуживания; легкость регулирования, пуска и остановки; отсутствие золы и др.

Кроме того, газообразное топливо имеет следующие важные преимущества: возможность смешивания газов с различной теплотой сгорания; возможность подогрева газа до высокой температуры; возможность предварительного смешивания газа с воздухом и подачи предварительно подготовленной смеси; простота автоматического регулирования процесса горения.

При сжигании газообразного топлива применяются горелки, главное назначение которых заключается в подаче определенного количества газа и воздуха, организации смешения газа с воздухом и подготовки смеси к горению. Используются горелки, которые отличаются по следующим признакам: место смешивания газа и воздуха (предварительного смешивания, с внешним смешением газа и воздуха, с частичным предварительным смешиванием);

давление газа перед горелкой (высокого и низкого давления); горелки однопроводные и двухпроводные; длина факела (длиннопламенные и короткопламенные). Наиболее распространенным типом горелок с внешним смешением газа и воздуха являются горелки типа «труба в трубе». В категории смесительных относятся также инжекционные горелки, в которых инжектируемой средой чаще всего является газ высокого давления, а воздух инжектирует из окружающей среды. Это однопроводные инжекционные горелки. Большое распространение получили двухпроводные инжекционные горелки, в которых инжектирует подогретый в рекуператоре воздух [1].

Печь оснащена трубчатым металлическим рекуператором для подогрева воздуха. Рекуперативные аппараты – теплообменник поверхностного типа для использования теплоты отходящих газов, в котором теплообмен между теплоносителями осуществляется непрерывно через разделяющую их стенку.

При неизменных условиях параметры теплоносителей на входе и в любом из сечений каналов, остаются неизменными, независимыми от времени, поэтому процесс теплопередачи имеет стационарный характер. Рекуперативные теплообменники называют также стационарными. Они бывают керамические, а также металлические.

Керамические рекуператоры применяют при высоких температурах отходящих газов, когда воздух необходимо нагревать до 800-1000 °С. Утечка воздуха в них достигает 30-40 %, в связи с чем в них нельзя подогревать горючий газ.

Работа керамического рекуператора в значительной степени зависит от того, из какого материала выполнены его элементы. Работая при высоких температурах, материал рекуператора должен обладать достаточной огнеупорностью и высокой температурой начала деформации под нагрузкой. Материал рекуператора должен характеризоваться также свойствами, которые способствуют улучшению теплоотдачи от дымовых газов к воздуху и увеличивают коэффициент теплопередачи рекуператора.

К недостаткам керамических рекуператоров можно отнести их малую плотность, большую теплоемкость, низкую теплопередачу от дымовых газов к воздуху и расстройство соединений элементов от вибрации и перекосов.

Область применения керамических рекуператоров – высокотемпературные печи: стекловаренные, нагревательные печи и др.

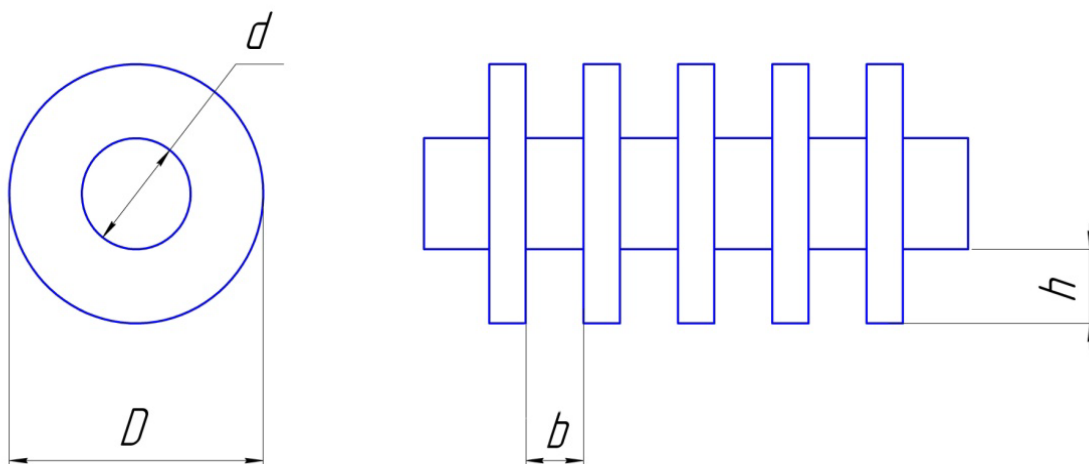
Металлические рекуператоры бывают как стальные, так и чугунные. С целью повышения их жаростойкости применяют специальные сплавы: хромоникелиевую сталь, содержащая кремний; чугун, содержащий хром и др. Металлические рекуператоры отличаются эффективной теплопередачей, малой теплоемкостью и большой газоплотностью, различаются по схеме относительного движения теплоносителей – противоточные, прямоточные и др.; по назначению – подогреватели воздуха, газа, жидкостей, испарители, конденсаторы и др.

Ребристые теплообменники применяют для увеличения теплообменной поверхности ребрение с той стороны, которая характеризуется наибольшими

термическими сопротивлениями. Ребристые теплообменники используют, например, при нагревании паром воздуха или же газов.

Важным условием эффективного использования ребер является их плотное соприкосновение с основной трубой (отсутствие воздушной прослойки), а также рациональное размещение ребер. Ребристые теплообменники широко применяют в сушильных установках, отопительных системах и как экономайзеры.

Для увеличения поверхности нагрева предлагается ребристый рекуператор (рис. 1).



d – диаметр трубы; D – диаметр ребер; b – шаг ребер; h – высота ребра
Рисунок 1 – Труба с круглыми ребрами для ребристого рекуператора

Число ребер на 1 м длины трубы, шт.:

$$n = 1000/b \quad (1)$$

Поверхность ребер, $\text{м}^2/\text{м}$:

$$F_p = \frac{2\pi n}{4} (D^2 - d^2) \quad (2)$$

Поверхность 1 м длины трубы, свободная от ребер, $\text{м}^2/\text{м}$:

$$F_n = \pi d - \pi d \delta n \quad (3)$$

Площадь гладкой поверхности стенки, $\text{м}^2/\text{м}$:

$$F_c = \pi d_b \quad (4)$$

Коэффициент оребрения:

$$K_{o.p.} = \frac{F_{p.c.}}{F_c} \quad (5)$$

Коэффициент теплопередачи, $\text{Вт}/\text{м}^2 \text{ К}$:

$$K_{n.c.} = \frac{1}{\frac{1}{\alpha} + \frac{1}{\beta} + \frac{1}{\gamma}} \quad (6)$$

Общая площадь ребристой поверхности, м²:

$$F_{p.c.}^{общ} = F_{p.c.} \cdot l_{cp} \cdot z \quad (7)$$

Количество теплоты подогретого воздуха, кДж/м³:

$$Q_{\Phi}^B = V_{д} \cdot c_{в} \cdot t_{в} \quad (8)$$

Коэффициент использования тепла топлива:

$$\eta_{квт} = \frac{Q_{H}^P + Q_{\Phi}^B - Q_{ух}}{Q_{H}^P} \quad (9)$$

Общая тепловая мощность, МВт:

$$M_{общ} = \frac{Q_{усв}}{\eta_{квт}} \quad (10)$$

Общий расход топлива, м³/с:

$$B = \frac{M_{общ}}{Q_{H}^P} \quad (11)$$

Удельный расход тепла топлива, МДж/кг:

$$b = \frac{M_{общ}}{P} \quad (12)$$

Условный расход условного топлива, кг. у. т./т:

$$b_{усл} = \frac{b \cdot 10^3}{(Q_{H}^P)_{усл}} \quad (13)$$

Применение ребристого рекуператора приводит к уменьшению удельного расхода условного топлива с 38,61 до 36,29 килограммов условного топлива на 1 тонну металла.

Литература:

1. Курбатов, Ю.Л. *Металлургические печи: учебное пособие* / Ю.Л. Курбатов, А.Б. Бирюков, Ю.Е. Рубан. – Донецк: ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2016. – 433 с.

ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ДЕГАЗАЦИИ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ ОТ ВОДОРОДА ПРОДУВКОЙ АРГОНОМ

Науменко Д.А., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

Проблема энергоресурсосбережения в ДНР – одна из самых актуальных. Применительно к дегазации расплава алюминия от водорода решение этой проблемы приобретает форму разработки энергоресурсосберегающих режимов при повышении производительности рафинированных агрегатов.

Помимо традиционных способов рафинирования алюминия, заслуживает внимание, разработанный сравнительно недавно, способ дегазации алюминиевых сплавов вакуумно-плазменной обработкой их расплавов [1]. В физико-технологическом институте металлов и сплавов АН Украины под руководством академика В.Л. Найдека представлена новая технология дегазации алюминия от водорода путем обработки плазменной аргонной струей. В лабораторных условиях [1] плазматрон вместе с вакуум-камерой авторы погружали в расплав алюминия.

С помощью плазматрона нагревается аргон перед его вдуванием в расплав в струйном режиме. Повышение производительности агрегата достигается интенсификацией процессов тепломассопереноса за счет увеличения интенсивности продувки. Необходимо отметить, что применительно к жидкой стали технология ее внепечной дегазации от водорода продувкой аргоном существует давно и постоянно совершенствуется [2-4].

Известно, что режим продувки жидкого металла аргоном может быть струйным, переходным и пузырьковым [2]. При этом пузырьковый режим соответствует пузырьковой форме существования аргона в расплаве, в котором пузыри аргона, всплывая в жидкой ванне, не сливаются друг с другом.

Переходный режим соответствует их частичному слиянию при умеренных интенсивностях продувки.

Струйный режим продувки реализуется при высоких интенсивностях продувки, в котором аргон внедряется в металл в виде струи.

Пузырьковый режим продувки обеспечивает более высокую площадь поверхности контакта «аргон-металл», интенсифицирует тепломассоперенос атомов водорода в пузыри этого инертного газа и экономит аргон [3].

Рассматриваемый режим продувки реализуется через пористые элементы днища ковша и обеспечит энергоресурсосберегающий режим дегазации расплава алюминия от водорода. При этом существует при выбранном размере пор оптимальная интенсивность продувки, реализация которой является дополнительным фактором энергоресурсосбережения [4].

Вывод

Рассмотрена технология дегазации расплава алюминия от водорода продувкой аргоном.

Решение проблемы энергоресурсосбережения при реализации этой технологии состоит в пузырьковом режиме продувки с оптимальной интенсивностью.

Литература

1. Найдек В.Л., Наривский А.В., Ганжа Н.С. Дегазация алюминиевых сплавов вакуумно-плазменной обработкой их расплавов// Процессы литья. – 2008. -№3. – с.35-38.
2. Баканов К.П., Бармотин И.П., Власов Н.Н. Рафинирование стали инертным газом. – М.: Металлургия. -1975. – 229 с.
3. Борнацкий И.И., Мачикин В.И., Живченко В.С. Внепечное рафинирование чугуна и стали. – Киев: Техника. – 1979.-167 с.
4. Захаров Н.И. Интенсификация процессов тепломассопереноса при рафинировании жидкой стали от газов. – Донецк: Цифровая типография. – 2016. – 204 с.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕПЛООБМЕНА В СИСТЕМЕ «ТРУБА В ТРУБЕ» И ОБСУЖДЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПОЛУЧЕНИЯ АРГОНА

Тупилко И.В., Сапронова Е.В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет

Экономное расходование аргона в металлургических технологиях – это разновидность энергоресурсосбережения, которое сводится к экономии ресурсов теплоэнергетической воздуходелительной установки по получению этого инертного газа. Его получают параллельно с кислородом и азотом из атмосферного воздуха путем его глубокого охлаждения и перевода в жидкое состояние.

Различие температур кипения аргона (~ - 186°C), кислорода (~ - 183°C) и азота (~ - 196°C) является основой разделения воздуха на эти составляющие газы [1].

Актуально развитие теоретических основ холодильного цикла, в котором осуществляют охлаждение свежей порции воздуха с помощью хладагента. В качестве его, как известно, можно использовать предварительно охлажденный воздух [2].

Расчетным путем на основе уравнения теплового баланса получено следующее выражение для безразмерного перепада температур между свежей порцией воздуха и хладагентом в системе «труба в трубе»:

$$\theta(\tau) = e^{-\left(\frac{2}{R_1}\right) \int_0^\tau \frac{d\tau}{\rho_{cp}^{(1)} \cdot C_{cp}^{(1)} \cdot R_0^*}} \quad (1)$$

$$\theta(\tau) = \frac{t_1(\tau) - t_2}{t_1(0) - t_2} \quad (2)$$

$$R_0^* = \frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta}{\lambda_{ТВ}} + \frac{1}{\alpha_2}. \quad (3)$$

Здесь: τ - время теплового процесса; R_1 – радиус внутренней трубы со свежей порцией воздуха; $t_1(\tau)$ – ее температура; t_2 – постоянная во времени температура хладагента; R_0^* - тепловое сопротивление системы; α_1, α_2 – коэффициенты теплоотдачи рассматриваемых сред по отношению к разделяющей цилиндрической стенке; $\delta, \lambda_{ТВ}$ - ее толщина и коэффициент теплопроводности; V_1, V_2 – скорости рассматриваемых сред.

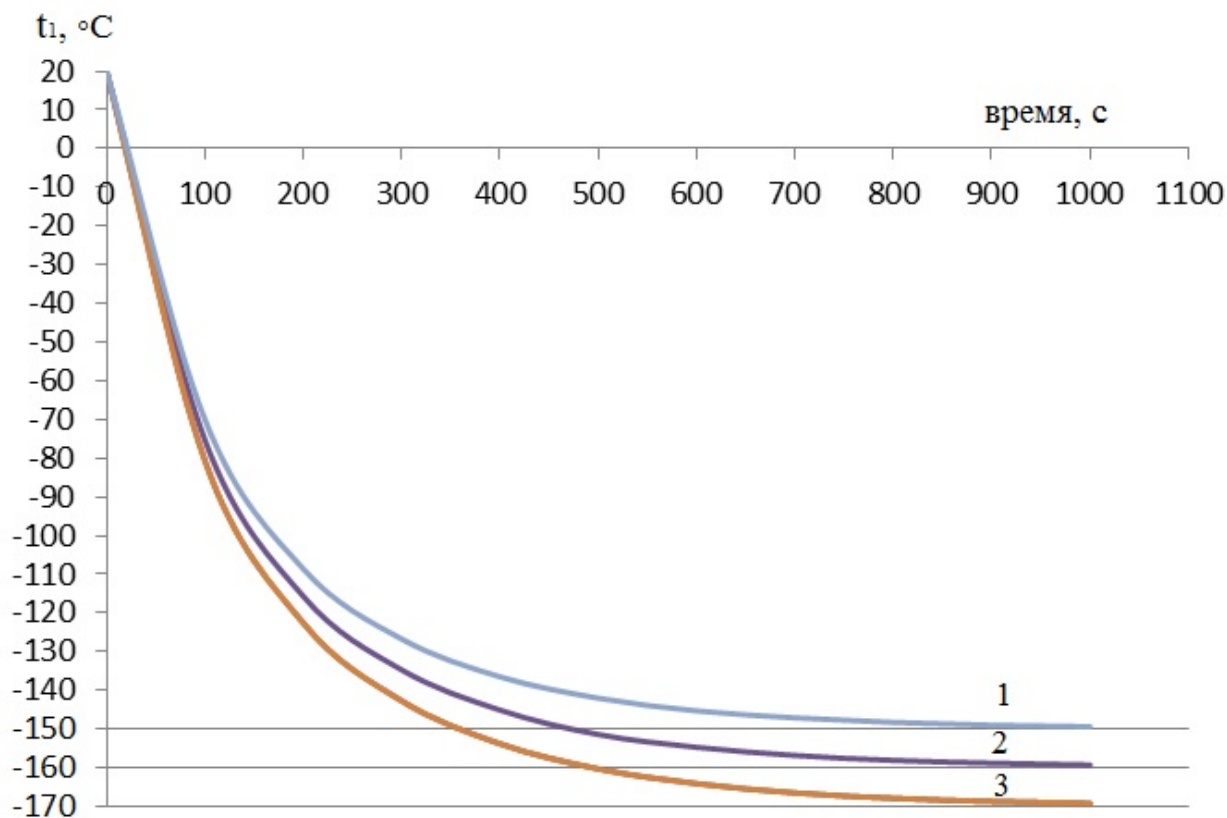
Из формулы (2) находим:

$$t_1(\tau) = t_2 + \theta \cdot \{t_1(0) - t_2\}. \quad (4)$$

На основе формул (1) и (2) разработана компьютерная вычислительная программа.

Процесс охлаждения свежей порции воздуха исследовали в период времени $[0, 100]$ с с шагом 100 с.

Эти зависимости и значения параметров использованы для разработки режима интенсификации теплообмена в рассматриваемой системе, которые представлены на рисунках 1 и 2.



1: $t_2 = -150^\circ\text{C}$; 2: $t_2 = -160^\circ\text{C}$; 3: $t_2 = -170^\circ\text{C}$;

Рисунок 1 – График зависимости температуры свежей порции воздуха от температуры хладагента и времени

При этом значения других параметров закладывались следующие:

Число Рейнольдса $R_e = 67400 < R_{\text{кр}} = 100\,000$; $t_1(0) = +20^\circ\text{C}$;
 $\Delta\tau = 100$ с; $\tau_k = 1000$ с; $R_1 = 0,5$ м; $\delta = 0,01$ м; $V_1 = 1,0$ м/с; $V_2 = 2,0$ м/с.

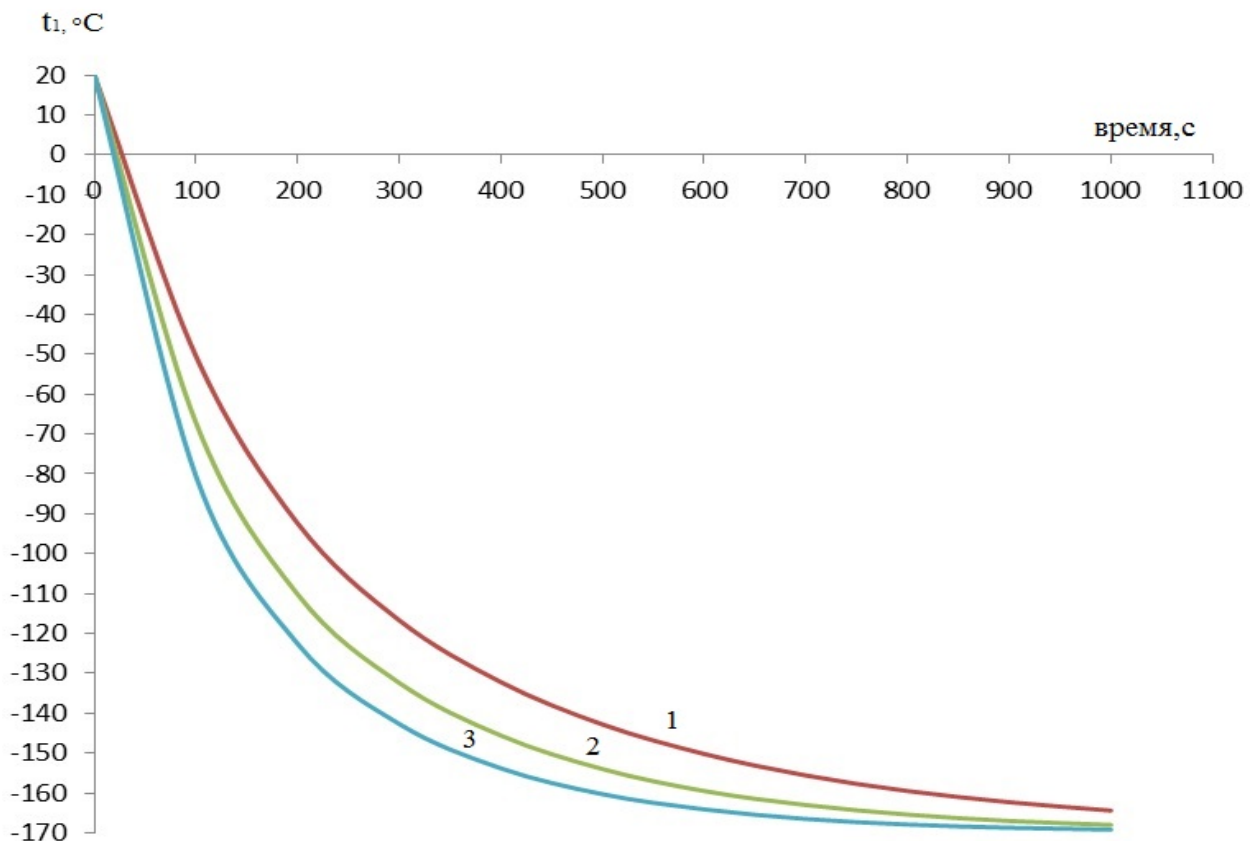
Здесь: R_e и $R_{\text{кр}}$ – текущее и критическое значение критерия Рейнольдса.

При численном исследовании теплообмена в зависимости от скорости движения хладагента в программу вводим значения:

$t_2 = -170^\circ\text{C}$; $t_1 = +20^\circ\text{C}$; $\Delta\tau = 100$ с; $\tau_k = 1000$ с;
 $R_1 = 0,5$ м; $\delta = 0,01$ м; $V_1 = 1,0$ м/с

Анализ графиков позволяет сделать следующие выводы:

- при снижении температуры t_2 хладагента возрастет разность $(t_1 - t_2)$, т.е. поток холода, который забирает теплосодержание свежей порции воздуха; отсюда и происходит интенсификация процесса его охлаждения;



1: $V_2 = 0,5$ м/с; 2: $V_2 = 1,0$ м/с; 3: $V_2 = 2,0$ м/с

Рисунок 2 – График зависимости температуры свежей порции воздуха от скорости движения хладагента в трубе и времени

- при увеличении скорости движения хладагента возрастает коэффициент α конвективного теплообмена, т.е. поток холода, который забирает теплосодержание свежей порции воздуха; отсюда и происходит интенсификация процесса его охлаждения.

- при снижении температуры t_2 хладагента возрастет разность $(t_1 - t_2)$, т.е. поток холода, который забирает теплосодержание свежей порции воздуха; отсюда и происходит интенсификация процесса его охлаждения;

Литература:

3. Глизманенко Д.Л. Аргон и его получение. – М: Наука. – 1987. – 344 с.
4. Мельниченко М.В., Тупилко И.В., Захаров Н.И. Исследование процесса охлаждения воздуха в теплообменнике в условиях холодильного цикла при получении аргона // Региональная науч.-техн. конф. «Наука глазами молодых». – ДонНТУ. – 2019. – С.308-311.

РАСПРЕДЕЛЁННАЯ ВЫРАБОТКА ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА БАЗЕ МАЛЫХ КОГЕНЕРАЦИОННЫХ УСТАНОВОК

Литвинов О.В., Колесниченко Н.В., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет

Для работоспособности водогрейных котельных требуется стабильная подача энергетических ресурсов. В условиях г. Донецка большинство котельных в качестве первичного топлива используют природный газ. Для обеспечения циркуляции теплоносителя по системе теплоснабжения используются насосные агрегаты с электрическим приводом. Также электрическая энергия требуется для работы вспомогательного оборудования и систем обеспечения безаварийной работы (системы автоматизации и контрольно-измерительные приборы).

Выработка электрической энергии в регионе обеспечивается в основном за счет выработки её на тепловой электрической станции с последующей доставкой по сетям электроснабжения к месту использования. Это вызывает возможность возникновения аварийных ситуаций, вызванных как природными так и техногенными причинами. Отсутствие электрической энергии на котельной на срок более 3 часов может привести к непредсказуемым последствиям. Особенно проблема становится актуальной при отрицательных значениях температуры окружающей среды.

Для повышения надёжности работы теплофикационного оборудования котельной предлагается рассмотреть возможность использования первичных источников энергии для производства электрической энергии непосредственно в условиях котельной [3]. В случае реализации процесса производства по месту потребления возникает ряд положительных факторов, обусловленных реализацией процесса распределённой выработки электрической энергии с использованием технологий на базе когенерационных установок [4, 5].

Анализ литературных данных показал, что имеются различные технические решения проблемы, основанные на использовании: газовых турбин, газопоршневых двигателей и паровых турбин [1, 2]. Наиболее надёжной из перечисленных технологий является использование паровой турбины. Однако в условиях водогрейных котельных пар отсутствует. Предлагается рассмотреть возможность использования потенциала перегретой теплофикационной воды для получения пара вторичного вскипания при расширении воды в испарителе (расширителе-сепараторе) с последующей подачей пара в парoisпользующее оборудование.

На рисунке 1 приведена замкнутая принципиальная схема преобразования энергии «перегретой» воды в пар с последующим производством электрической энергии. В схеме теплоноситель из котельных установок поступает в испарительную установку, в которой происходит вскипание «перегретой» воды при более низком давлении (ниже давления насыщения при данной температуре) с образованием насыщенного пара, который направляется

в пароиспользующее оборудование (паровая турбина, паропоршневой насос и др.). Оставшаяся вода возвращается обратно в котельный агрегат или в теплофикационный теплообменник для нагрева сетевой воды в теплообменнике №1. Пар, отработавший в турбине, поступает в теплообменник №2, который может выступать в качестве конденсатора (в летний период) или первой ступени сетевого подогревателя. Порядок использования теплообменников зависит от графика тепловых нагрузок.

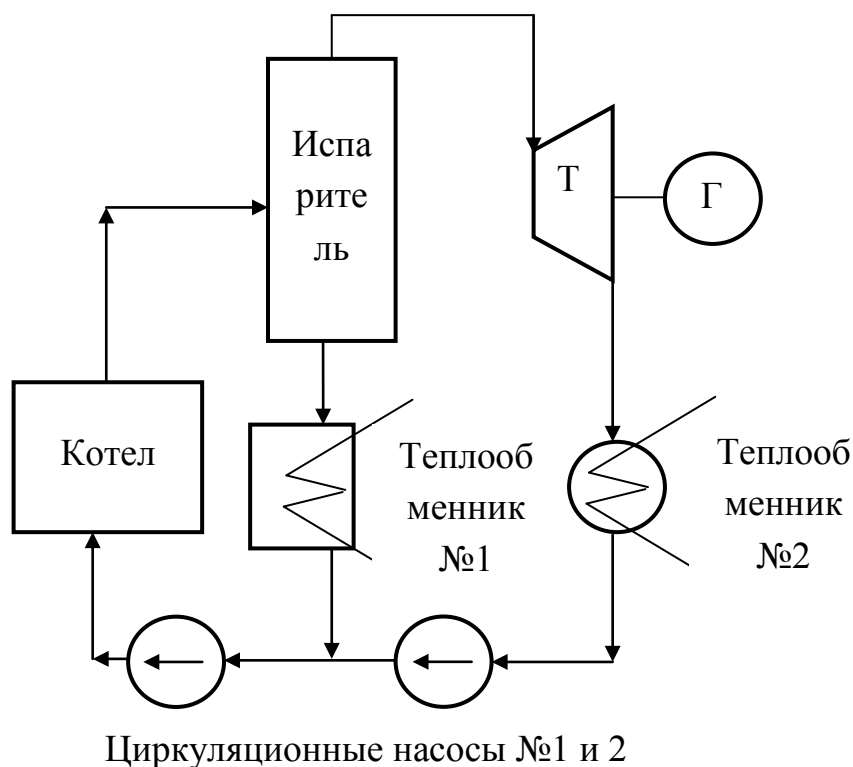


Рисунок 1 - Принципиальная схема преобразования энергии «перегретой» воды в пар с последующим производством электрической энергии

Эффективность использования приведенной схемы для производства электроэнергии обусловлена замещением аналогичного количества энергии на конденсационной станции.

Также эффективность схемы будет значительно зависеть от параметров пара. Проведены расчёты влияния параметров пара на показатели функционирования предложенной схемы (результаты приведены на рисунках 2 и 3). С увеличением давления на выходе из турбины её мощность падает, что и подтверждается аналитическими данными. При организации обратного процесса с созданием вакуума мощность турбины вырастет. Следует учесть, что изменения мощности находятся в пределах 5-7%. Использование вакуумных конденсаторов значительно усложнит тепловую схему и их применение не является целесообразным для рассматриваемых диапазонов мощностей (300 – 800 кВт). На основании этого рекомендуется использовать в качестве конденсаторов теплообменники-бойлеры с рабочим давлением по

паровому объёму 0,1 МПа (1 атмосфера).

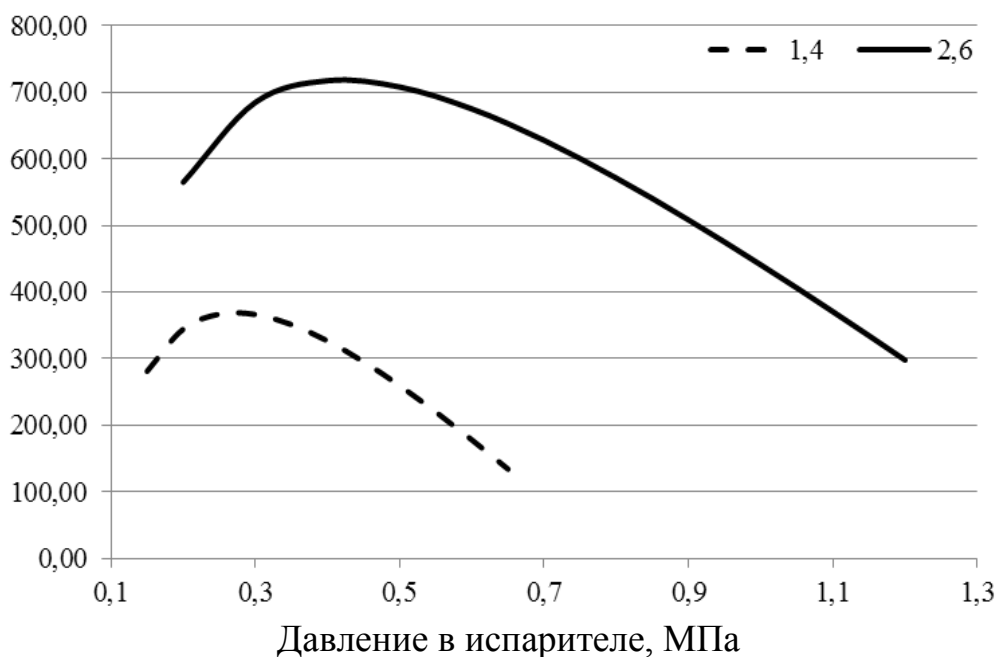


Рисунок 2 – Зависимость мощности паровой турбины от давления в испарителе при начальном давлении воды 1,4 и 2,6 МПа, кВт

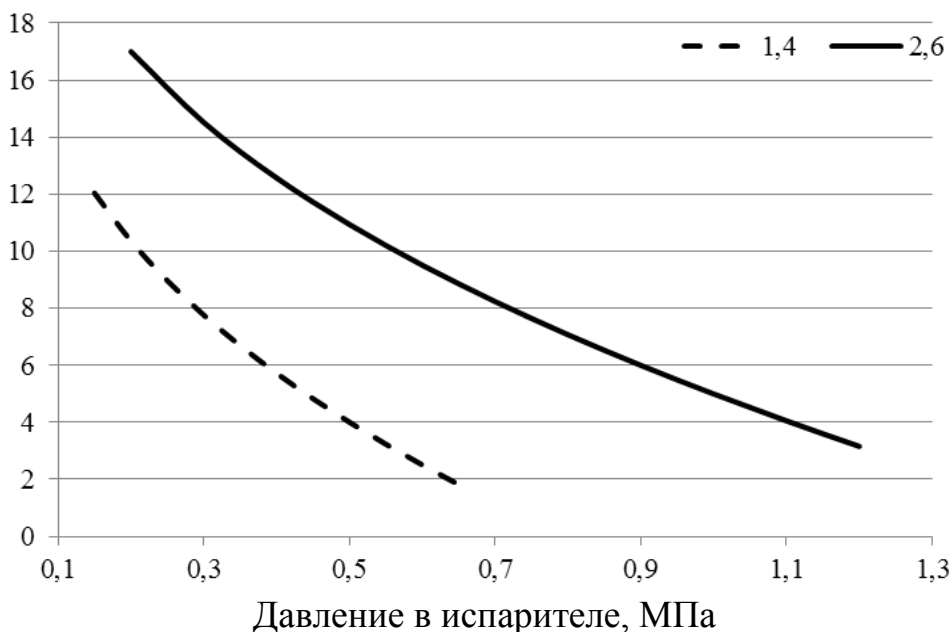


Рисунок 3 – Зависимость выхода пара от давления в испарителе при начальном давлении воды 1,4 и 2,6 МПа, т/ч

Из приведенных данных следует, что потенциальной мощности турбины с запасом достаточно для работы основного оборудования котельной в зимний период. При среднемесечном потреблении электрической энергии в диапазоне 200-250 кВт пиковые значения достигают 600-650 кВт. Однако для летнего

периода использование оборудования для производства собственной электроэнергии нецелесообразно и рекомендуется использование электроэнергии из централизованных систем.

Вывод: на основании проведенных расчетов подтверждена возможность использования пара вторичного вскипания, получаемого из испарения теплофикационной воды, подаваемой из водогрейных котлов. Количество получаемой электроэнергии находится в диапазоне от 300 до 750 кВт на каждые 100 т/ч теплофикационной воды. Проведенные расчеты подтвердили возможность реализации когенерационной схемы без значительных преобразований системы энергоснабжения. Для сокращения затрат на реконструкцию вместо паровой турбины можно использовать паропоршневые агрегаты (при снижении эффективности) для непосредственного привода насосного и дутьевого оборудования котельной.

Литература:

1. Антонюк Д.О. Теплоэлектроцентраль на базе отопительной котельной и газотурбинной установки / Д. О. Антонюк, А. А. Евдокимов, Д. Л. Безбородов // Донбас-2020: перспективи розвитку очима молодих вчених [Електронний ресурс] : матеріали VI науково-практичної конференції у рамках молодіжного наукового форуму "Молодіжне покоління в науці без кордонів", м. Донецьк, 24-26 квітня 2012 р. / Дон. обл . держ. адмін. та ін. ; редкол.: О.О. Фоменко та ін. - Донецьк : ДВНЗ "ДОННТУ", 2012. - С.238-240.

2. Безбородов Д.Л. Экологические и экономические аспекты установки паровой турбины на котельной / Д. Л. Безбородов, Д. С. Калашникова, Ю. В. Кривий // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів. - Донецьк : ДОННТУ, 2010. - Т.2. - С.218-219.

3. Богдан И.Н. Повышение надежности теплоснабжения за счет применения когенерационных технологий / И. Н. Богдан, Н. В. Колесниченко // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: V Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов, г. Донецк, 22 мая 2019 г. : сборник докладов / ГОУВПО "ДОННТУ", Физ.-металлург. фак., Фак. металлургии и теплоэнергетики ; [редкол.: С.М. Сафьянц и др.]. - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2019. - С.332-333.

4. Муравьев А.А. Обеспечение экологической безопасности работы котельных путем разработки энергосберегающих мероприятий / А. А. Муравьев, А. Ю. Мотрошилов, Д. Л. Безбородов // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів. - Донецьк, 2006. - Т.1. - С.24-25.

5. Сафьянц С.М. Преимущества и недостатки внедрения когенерационных технологий в Украине / С. М. Сафьянц, Н. В. Колесниченко, Г. Е. Константинов // Энергоэффективность крупного промышленного региона: третья Международная научно-практическая конференция, 3-5 июня 2008 г., г. Донецк: сборник научных трудов / подгот. материалов: В.Е. Алдошина, Ю.Е. Чикунова. - Донецк : ВИК, 2008. - С. 147–150.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ НАГРУЗОК ПРИ ФАКТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Квашенко А. А., Малыхин Е. Г., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время для условий г. Донецка расчет требуемых нагрузок на систему отопления ведётся с учётом требований ДСТУ-Н Б В.1.1-27:2010 Строительная климатология. Однако расчетные (нормируемые) показатели не всегда учитывают фактические условия эксплуатации систем теплоснабжения. В мире наблюдаются глобальные изменения, которые оказывают и локальное влияние в виде чрезмерно теплых или холодных отопительных периодов. Амплитуда колебаний температуры не предусматривается нормативными документами, что не позволяет точно спрогнозировать параметры работы оборудования и потребление топлива за год.

Для оценки амплитуды колебания средней температуры за отопительный период воспользуемся данными сервиса метеорологических данных, ведущего архивирование данных (<https://rp5.ru>). Выборка среднемесячных температур за отопительные периоды с 2005 по 2020 года для условий г. Донецка приведена в таблице 1. Период с 2014 по 2017 года смоделирован для условий метеостанции г. Ростов-на-Дону с соответствующей корректировкой температуры.

Таблица 1 – Данные о среднемесячных температурах

Отопительный период	Месяц отопительного периода							Среднее значение
	X	XI	XII	I	II	III	IV	
2005-2006	5,67	3,22	-0,69	-10,67	-7,83	1,57	5,86	-1,32
2006-2007	6,60	2,62	-0,09	1,31	-3,21	3,9	4,81	1,80
2007-2008	7,29	0,36	-2,21	-6,41	-1,9	5,53	6,63	0,46
2008-2009	6,27	3,81	-3,19	-5,06	-0,92	2,51	5,30	0,52
2009-2010	6,67	4,74	-2,57	-7,52	-2,9	1,17	6,25	-0,05
2010-2011	2,66	8,6	0,18	-6,5	-8,83	-0,68	5,79	-0,39
2011-2012	5,37	-0,85	0,89	-5,19	-10,15	-1,15	9,42	-1,32
2012-2013	7,67	4,4	-3,6	-1,5	-0,5	1,3	7,32	1,31
2013-2014	4,37	5	-2,3	-5,1	-2,2	4,9	5,65	0,94
2014-2015	4,57	0,6	-1,7	-3,5	-1,4	3,5	5,42	0,47
2015-2016	3,70	5	0,7	-5,2	2,2	4,5	7,25	2,11
2016-2017	4,00	2	-5,1	-3,7	-3,6	4,9	5,05	-0,09
2017-2018	4,90	2,6	2,8	-3,2	-2,7	-0,8	8,40	0,97
2018-2019	7,93	0	-1,9	-3	-1,1	4	6,53	0,94
2019-2020	7,07	3,6	1,6	-0,3	-0,4	6,9	4,52	2,93
Среднее	5,65	3,05	-1,15	-4,37	-3,03	2,80	6,28	0,62
Норма*	6	1,8	-2,9	-5,20	-4,40	0,70	7,00	-0,50

Примечание: * - в соответствии с ДСТУ-Н Б В.1.1 – 27:2010

В таблице 1 рассчитаны также средние значения температуры наружного воздуха по месяцам и за отопительный период. Визуальные данные представлены на рисунке 1.

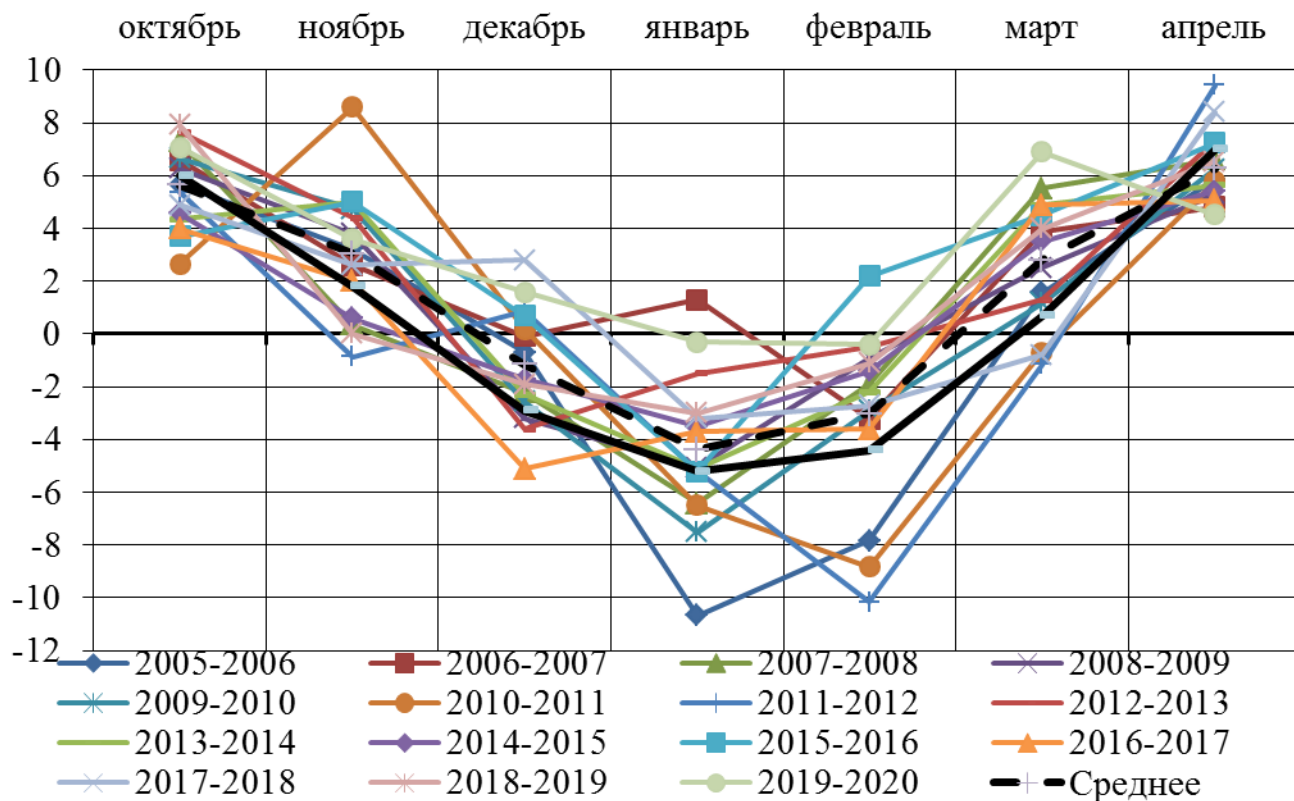


Рисунок 1 – Данные о среднемесячных температурах за отопительные периоды с 2005 по 2020 года

На рисунке 1 нормируемое значение представлено в виде чёрной линии. Визуальный анализ показывает, что среднее и нормируемое значение коррелируются достаточно хорошо, однако следует отметить большие колебания по отдельным месяцам, что приводит к значительному отклонению среднегодовых показателей.

На рисунке 2 представлены данные об среднеотопительных температурах. Из рисунка наглядно видно, что колебания довольно значительные: от минус 1,32 до плюс 2,93 градуса при существующем нормативе «-0,5°C».

При анализе среднемесячных данных и составлении условного отопительного периода значение средней температуры составляет 0,62°C, что не так значительно отличается от нормируемого значения. Следовательно, для прогнозирования на следующий отопительный период принимаем 0,62°C с отклонением в $0,5 \cdot (1,32 + 2,93) = 2,12$ градуса. Исходя из этого ожидаемый минимум будет «-1,5°C» до «2,74°C».

Использование данного метода не нарушает требований нормативных документов, так как исследуемый диапазон включает нормируемое значение. С другой стороны расширение диапазона прогнозирования температур

окружающей среды позволит минимизировать риски возникновения чрезвычайных ситуаций, вызванных заниженными лимитами потребления топлива в период холодных температур и выдержать оптимальный тепловой режим отопления зданий [1, 2]. В большинстве случаев котельные агрегаты не могут стабильно работать без реконструкции на нагрузках ниже 30-50% нагрузки. Наличие верхнего предела температур позволяет адекватно подготовить теплотехническое оборудование при работе на низких нагрузках.

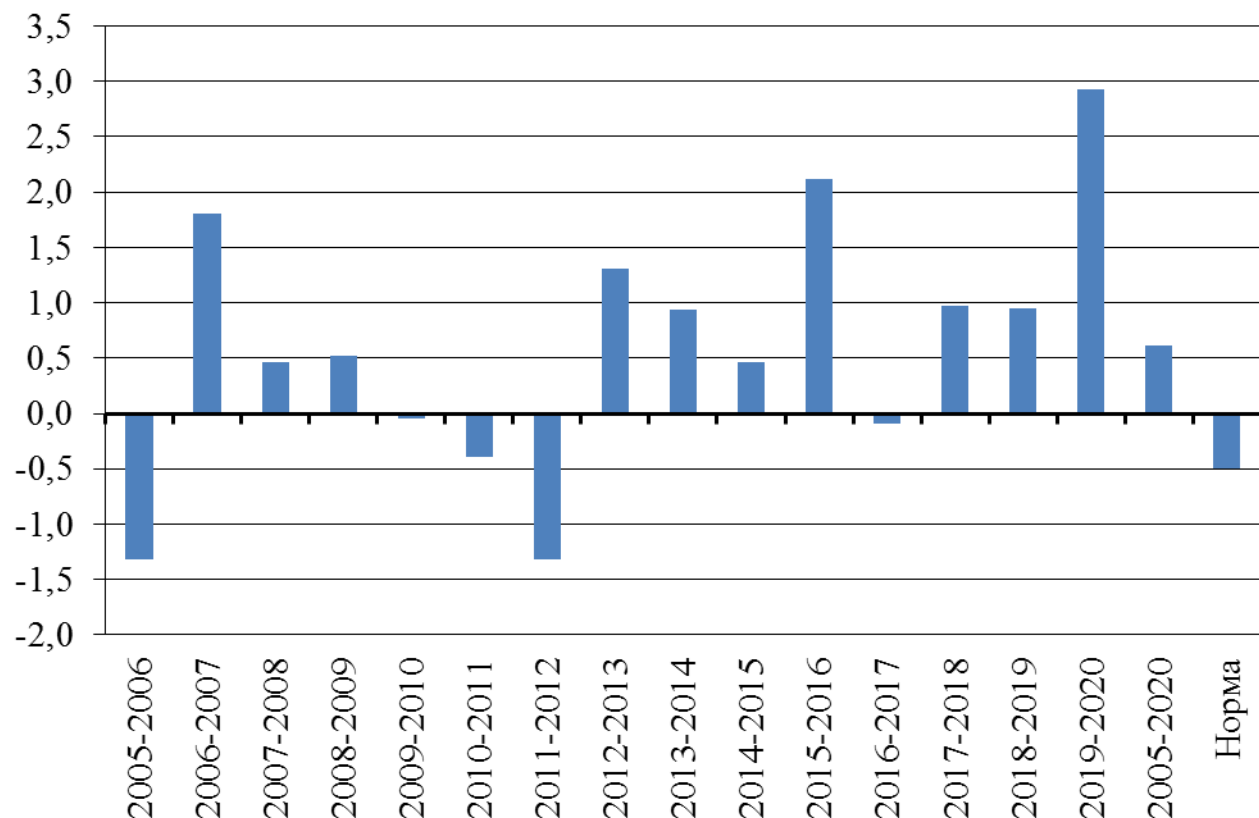


Рисунок 2 – Среднеотопительные температуры

Вывод: на основании приведенных данных можно предположить, что при прогнозировании показателей работы теплофикационных систем следует ориентироваться не на конкретное значение, а на диапазон возможных температур с учетом амплитуды, определённой за последние 5-10 отопительных периодов.

Литература:

1. Сафронов Е.В. Анализ основных принципов управления тепловым режимом зданий / Е. В. Сафронов, В. Р. Садлова, Д. Л. Безбородов // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов : сборник докладов IX международной научной конференции аспирантов и студентов, 15-16 апреля 2015г., г. Донецк / ГВУЗ "ДонНТУ", ДонНУ ; редкол.: К.Н. Маренич и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2015. - С. 81–84.

2. Сканави, Александр Николаевич Отопление: Учебник для студентов вузов, обучающихся по направлению «Строительство», специальности 290700/ Л.М. Махов. - М.: АСВ, 2002.- 576 с. : ил.

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Приходько С.С., Антонов И.С., Боев Ю.А.
Донецкий национальный технический университет

В современном мире существует ряд разнонаправленных практик касательно требуемых эффективных параметров теплоносителя для функционирования системы теплоснабжения [2, 3]. В большинстве случаев это обусловлено различным соотношением стоимости первичного топлива и условно-постоянных расходов, возникающих в процессе функционирования системы теплоснабжения. А в связи с постоянной корректировкой цен на энергоносители возникает временной интервал, в котором можно усомниться в правильности первичных параметров проектирования системы теплоснабжения. Так при увеличении цен на материалы проектом «закладывались» неметаллоёмкие технологии, а при «дешёвом» топливе вопрос экономичности отходил на второй план.

Также соотношение видов энергии, используемых в работе систем теплоснабжения, определяется соотношением их относительных стоимостей. Для современной котельной требуется наличие органического топлива и электрической энергии. Электрическая энергия требуется для работы вспомогательного оборудования, контрольно-измерительной аппаратуры и автоматики, а также для подачи теплоносителя потребителю. Причём доля затрат на привод сетевых насосов доходит до 50-70% от общего потребления электрической энергии котельной. На величину потребления электрической энергии напрямую влияют параметры теплоносителя, определяемые расходом и температурами.

Одним из современных направлений является использование низкотемпературных систем отопления (тепловые стеновые панели, «теплый пол» и т.д.). Для этого требуется подача теплоносителя с более низким потенциалом, чем при качественном способе регулирования с радиаторами. В связи с отсутствием технической возможности в зданиях типовой застройки реализовать данное мероприятие потребитель зачастую выбирает другой вид энергии – электрические системы. Это снижает количество тепловой энергии подаваемой из системы централизованного теплоснабжения и создаёт дополнительную нагрузку на систему электроснабжения. Оба эти фактора могут негативно сказаться на их работоспособности.

Предлагается проведение модернизации индивидуальных тепловых пунктов потребителей с целью организации централизованной подачи низкпотенциального теплоносителя с температурой 35-40°C. Для этого можно использовать рециркуляцию обратной воды. Принципиальная схема приведена на рисунке 1. Отличие схемы от традиционного элеваторного подключения заключается в установке дополнительного элеваторного узла (Эл №2) в дополнение к основному (Эл №1).

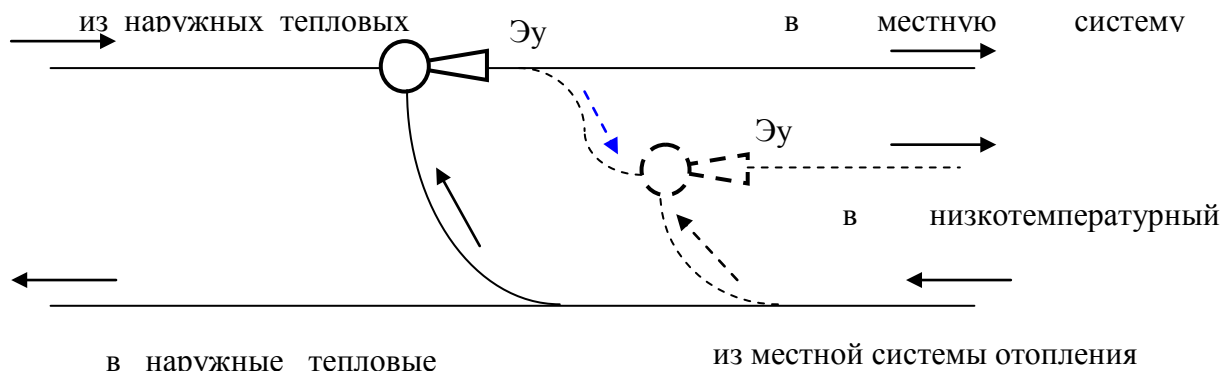


Рисунок 1 – Принципиальная схема индивидуального теплового пункта с подачей низкотемпературного теплоносителя

Приведенная схема позволит снизить потребление электрической энергии сетевыми насосами за счет сокращения величины потерь давления для преодоления сопротивления дополнительного гидравлического оборудования при реализации системы с поквартирными тепловыми узлами.

Для потребителя применение того или иного температурного графика влияет на экономию или перерасход средств. Однако обеспечение различных температурных графиков отличается экономической стороной, т.е. различными капитальными и эксплуатационными затратами [1].

Сравнительная характеристика показателей системы теплоснабжения представлена на рисунке 1.

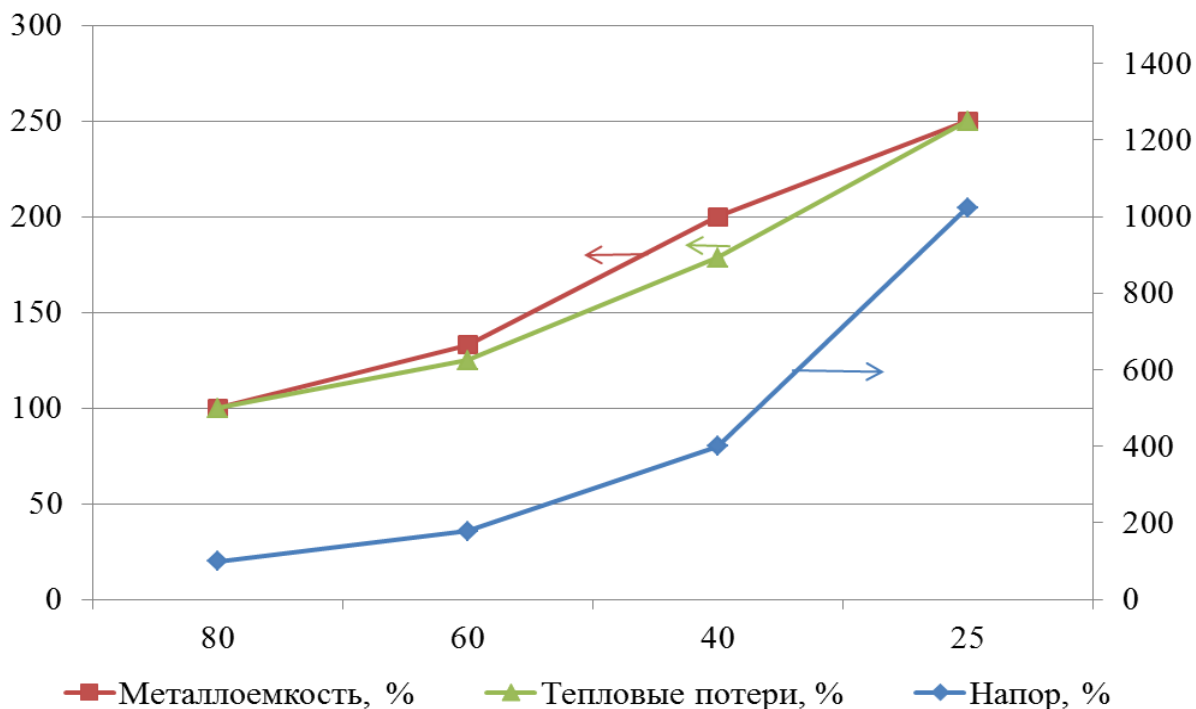


Рисунок 1 - Сравнительная характеристика относительных показателей системы теплоснабжения в зависимости от температурного перепада между подающей и обратной линиями

Анализ данных, представленных на рисунке 1 показывает, что при температурном перепаде между подающей и обратной линиями в 80 градусов (типично для температурного графика «150 – 70») является самым экономичным по всем приведенным параметрам. Однако это актуально в случае первичного проектирования. А для условий реальных котельных в большинстве случаев имеется существенный запас по пропускной способности системы теплоснабжения по теплоносителю. Это обусловлено более низкой подключенной нагрузкой по сравнению с проектной. В этом случае возникает непроектная ситуация, когда наружные тепловые сети функционируют с нерасчётными параметрами. Так скорость теплоносителя в типовых котельных г. Донецка составляет 0,5 – 0,7 м/с, что значительно увеличивает тепловые потери высокотемпературных графиков по сравнению с низкотемпературными. А в условиях дорогих теплоносителей это является первостепенным фактором.

Переход на пониженный график работы тепловых сетей требует запаса пропускной способности трубопроводов в 2 – 2,5 раза, что потребует увеличения диаметров трубопроводов теплотрасс. А внутридомовые системы отопления возможно модернизировать для работы с низкотемпературным теплоносителем, что потребует увеличение поверхности нагрева отопительного оборудования, что решается оборудованием «теплых полов». Потребитель, таким образом, обеспечит полное использование тепла.

Вывод: организация технических условий для использования низкотемпературных систем отопления благоприятно скажется на функционировании централизованной системы теплоснабжения и улучшит финансовое состояние теплоснабжающей организации за счет увеличения объемов поставляемых энергоресурсов.

Литература:

1. Богданов, А.Б. Котельнизация России – беда национального масштаба/ А.Б. Богданов// Новости теплоснабжения. –2007. -№7. –С.32-35; ТТ-3.1

2. Вялкова К.С. К вопросу использования различных температурных графиков на водогрейных котельных / К. С. Вялкова, Е. К. Сафонова, Ю. А. Боев // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы IV Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, 23-24 мая 2018 г., г. Донецк] : сборник докладов / ГОУВПО "ДОННТУ", Физ.-металлург. фак. ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2018. - С. 400-401.

3. Скоробогатая В.Э. Повышение эффективности работы системы теплоснабжения районной котельной / В. Э. Скоробогатая, Д. Л. Безбородов, Е. К. Сафонова // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, 25 мая 2017 г., г. Донецк] : сборник докладов / ГОУВПО "ДОННТУ", Физ.-металлург. фак. ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2017. - С. 207-210.

К ВОПРОСУ О КОРРЕКТИРОВКЕ ТЕПЛООВОГО БАЛАНСА ПОМЕЩЕНИЯ ПРИ ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТЫ В ДИСТАНЦИОННОМ РЕЖИМЕ

Душеба В.И., Боев Ю.А., Безбородов Д.Л.
ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет»

В настоящее время появилась тенденция к изменению режима работы организаций, учреждений и учебных заведений, приводящая к тому, что появляются дистанционные формы работы и учёбы. Например, в таком режиме работают «фрилансеры», писатели, художники, учёные и другие представители творческих профессий, а также большинство обучающихся и студентов.

Такие формы организации рабочего времени большинством нормативных документов не предусматриваются. За основу обычно берутся стандартные графики потребления энергоносителей, таких как: вода, тепло, топливо, электрическая энергия. Здесь выделяют такие режимы, как: базовое, «полупиковое» и «пиковое» потребление энергоресурсов. В случае же постоянного пребывания людей в местах проживания эти режимы нарушаются, что ведёт к значительным дисбалансам. Графики потребления энергоносителей в этом случае существенно изменяются, что приводит к нерациональному использованию энергетических ресурсов.

Обычно на стадии проектирования системы отопления здания производится расчет его тепловых потерь, а также для определения наиболее чувствительного участка здания, где необходимо применить какие-либо мероприятия для уменьшения теплопотерь, при этом энергопотребление не будет избыточным [1].

Одним из наиболее важных путей экономии энергии и средств является сокращение потерь тепла через ограждающие конструкции зданий. Их сокращение способствует снижению затрат на отопление здания до 40 – 50%.

Рассмотрим данный вопрос на примере потребления тепловой энергии на нужды отопления для типового частного одноэтажного дома, расположенного в г. Донецке.

Планировка дома включает в себя жилые помещения: зал, гостиную, спальню и вспомогательные помещения: прихожую, коридор, кухню, ванную комнату и санитарный узел. Геометрические размеры каждого помещения, определялись по данным натурных замеров.

На первом этапе рассматривалась расходная часть теплового баланса здания. Методика расчёта тепловых потерь базируется на условии стационарности процесса теплопередачи через многослойную плоскую стенку [2]. Отдельно вычисляются тепловые потери для каждого помещения:

$$Q = \sum_{i=1}^5 Q_i = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5, \quad (1)$$

где Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5 – тепловые потери соответственно через стены, окна,

двери, пол и крышу помещения, Вт.

Каждая составляющая тепловых потерь Q_i рассчитывается по формуле:

$$Q_i = \frac{F_i \cdot (t_{\text{вн}} - t_{\text{нар}})}{R_i}, \quad (2)$$

где $t_{\text{вн}}$ – температура внутри соответствующего помещения, $^{\circ}\text{C}$;

$t_{\text{нар}}$ – средняя температура наружного воздуха за отопительный период, $^{\circ}\text{C}$;

F_i – площадь i -ой ограждающей конструкции (стен, окон, дверей, пола, потолка), м^2 ;

R_i – термическое сопротивление i -ой ограждающей конструкции, $(\text{м}^2 \cdot \text{К})/\text{Вт}$:

$$R_i = \frac{1}{\alpha_{\text{вн}}} + \sum_{j=1}^N \frac{\delta_j}{\lambda_j} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}, \quad (3)$$

где $\alpha_{\text{вн}}$ – коэффициент теплоотдачи на внутренней поверхности ограждающих конструкций, $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$;

$\alpha_{\text{нар}}$ – коэффициент теплоотдачи на наружной поверхности ограждающих конструкций, $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$;

δ_j – толщина материала j -ого слоя ограждающей конструкции, м;

λ_j – коэффициент теплопроводности материала j -ого слоя ограждающей конструкции, $\text{Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$.

Для реализации данной методики в течение февраля месяца производились ежедневные замеры температур внутреннего воздуха в соответствующих помещениях жилого дома при помощи ртутного термометра с ценой деления 1°C . Затем данные температуры усреднялись. Среднемесячные температуры для соответствующих помещений составили: кухня – 21°C ; ванная комната с санузлом – 17°C ; зал – 25°C ; спальня – 26°C ; гостиная – 26°C ; прихожая – 25°C ; коридор – 13°C .

В соответствии с [3] средняя температура наружного воздуха за отопительный период для условий г. Донецка принималась равной $t_{\text{нар}} = -0,5^{\circ}\text{C}$. Температуры воздуха в подполье и на неотопляемом чердаке измерялись в нескольких местах хромель-алюмелевой термопарой и регистрировались с помощью показывающего милливольтметра. Аналогичным образом они усреднялись за месячный период и их значения составили: $t_{\text{п}} = 6^{\circ}\text{C}$ и $t_{\text{ч}} = 9^{\circ}\text{C}$.

Коэффициенты теплоотдачи на внутренней и наружной поверхностях ограждающих конструкций принимались в соответствии с [1]: $\alpha_{\text{вн}} = 8,7 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$ и $\alpha_{\text{нар}} = 23 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$.

Термические сопротивления двухкамерных стеклопакетов из обычного стекла с межстекольным расстоянием 6 мм в ПВХ и деревянных переплётах принимались в соответствии с [2] $R_0 = 0,51 (\text{м}^2 \cdot \text{К})/\text{Вт}$. Теплофизические характеристики материалов ограждающих конструкций принимались по справочным рекомендациям [3 – 5]. Расчётные толщины материалов слоёв ограждающих конструкций выписывались из технической документации на домостроение и в отдельных случаях определялись инструментальным путем.

Далее был проведен пассивный эксперимент по контролю температуры в исследуемом помещении дома (зале) из которого можно явно заметить влияние тепловыделений от внутренних источников тепла (оргтехника, человек, настольная лампа) на температурную обстановку в помещении. При помощи цифрового термодатчика DS18B20, подключенного к персональному компьютеру регистрировалась температура внутреннего воздуха в помещении (рисунок 1). В среднем температура внутреннего воздуха за рабочий период времени возросла на величину $\Delta t = 1,3\text{ }^{\circ}\text{C}$. При этом следует отметить, что при дистанционной форме работы увеличивается потребление энергоресурсов не только в исследуемом помещении, где находится работник, но и в остальной части дома: дополнительное потребление воды, газа, электрической энергии.

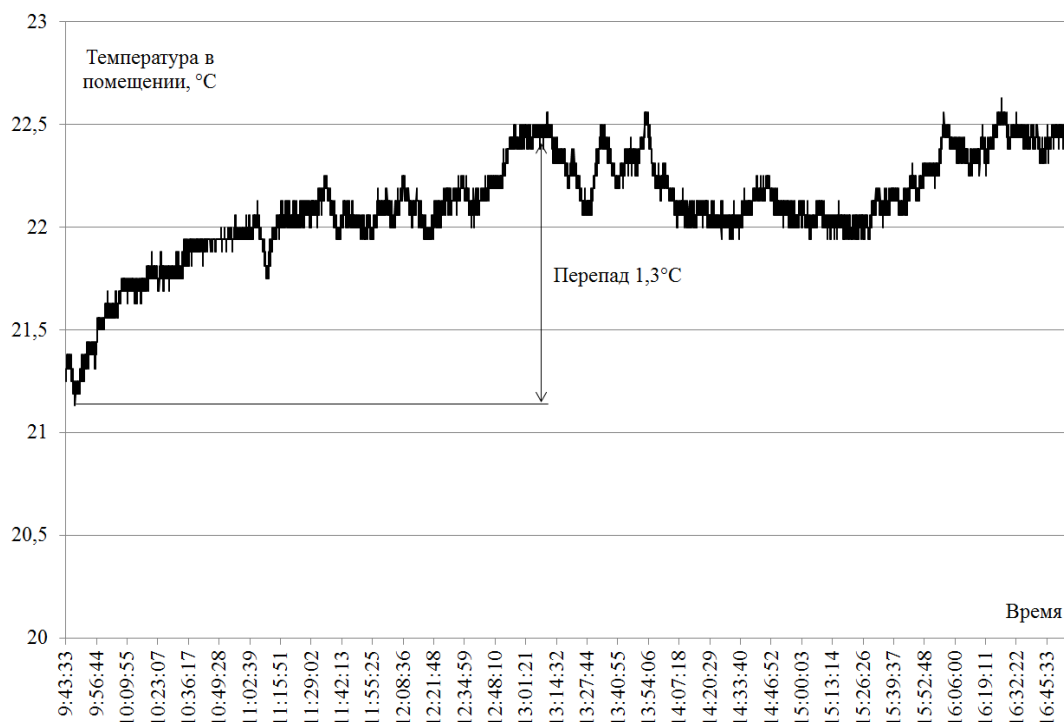
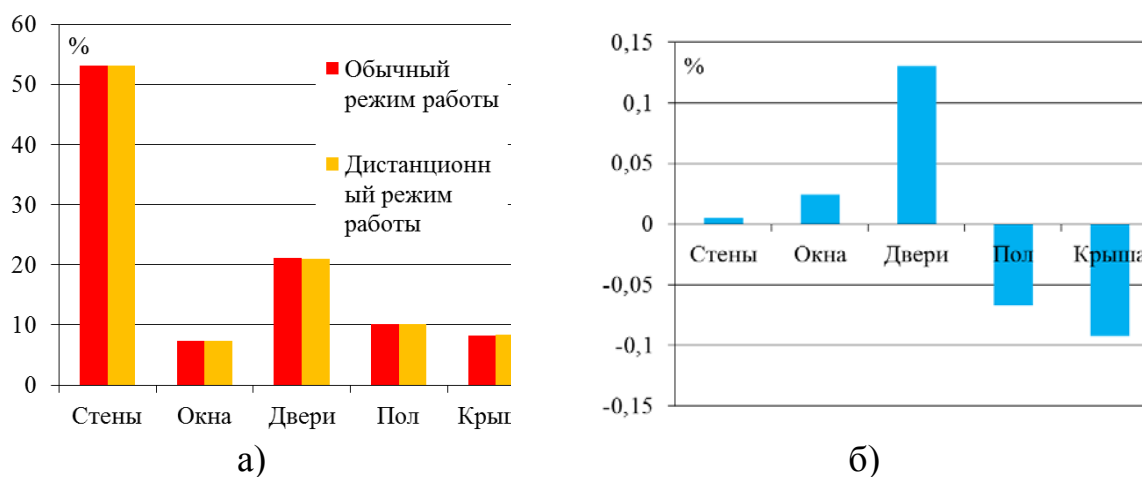


Рисунок 1 – Изменение температуры внутреннего воздуха в исследуемом помещении с течение времени.

С применением вышеизложенной методики расчёта тепловых потерь была рассчитана расходная часть теплового баланса здания при обычном и дистанционном режимах работы, которая в процентном распределении представлена на рисунке 2а.

Проанализировав тепловые потери при разных режимах работы можно сделать вывод, что разница между балансами (рисунок 2 б) незначительная. По сравнению с обычным режимом работы при дистанцировании работника возросли тепловые потери через пол и крышу (до 0,1 %), в то время как через стены, окна и двери уменьшились (до 0,125 %).



- а) – балансы при различных режимах работы;
 б) – разница между балансами по каждой составляющей.

Рисунок 2 – Расходная часть теплового баланса частного дома при различных режимах его работы.

Подводя итог, можно сделать следующий вывод: переход на дистанционный режим работы изменяет температурную обстановку в исследуемом помещении, но в расходной части теплового баланса здания перераспределение между тепловыми потерями незначительно.

Однако проблема требует дополнительных исследований и изучения температурной обстановки в других помещениях здания, что влечет за собой установку значительного количества температурных датчиков, контроль температур и усложняет снятие показаний измерений.

Литература:

1. Свистунова Е. А., Бардова О. С., Попов А. Л. Разработка мероприятий по улучшению теплового комфорта здания амбулатории №1 Донецкой городской больницы №7 // *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: Всеукраинская научно-практическая конференция студентов : сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. – Донецк: ГВУЗ "ДонНТУ", 2013. – с. 160.*
2. *Строительная теплотехника (СНиП II-3-79).* – М.: Минстрой России, 1996. – 28 с.
3. *Строительная климатология и геофизика (СНиП 2.01.01-82).* – М.: Стройздат, 1983. – 136 с.
4. Чиркин В.С. *Теплофизические свойства материалов ядерной техники.* – М.: Энергоатомиздат, 1968. – 484 с.
5. Чиркин В.С. *Теплопроводность промышленных материалов.* – М.: Машгиз, 1962. – 248 с.

ПОРЯДОК ПРОВЕДЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ОБСЛЕДОВАНИЯ И ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ЕГО ВНЕДРЕНИЯ НА ВОДОГРЕЙНЫХ КОТЕЛЬНЫХ

Гнитиёва А.С., Леоненкова И.А., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет

Известно, что энергетический менеджмент – это инструмент управления, обеспечивающий постоянное исследование, а значит знание про распределение и условия потребления энергоресурсов.

Так как основные обязанности энергетического менеджера заключаются в участии в составлении карточки потребления энергии на объекте; сборе данных по потреблению первичных энергетических ресурсов (ПЭР); составлении плана и мероприятий, а также расчете ключевых данных по повышению эффективности использования энергии, то целесообразно в теплосети сформировать группу энергоаудиторов, что позволит организовать систему обследования потребления топлива и энергии и провести анализ с возможностью выдачи рекомендации по эффективному использованию энергоресурсов и обеспечить как их наиболее эффективную работу, так и возможность эффективного привлечения других сотрудников на определенных этапах работы по определению нерациональных расходов топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) (топливо, вода, электроэнергия), выработки тепловой энергии и составления мало, средне и высокочатратных мероприятий [1].

Для реализации стратегии обследования принят следующий порядок проведения энергетического обследования:

1) Сбор документальной информации проводят на предварительном этапе, при работе непосредственно на предприятии, определяются основные характеристики обследуемого предприятия: общие сведения про него, организационная структура, перечень основных подразделов, ассортимент продукции, составляются графики помесечных объемов потребления энергоресурсов, учитываются цены на энергоресурсы, составляется баланс энергопотребления по структурным подразделениям, оценивается финансовое состояние предприятия.

На втором этапе проводится анализ полученных данных. Строится обобщенная карта энергопотребления по отдельным подразделениям и основными энергоемкими технологическими процессами, предварительно оценивается потенциал энергосбережения, определяется перечень необходимых данных, которые необходимо получить инструментальным обследованием энергоиспользующего оборудования.

2) Инструментальное обследование

Инструментальное обследование проводится для воспроизведения информации, недостающей для оценки эффективности энергоиспользования, или при возникновении сомнений касательно достоверности выданной информации. При инструментальном обследовании используются стационарные

или переносные специализированные приборы, при этом следует максимально использовать имеющиеся на предприятии системы учета энергоресурсов.

3) Обработка и анализ полученной информации

Вся информация, полученная с ранее полученных информационных документов и инструментального обследования, является исходной для анализа эффективности энергосиспользования. Во время анализа определяется: состав объектов для которых будет проводиться разработка энергосберегающих мероприятий; определяются для каждого объекта факторы, которые влияют на потребление энергии; рассчитывается фактическое удельное энергопотребление энергоносителей с учетом объема выпуска продукции; фактическое значение удельного энергопотребления сравнивается с нормативными (номинальными) значениями, после чего делается вывод про эффективность энергопотребления; определяются прямые расходы энергоносителей за счет утечек, недозагруженности, расходов, простоев, неправильной эксплуатации, несоответствия необходимым технологическим параметрам; принимается решение о проведении или не проведении дальнейшего аудита и определения рекомендаций по энергосбережению.

4) Разработка рекомендаций по энергосбережению

При разработке рекомендаций необходимо: рассчитать потенциальную годовую экономию энергоресурсов и определить объем экономии средств; определить технические средства реализации предложенных мероприятий по энергосбережению, определить перечень оборудования необходимого для реализации проектов, оценить его стоимость. После оценки экономической эффективности все рекомендации классифицируются по трем критериям: беззатратные и малозатратные, которые осуществляется самостоятельно предприятиями в порядке текущей деятельности производств; средnezатратные, которые осуществляются, как правило, за счет собственных средств предприятий; высокозатратные, которые требуют дополнительных инвестиций и осуществляются, как правило, с привлечением инвесторов.

5) Оформление отчета

Отчет по проведению энергетического обследования должен содержать описательную и аналитическую части. В описательной части предоставляется вся информация по энергоиспользованию обследуемого предприятия, а также характеристика предприятия. В аналитической части приводятся физический и финансово-экономический анализы эффективности энергоиспользования, описываются энергосберегающие рекомендации и порядок их исполнения. Приводится перечень оборудования, которое необходимо для реализации энергосберегающего проекта, приводится расчет экономии и срока окупаемости проекта.

При проведении энергетических обследований возможен ряд ошибок: цель энергетического обследования – выявление нерациональных затрат и разработка мероприятий по снижению удельных затрат ТЭР. Мероприятия показывают направления реконструкции существующего оборудования с целью усовершенствования его работы. Чаще всего энергоменеджеры

предлагают не реконструкцию установленного оборудования, а полную его замену, что сопровождается существенным капиталовложением и вместо экономии ресурсов получаем обратный эффект. Поэтому необходимо учитывать то, что энергетический аудит помогает выбрать оптимальный вариант внедрения мероприятия. Таким образом при энергетическом обследовании необходимо обращать внимание на общее состояние объекта, его финансовое состояние, возможность внедрения энергосберегающих проектов. Локальные обследования могут не привести к желаемому результату, что даст не точную оценку состояния объекта; чаще всего энергоменеджеры не осуществляют анализ потребленных энергоресурсов по всем видам, учет их стоимости и состояние выплат за энергоресурсы и, как следствие, не могут определить нерациональные затраты ресурсов тепловой и электрической энергии; при обследовании объекта строго обязательным является подтверждение предложений необходимыми расчетами, главным заданием которых является определение срока окупаемости и экономия энергоресурсов на основе реально существующих цен; обязательным является анализ экологической составляющей объекта, поэтому необходимо учитывать возможности уменьшения негативного влияния на окружающую среду за счет реализации энергосберегающих мероприятий; результатом энергетических обследований является внедрение организационно-административных и малозатратных энергосберегающих мероприятий; в некоторых случаях при окончательном оформлении отчета не обращают внимание на то, что краткий перечень мало-, средне- и высокзатратных мероприятий необходимо размещать в начале отчета про проведение энергоаудита.

Следует помнить, что целесообразно организовать отделы или группы энергоаудиторов непосредственно на котельных, так как внедрение отдела или группы энергоаудиторов и проведение регулярных энергетических обследований для выявления нерациональных расходов ТЭР позволит снизить их потребление от 3 до 5 %.

Литература:

1. Энергосбережение в системах теплоснабжения, вентиляции и кондиционирования воздуха : справочное пособие / Л. Д. Богуславский [и др.]. – М. : Стройиздат, 1990. – 624 с.

2. Казанская, В.В. Сравнительный анализ эффективности использования российского и туркменского газа в котельных Донецка / В.В. Казанская, Д.Е. Яруничева // «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов» Сборник докладов VI Международной научной конференции аспирантов и студентов. Т.2. – Донецк, ДонНТУ, 2007. – с. 166-167.

3. Казанская, В.В. Влияние энергетического кризиса на потребление топливно-энергетических ресурсов ТЭЦ-ПВС ДМЗ / В.В. Казанская, Ю.А. Боев // «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов» Сборник докладов VIII Международной научной конференции аспирантов и студентов. Т.1. – Донецк, ДонНТУ, 2009. – с. 155-156.

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ВОДОГРЕЙНОЙ КОТЕЛЬНОЙ ПРИ КРУГЛОСУТОЧНОМ ОСУЩЕСТВЛЕНИИ НАГРУЗКИ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ

Леоненкова И.А., Гнитиёва А.С., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет

Для определения возможности повышения эффективности работы водогрейной котельной было проведено документальное обследование котельной тепловой мощностью 3,75 МВт по материалам отчетов об эколого-теплотехнических испытаниях. В котельной установлено 3 котла КСВа-1,25.

В настоящее время тепловая нагрузка отопления района составляет 1,4 МВт, тепловой резерв составляет 2,35 МВт, что позволяет использовать образовавшийся резерв для обеспечения населения данного района горячей водой.

Для осуществления соблюдения технологического режима, проведен расчет тепловой схемы. Расчет показал, что при присоединенной нагрузке района по расходу воды 50,48 м³/ч расход тепла на отопление составляет 1,4 МВт. Потери в тепловых сетях 13%. Максимальная тепловая нагрузка при температуре наружного воздуха (-23) °С. составила 1,7 МВт. Количество подпиточной воды соответствует требованиям технологии. Суммарный расход тепла на подогрев сырой и умягченной воды составляет 13,5 кВт, а отпущенное тепло в зависимости от температурного графика изменяется от 0,42 до 1,7 МВт.

При постоянном режиме работы нагрузка на котел изменяется от 0,42 до 1,1 МВт, а для котла, работающего в переменном режиме- 0,86 МВт.

Для проверки соблюдения технологического режима проведено 10 опытных замеров при изменении давления газа на горелки от 0,147 до 1 кПа. Анализ полученных данных показал, что при изменении нагрузки от 0,45 до 1,1 МВт температура уходящих газов растет от 147 до 230°С.

При этом в интервале нагрузки от 0,8 до 0,83 МВт температура уходящих газов сохраняется на уровне 194°С и практически не изменяется, относительное изменение показателя $(18 \cdot 10^{-4})\%$, то есть активного роста потерь тепла с уходящими газами не наблюдается, что соответствует режиму работы котла с давлением газа на горелки 0,46 кПа.

Аналогичная картина работы на 2 режиме сохраняется и при определении потерь тепла с уходящими газами. Процент потерь с уходящими газами в зависимости от нагрузки 7,2-10,46%. В интервале роста нагрузки 0,8- 0,83 МВт потери тепла с уходящими газами остаются практически на одном уровне.

Повышение нагрузки до 1,12 МВт приводит к увеличению потерь с уходящими газами на 1,4%. Повышение нагрузки 0,83-1 МВт приводит к снижению потерь тепла в окружающую среду от 2,2 до 1,6%, а увеличение нагрузки на 1,8% к снижению потерь в окружающую среду на 0,59%, что свидетельствует о более полном сжигании топлива.

В показателе "суммарные тепловые потери" превалирует показатель

потерь тепла с уходящими газами. Удельный расход топлива при всех нагрузках сохраняется на уровне 40 кг.у т/ГДж.

Для обработки полученных данных был предложен критерий оценки, характеризующий скорость изменения исследуемого параметра в зависимости от изменения теплопроизводительности котла, что позволило установить оптимальный режим работы котла соответствующий нагрузке 0,8 МВт и давления на горелке 0,49 кПа, позволяющий получить минимальный удельный расход топлива 38 кг.у т/ГДж и максимальный КПД котла 88,8%.

Документальное обследование показало необходимость контроля температурного режима топки котла, в том числе максимальной температуры факела и разработать мероприятия по наладке горелочного устройства для обеспечения лучшего смесеобразования. Отмечено повышение содержания вредных выбросов NO_x (секундный выброс 0,026 г/сек) при скорости выброса 3,38 м/сек.

Анализ экологических показателей повторил выводы, полученные при анализе потерь тепла и доказывают предпочтительность работы на втором режиме для первого котла 0,8 МВт и второго – 0,87 МВт.

В настоящее время в районе отсутствует система горячего водоснабжения. Для обеспечения условий теплового комфорта для населения предложено мероприятие, позволяющее обеспечить круглосуточную нагрузку горячего водоснабжения.

Для этого предложена усовершенствованная тепловая схема котельной, представленная на рисунке 1.

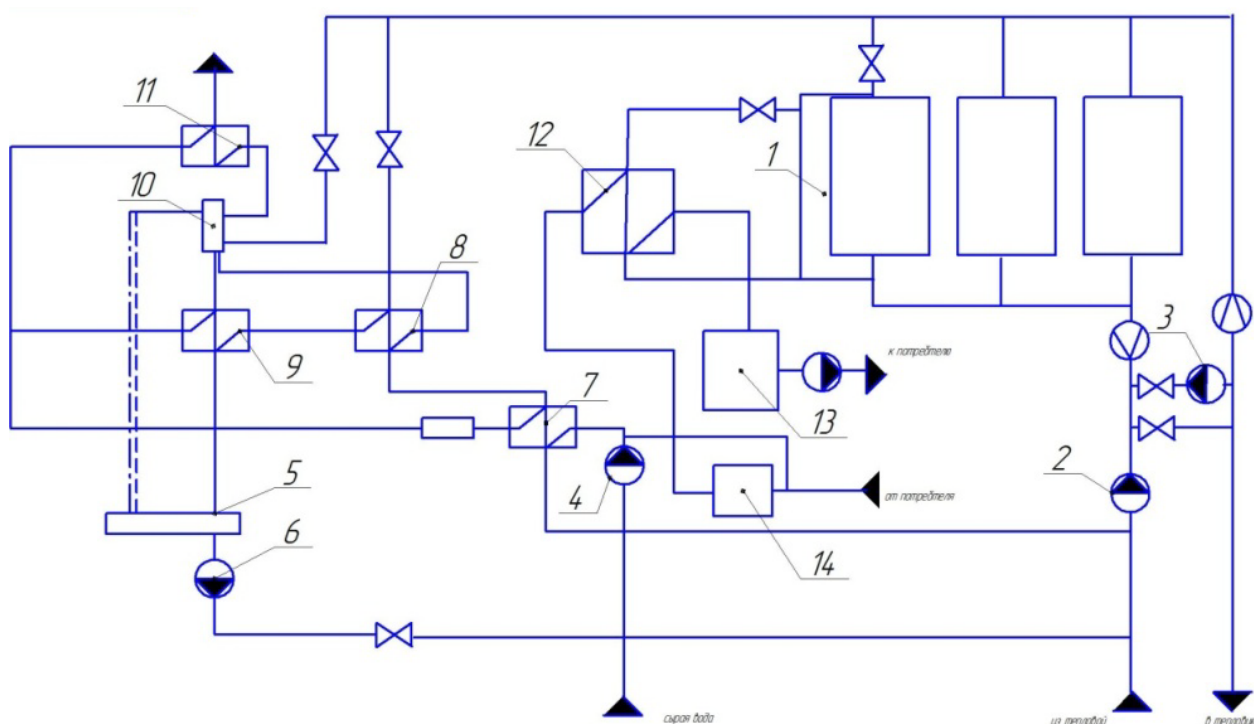


Рисунок 1- Тепловая схема котельной после реконструкции

На рисунке 1 обозначены следующие позиции: 1 - котел водогрейный; 2 - насос сетевой; 3 - насос рециркуляционный; 4 - насос сырой воды; 5 - бак подпиточной воды; 6-насос подпиточной воды; 7 - подогреватель сырой воды; 8 -подогреватель химии чески очищенной воды; 9 - охладитель подпиточной воды; 10 - деаэратор; 11 - охладитель выпара, 12- теплообменник ГВС; 13-бак-аккумулятор; 14- бак возврата воды ГВС.

Предлагаем схему циркуляции воды, при которой часть возвращается по обратному трубопроводу ГВС во второй бак-аккумулятор объемом 10 м³. Регулирование отпуска горячей воды предполагается производить за счет частотного регулирования насосов ГВС.

В режиме зарядки основного бака-аккумулятора одна часть воды из городского водопровода поступает на теплообменник ГВС, другая часть воды - из бака возврата ГВС.

Для защиты котла от коррозии и накипи нагрев холодной воды для ГВС осуществляется в теплообменном аппарате. Таким образом в циркулирующем контуре «котел- теплообменник» циркулирует химически очищенная вода.

Предложено использовать, как наиболее энергоэффективный, пластинчатый теплообменник на консольной раме с числом пластин в пакете 108 и габаритами ширина / высота / длина - 410/1800 /2980 мм.

Расчет теплообменника показал, что расчет тепла на горячее водоснабжение составляет 192 кВт, скорость нагрева воды 0,179 м/с. Действительная скорость греющей и нагреваемой воды 0,51 и 0,18 м/с, соответственно. Количество ходов в теплообменнике - два.

Внедрение данного мероприятия позволит котельной района обеспечить круглосуточную нагрузку горячего водоснабжения.

Литература:

1. Производственные и отопительные котельне / Бузников Е. Ф., Роддатис К. Ф., Берзиньш Э. Я. - 2-е изд., перераб. - М.: Энергоатомиздат, 1984. - с.248,ил.
2. Энергосбережение в системах теплоснабжения, вентиляции и кондиционирования воздуха : (Справ. пособие) / [Богуславский Л. Д. и др.]; Под ред. Л. Д. Богуславского, В. И. Ливчака. - Москва : Стройиздат, 1990. – 620с.
3. Справочник по теплообменникам: В 2-х т. Т. 1 / Пер. с англ. под ред. О.Г. Мартыненко и др.— М.: Энергоатомиздат, 1987.— 560 с: ил.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ ОТОПИТЕЛЬНОЙ КОТЕЛЬНОЙ

Зайцева П.А., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

В условиях рыночных отношений, когда каждый участник рынка стремится обеспечить себе получение максимальной прибыли, выявление направлений повышения эффективности использования топливно-энергетических ресурсов на предприятии является одной из самых актуальных проблем [1].

Необходимость решения этой проблемы обусловлена в первую очередь постоянным ростом тарифов на электроэнергию, тепло, воду и топливо. При этом современные тарифы для различных групп потребителей зачастую не отражают действительных затрат на их производство и доставку до потребителей. Для одних потребителей они существенно завышены, для других занижены. Крупные предприятия тратят очень большое количество ресурсов, в том числе и энергетических, они становятся значительной частью расходов, минимизируя общую прибыль.

В условиях монопольного энергетического рынка эффективное развитие экономики и энергетики возможно обеспечить за счет согласования интересов потребителей и производителей энергии, когда инвестиционные ресурсы генерирования тепловой энергии у производителя и энергосбережение у ее потребителя рассматриваются одновременно на единой основе.

В результате такого подхода обеспечиваются минимальные затраты сбереженной или произведенной энергии. Критерием оценки эффективности варианта обеспечения энергоресурсом потребителей будет являться минимум затрат на единицу энергии [2]. Этот критерий не противоречит интересам производителей энергии и топлива и отвечает интересам потребителей энергоресурсов.

Для подтверждения верности предлагаемого подхода с учетом перечисленных выше факторов был выполнен анализ улучшения работы котельной, работающей на газообразном топливе, за счет внедрения энергосберегающих мероприятий, позволяющих значительно сократить расход топливно-энергетических ресурсов, а значит, и затраты на энергоносители.

Проанализируем работу газовой котельной, предназначенной для отпуска тепла на отопление и горячее водоснабжение жилых домов и административных зданий [3]. В ней установлено четыре котла КВГ-6,5 и один котел ТВГ-8м, но в работе одновременно находятся три из них. Это вызвано необходимостью сокращения расхода топлива и отсутствием необходимости выработки избыточного количества тепловой энергии.

Водогрейные котлы типа КВГ-6,5 работают на газовом топливе и представляют собой стальную трубную систему. Котлы рассчитаны на подогрев воды от 70 до 150°C.

Теплофикационный водотрубный газовый водогрейный котел ТВГ-8м представляет собой прямоточный секционный котлоагрегат с принудительной циркуляцией воды, оборудованный отдельным дымососом и вентилятором. Особенностью котлов является развитая радиационная поверхность. Водогрейные котлы ТВГ-8м имеют два боковые и три двухсветные топочные экраны.

После предоставления характеристик котлов производился сравнительный анализ потребления топливно-энергетических ресурсов, таких как вода, газ и электрическая энергия по различным отопительным периодам, с целью выявления категории энергоресурсов с наибольшим расходом, а также категории, на которую приходятся наибольшие финансовые затраты предприятия.

Также проводился сравнительный анализ месячного потребления топлива и энергоресурсов по разным категориям.

Результаты анализа расхода топливно-энергетических ресурсов сведены в таблицу 1.

Таблица 1 - Расход топливно-энергетических ресурсов

Показатель	Отопительный период		
	2016-2017	2017-2018	2018-2019
Расход газа, м ³	3538330	3487149	3664596
Расход электроэнергии, кВт·ч	828264	792807	872367
Расход воды, м ³	46642	49384	47847

Категориями с наибольшим расходом и затратами оказались: газ и электрическая энергия. На их сокращение и были направлены энергосберегающие мероприятия.

Результаты анализа затрат на топливно-энергетические ресурсы сведены в таблицу 2.

Таблица 2 - Затраты на топливно-энергетические ресурсы

Показатель	Стоимость, руб.	Затраты, тыс. руб.		
		2016-2017	2017-2018	2018-2019
Расход газа, м ³	13,168	46461,4	45918	48255,13
Расход электроэнергии, кВт·ч	4,14	3429,96	3282,98	3611,38
Расход воды, м ³	11,736	547,512	579,624	561,392
Всего		50437,9	49780,6	52428,9

Далее проводилось сравнение коэффициента полезного действия (КПД), приведенного в режимной карте котла [3] с КПД, рассчитанным обратным методом. КПД, полученный при расчете, равен 87,24%, что на 1,06% отличается от КПД в режимной карте, то есть методика определения тепловых потерь является приемлемой.

Далее, на основе данных, полученных после проведения сравнительного

анализа показателей потребления топливно-энергетических ресурсов и производительности котельной, проводился расчет эффекта от внедрения возможных мероприятий по энергосбережению.

Предлагались следующие мероприятия по энергосбережению ресурсов котельной:

- внедрение системы энергетического менеджмента;
- применение частотного регулятора;
- своевременная очистка светильников.

Внедрение системы энергетического менеджмента позволяет сократить энергетические затраты и проконтролировать использование необходимого количества энергоресурсов. Простой срок окупаемости данного мероприятия 3 месяца.

Применение частотного регулятора уменьшает расход электроэнергии на 40-60%, а также позволяет сократить время простоя на любой стадии аварийной ситуации. Затраты предусмотрены только на покупку и установку частотного регулятора, срок окупаемости его установки равен 14 часам.

Также получена экономия электрической энергии на 10-15% путем своевременной очистки светильников. Затраты принимались на заработную плату уборщице и на закупку расходных материалов. Несмотря на быстрый срок окупаемости (всего 3 недели), это мероприятие относится к типу высокозатратных.

Также для более эффективной работы котельной предлагается реконструкция котельной с заменой трех котлов КВГ-6,5, работающих на номинальную нагрузку 53%, на котел меньшей мощности КВа-3,45 для включения его в летнее время года. В летний период нагрузка на отопление отсутствует и экономически становится не выгодно использовать три котла.

Этот тип котла отличается более высоким КПД (90%); небольшими габаритными размерами и низкими требованиями к качеству воды, что избавляет от необходимости подготавливать воду перед использованием. Кроме того, вывод котла на номинальную нагрузку производится в течение короткого промежутка времени, что является одним из главных требований для стабильного и качественного снабжения потребителей тепловой энергией.

Предложенное мероприятие требует определенных капитальных вложений. Балансовая стоимость нового оборудования устанавливается с учетом затрат на строительные-монтажные работы и транспортировку.

Срок окупаемости $t_{ок}$ определяется, исходя из капитальных вложений, разницы себестоимости и производительности котельной в проектный период.

Себестоимость 1 ГДж тепла рассчитывается, исходя из производственной программы котельной в отчетном и проектном периодах. Производственная программа котельной – это задание по производству продукции (тепловой энергии) на год в натуральном и стоимостном (для конечной продукции) выражении. При расчете учитывается производительность одного котла и его фактическое время работы.

Для расчета реконструкции котельной с заменой трех котлов КВГ-6,5 на

котел меньшей мощности КВа-3,45 была произведена калькуляция амортизационных отчислений для зданий и сооружений – 2,04 руб./ГДж, для передаточных устройств – 2,50 руб./ГДж, для оборудования – 3,20 руб./ГДж, для инструментов и приборов – 6,05 руб./ГДж; рассчитаны затраты на топливо в обоих случаях (438 руб./ГДж и 420 руб./ГДж), также выявлена величина годовой экономии (120646,5 руб./год) и срок окупаемости мероприятия (0,9 года).

В целом можно утверждать, что предлагаемое мероприятие является целесообразным и экономически эффективным.

После расчета реконструкции котельной с заменой трех котлов КВГ-6,5 на котел меньшей мощности КВа-3,45 были выполнены расчеты экологических показателей работы котлов. В результате было установлено, что проведение реконструкции котельной с заменой трех котлов КВГ-6,5 на котел меньшей мощности КВа-3,45 привело к сокращению расхода топлива и затрат на топливо, а также к снижению выбросов оксидов азота на 14,9 т/год.

Таким образом, вопрос энергосбережения и повышения энергоэффективности работы теплогенерирующего оборудования отопительной котельной был решен за счет разработки экономически обоснованных энергосберегающих мероприятий по реконструкции оборудования котельной путем замены котлов КВГ-6,5 на котел меньшей мощности КВа-3,45 с целью включения в работу в сезонную эксплуатацию с мая по октябрь.

При этом предложенная реконструкция приведет к стабильной экономически обоснованной выработке тепловой энергии при одновременном снижении ее себестоимости, что и является одним из основных критериев оценки эффективности варианта обеспечения энергоресурсом потребителей.

Литература:

1. Ромашко А.Ю., Гридин С.В. Повышение энергоэффективности работы энергетического цеха Ц-314 Снежнянского машиностроительного завода // Ресурсосбережение Эффективность. Развитие / Материалы III Международной научно-практической конференции. – Донецк: ДОННТУ, 2017. – С. 106-110.

2. Мулаомерович М.С., Гридин С.В. Пути снижения себестоимости в сфере генерирования энергии // Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов. – Донецк: ДОННТУ, 2017. – С. 185-188.

3. Зайцева П.А., Гридин С.В. Повышение эффективности работы газовой котельной // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы V Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Донецкий национальный технический университет», факультет металлургии и теплоэнергетики; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. – Донецк : ГОУВПО «ДОННТУ», 2019. – С. 282-283.

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСОВ КАК ОСНОВА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ОБОРУДОВАНИЯ

Суворова Т. Г., Халабуда А. Н., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет

В основе эффективности работы любого оборудования лежит желание получить результат на уровне затраченного объема энергии, а в лучшем случае получение дополнительных объёмов или ресурсов. Однако в теории это невозможно. В большинстве случаев люди не привыкли учитывать условно бесплатные ресурсы, такие как воздух, вода, тепловая энергия окружающей среды и т.д. Однако для полноценной эффективности работы теплоэнергетического оборудования следует учитывать потенциалы всех ресурсов, которые принимают участие в технологическом цикле.

Рассмотрим данную ситуацию на примере «бытового» теплоэнергетического процесса, связывающего тепловую и электрическую энергию, воздух, воду – процесс кондиционирования воздуха в жилых и производственных помещениях. В качестве искомой цели определим воду, выделяемую из влажного воздуха в процессе охлаждения или осушения воздуха.

Вода – источник жизни на Земле, великая природная ценность (занимает около 70% всей поверхности) самое распространенное химическое соединение и необходимая основа для существования всего живого на планете. Высокое содержание в растениях (до 90%) и в теле человека (около 70%) лишь подтверждает важность этого компонента. Промышленность тоже не может обойтись без воды, так как большая часть процессов основана на водных ресурсах. Промышленность нуждается в воде для получения пара, поддержания концентрации химических веществ в растворах и т.д.

Для каждого потребителя водного ресурса важно знать, что содержит в себе вода, возможно ли ее потребление в пищу, или она предназначена для применения в производственных нуждах. Необходимо так же понимать объем воды потребляемый человеком в сутки, неделю, месяц и в долгосрочной перспективе, что бы знать какой объем воды необходим. Это становится особенно актуальным в случае потери по различным причинам традиционных источников водных ресурсов. Согласно СНиП 2.04.01-85 определим требуемое среднесуточное потребление воды для одного жителя: 330 литров в сутки для технических нужд и 1,5-2 литра питьевой воды. Санитарные нормы устанавливают требования к безопасности и качеству питьевой воды, предназначенной для потребления человеком.

К качеству питьевой воде предъявляются особые требования. Органолептические свойства воды характеризуются по запаху, привкусу, цветности и мутности. Химический состав воды характеризуется показателями рН, жесткостью, щелочностью, минерализацией (сухим остатком), анионным и катионным составом, содержанием органических веществ. К

микробиологическим показателям безопасности питьевой воды относят общее микробное число, содержание бактерий группы кишечной палочки и др. [1].

Для обеспечения населения питьевой водой на момент аварийной ситуации предлагается рассмотреть методику получения воды при помощи климатической техники, которая повсеместно используется в жилых домах – кондиционеры и осушители воздуха. Так в жилых помещениях скрыт неиспользуемый потенциал для получения воды (питьевого или технического качества) при помощи снижения уровня влажности в помещении.

Слишком влажный воздух может способствовать развитию грибка на стенах и снижению иммунитета у человека. Сильное снижение влажности в помещении может произойти из-за чрезмерного использования обогревательных приборов и бытовой техники. Нередко сухой воздух приводит к аллергическим реакциям и развитию простудных заболеваний. Поэтому необходимо контролировать показатели влажности в помещении в пределах нормы. В ГОСТ 30494-2011 в зависимости от назначения помещения указаны требования к качеству воздуха: температура, скорость движения воздуха и влажностный режим в помещениях. Так, для жилой комнаты в холодный период года устанавливаются нормы относительной влажности от 30 до 45% и максимально допустимую 60%, в то время как в жаркий период года норма составляет 30-60% и максимально допустимая 65%.

Для апробации идеи получения конденсата водяных паров воздуха использовали кондиционер с номинальной производительностью охлаждения 7000 ВТУ/ч или 2000 Вт, используемый хладагент фреон R410a. Исходными данными для исследования является помещение размерами 3 м - ширина, 3 м - длина, 3 м - высота. Температура внутри помещения 26°C. Относительная влажность 60%. При охлаждении комнаты до нормируемой температуры 18°C, выделяется конденсат, объем которого и определялся. Объем сконденсированных водяных паров определяем по h_d -диаграмме (рисунок 1). По исходным данным на пересечении линии температуры 26°C и относительной влажности 60% определяется 1 точка, с исходными параметрами воздуха: влагосодержание d_1 (12,6 г/кг сухого воздуха) и энтальпия h_1 (58 кДж/кг H₂O). Далее из точки 1 опускаем прямую линию вертикально вниз до линии температуры 18°C, это точка 2, с параметрами воздуха d_2 и h_2 соответственно. Количество выпадаемой влаги (конденсата) определяется влажностью влагосодержаний между точками 1 и 2. Для рациональной организации процесса охлаждения воздуха с его осушением воздух проходя через внутренний блок кондиционера делится на два потока, первый охлаждается до +10°C и выдает наибольшее количество конденсата, и второй неохлаждаемый поток. На выходе оба потока смешиваются и образуют струю воздуха с требуемой температурой (в данном случае «+18°C») и определенным влагосодержанием. В итоге объединения потоков получаем прямую 1-3-2 и определяем на прямой точку 3 на линии +18°C. Линия 1-3 характеризует процесс охлаждения потока воздуха от +26°C до +18°C с одновременным получением «побочного» продукта - конденсата.

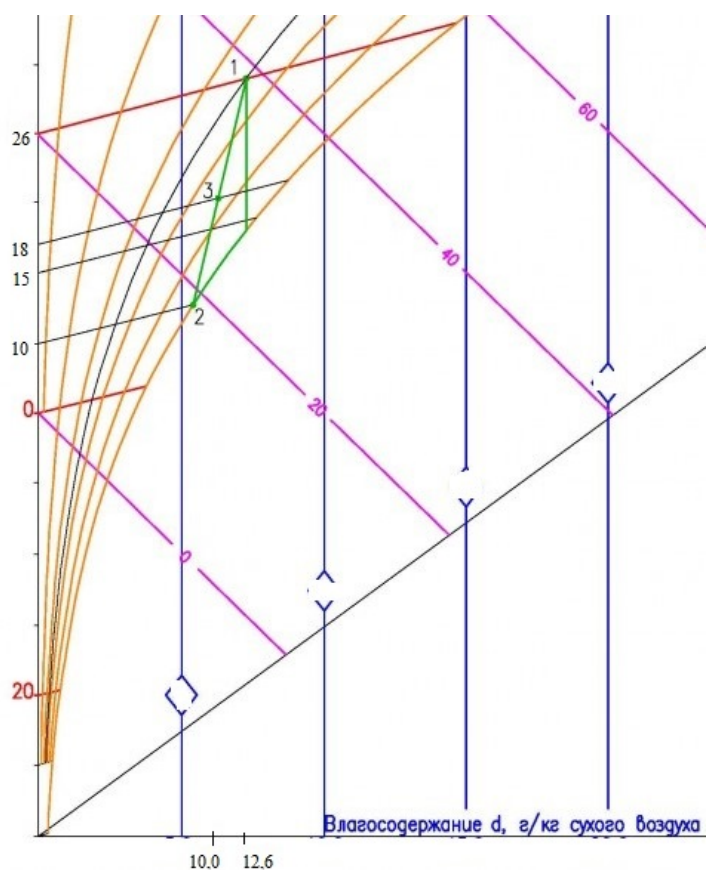


Рисунок 1 – Пример процесса охлаждения в hd - координатах

Что бы определить количество конденсата, который потенциально может быть получен на поверхности теплообменника необходимо вычесть влагосодержание воздуха в точке 1 из влагосодержания воздуха в точке 3: $12,6 \text{ г/кг} - 10,0 \text{ г/кг}$, то есть $2,6 \text{ грамма/кг}$. Исходя из полученной удельной зависимости можно прогнозировать работу подобных установок по получению конденсата и проектировать оборудование требуемых размеров. Для случая жилого помещения размерами $3 \times 3 \times 3 \text{ м}$ необходимо охладить $27 \text{ м}^3/\text{ч}$ воздуха от температуры $+26^\circ\text{C}$ с относительной влажностью 60% до температуры $+18^\circ\text{C}$, переведем $27 \text{ м}^3/\text{ч}$ в $34,83$ (~ 35) кг/ч и получим, что за час охлаждения воздуха выделится 91 грамм конденсата. Для подтверждения полученных данных проведен натурный эксперимент, с часовым контролем работы бытового кондиционера. За час работы из дренажной трубки было получено 95 г конденсата, что подтверждает правильность ранее сделанных допущений в расчетах.

Вывод: с учетом того, что конденсат является вторичным продуктом, то его добавочная стоимость отразится на технико-экономических показателях функционирования климатического оборудования.

Литература:

1. Проблемы зоокультуры и экологии. Вып. 3. // Сборник научных трудов – М.: ГАУ «Московский зоопарк»; ЕАРАЗА; СОЗАР: Изд. «ЗооВетКнига», 2019.– 264 с.

К ВОПРОСУ О НЕОБХОДИМОСТИ МОДЕРНИЗАЦИИ ТЕПЛОВОЙ СХЕМЫ КОТЕЛЬНОЙ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ФАКТИЧЕСКИХ ТЕПЛОВЫХ НАГРУЗОК

Патана Ю.Р., Сафонова Е.К., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет

Проектирование тепловых схем котельных подбором основного и вспомогательного оборудования основано на проектных тепловых нагрузках. При реализации проекта системы теплоснабжения строительство источника тепла производится в первую очередь, затем поэтапно вводятся в эксплуатацию потребители. Однако, существует проблема несоответствия проектных показателей с фактическими, что является основанием для выполнения работ по модернизации тепловой схемы котельной при изменении фактических тепловых нагрузок. Особенно актуально рассмотрение этого вопроса при увеличении количества потребителей, например, строительства дополнительных лечебных учреждений.

Данная проблема рассматривается на примере отопительной водогрейной котельной основанной на базе 4 котельных агрегатах ТВГ-8М. Для этого была определена отопительная нагрузка квартала при расчетной и при средней за отопительный период температуре наружного воздуха и нагрузка горячего водоснабжения квартала в зимний и летний период. На основании этих расчетов проведен расчет тепловой схемы котельной, с определением температур воды на входе и выходе из котлов, тепловой нагрузки каждого котла при характерных режимах работы котельной.

Для проведения расчета тепловой схемы котельной [1] определены исходные данные: суммарный отпуск тепла котельной, расход воды в подающей и обратной линиях сетей, температуры воды в подающей линии на выходе из котельной и обратной линии на входе в котельную при характерных режимах работы котельной. В качестве характерных режимов работы котельной приняты режимы работы котельной при расчетной, средней за самый холодный месяц, среднезимней температуре наружного воздуха, в точке излома температурного графика и в летний период. Кроме того, при режиме работы котельной в самый холодный месяц, расчет тепловой схемы проведен дополнительно для случая выхода из строя одного котла.

Расчет выполнен при расчетной температуре наружного воздуха $t_{н.о.} = -22^{\circ}\text{C}$. Суммарный отпуск тепла включает в себя расход тепла котельной на собственные нужды и расход тепла на тепловые потери в сетях, которые составляют 2,2% и 13% соответственно. На котельной принят качественный способ регулирования отпуска тепла, поэтому расход воды в тепловых сетях остается постоянным при любых температурах наружного воздуха. При этом изменяется температура воды в подающих и обратных линиях тепловой сети.

По результатам расчета определено, что при расчетной температуре наружного воздуха тепловая нагрузка каждого котла ниже номинальной

примерно в два раза. Таким образом, учитывая резервный котел, число имеющихся котлов на котельной превышает необходимое.

При этом в обслуживаемом теплофикационном районе имеется дополнительный потенциал для отпуска тепловой энергии: в пятиэтажных домах отсутствует централизованное горячее водоснабжение. Дополнительно учитываем возможность строительства больничного комплекса на 80 койко-мест. Подключение пятиэтажных домов к системе централизованного горячего водоснабжения, а также строительство больницы повлечет за собой увеличение отопительной нагрузки и нагрузки горячего водоснабжения квартала. Вместе с тем наличие больницы предполагает использование пара для санитарно-бытовых нужд (прачечное и дезинфекционное отделение). Поэтому целесообразно установить на котельной дополнительный паровой котел для обеспечения больницы паром для санитарно-бытовых нужд.

Как было сказано ранее, имеющееся число котлов на котельной превышает необходимое. В связи с этим рациональнее будет заменить один из водогрейных котлов на паровой котел. При этом оставшиеся водогрейные котлы будут использоваться для обеспечения отопительной нагрузки квартала, а паровой котел – нагрузки горячего водоснабжения квартала и обеспечения больницы паром.

В связи с корректировкой потребителей рассчитана отопительная нагрузка и нагрузка горячего водоснабжения квартала. До подключения новых абонентов они составляли 12517,63 кВт и 1975,26 кВт соответственно.

В связи с переходом на пароводогрейный режим выполнен расчет тепловой схемы пароводогрейной котельной, который состоит из двух частей: расчета тепловой схемы теплоподготовительной установки и расчета тепловой схемы водогрейной части котельной.

Для проведения расчета тепловой схемы теплоподготовительной установки пароводогрейной котельной требуются следующие уточненные исходные данные: расход пара, суммарный отпуск на систему горячего водоснабжения и данные аналогичные расчёту водогрейной схемы.

В результате расчета модернизированной схемы определено, что общий расход пара, необходимый для работы теплоподготовительной установки, составляет 2,035 и 1,365 кг/с в зимний и летний период соответственно. Поэтому предлагаем установить котел ТЕРМОТЕХНИК ТТ-200 паропроизводительностью 8 т/ч. Котел предназначен для выработки насыщенного пара с максимальной температурой 175 °С при допустимом рабочем давлении 0,8 МПа.

Вывод: В результате проведенных поверочных расчётов выявлены расхождения перечня требуемого оборудования и необходимого, что подтверждает необходимость пересмотра набора оборудования котельных.

Литература:

1. Шубин Б. П., Левин Б. И. Проектирование теплоподготовительных установок ТЭУ и котельных. – М.: Энергия, 1970.

БАЗОВЫЙ УРОВЕНЬ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ КАК НЕОБХОДИМЫЙ ЭЛЕМЕНТ РЕАЛИЗАЦИИ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ МЕРОПРИЯТИЙ

Морозов А.К. Сафьянц С.М.

Донецкий национальный технический университет

Энергетическая эффективность какого-либо технологического процесса характеризуется соответствующими показателями, например, такими как коэффициент полезного действия, величина удельного потребления энергии на единицу выпускаемой продукции и т.д. Кроме этих показателей, на энергопотребление технологического процесса влияют и такие, которые непосредственно к технологическому процессу отношения не имеют: потребление тепла на отопление производственных помещений, транспортные затраты энергии и т.п. Вместе эти показатели формируют энергетическую составляющую в структуре себестоимости выпускаемой продукции.

В целом, энергопотребление можно разделить на условно переменную составляющую, зависящую от производительности производства, и условно постоянную, которая не зависит непосредственно от производственных факторов, но может зависеть от других факторов, например, погодных условий.

Реализация энергосберегающего мероприятия, прежде всего, направлена на повышение соответствующих показателей энергетической эффективности, и, как следствие, снижение уровня энергопотребления. Однако, очевидно, что собственник предприятия, на котором реализуются энергосберегающие мероприятия, захочет на практике увидеть не столько увеличение к.п.д. установки, сколько реальное снижение себестоимости выпускаемой продукции. А значит, при определении экономического эффекта от внедрения энергосберегающего мероприятия, может быть недостаточно учитывать только эффект повышения эффективности только технологического процесса, выражаемый переменной составляющей суммарного энергопотребления. Изменение постоянной составляющей может сильно исказить ожидаемые результаты. Зависимость потребления энергии от меняющихся переменных условий выражается линией энергопотребления.

Согласно [1] линия энергопотребления отражает зависимость потребления энергетических ресурсов при одном и том же значении показателей энергетической эффективности технологического процесса, установки, технологии от внешних факторов. Основным фактором, как правило, является объем выпускаемой продукции. Кроме того, изменяющиеся условия могут отражать: климатические факторы; показатели качества выпускаемой продукции и сырья; уровень автоматизации; и др.

Таким образом, линия энергопотребления представляет собой эмпирическую формулу, функцию, полученную путем аппроксимации данных энергопотребления с учетом влияния указанных выше факторов. Чаще всего, функция имеет вид прямой типа:

$$y = a \cdot x + b,$$

где y – показатель потребления энергии; x – объем выпускаемой продукции; a , b – параметры уравнения.

Значения параметров уравнения могут быть определены методом наименьших квадратов. Также может быть использовано программное обеспечение для работы с таблицами Microsoft Excel.

Не обязательно линия энергопотребления может иметь вид прямой, главное, чтобы она адекватно описывала энергопотребление.

Линия энергопотребления, построенная для разных периодов времени может отличаться. Так, с течением времени может изменяться энергопотребление в связи с износом оборудования, изменением уровня автоматизации технологического процесса – факторами, которые невозможно ввести в функциональную зависимость, как, например, температуру наружного воздуха. И тогда важно определить, какой период будет показательным, то есть базовым.

Особенностями периода, выбранного в качестве базового, являются: стабильные показатели объема выпускаемой продукции в технологической линии, на которые предприятие ориентируется и в будущем; стабильные внешние факторы (климатические и другие условия), которые не выделяются из общей цепи наблюдений; показатели энергоэффективности технологического процесса или установки, приведенные к регламентируемым условиям.

Таким образом, линия энергопотребления, определенная для базового стабильного периода, является базовой линией энергопотребления.

Для определения адекватного экономического и энергетического эффектов от внедрения энергосберегающих мероприятий необходимо ожидаемый уровень энергопотребления определять для тех же условий, для которых определена и базовая линия. Следовательно, экономия энергии, получаемая за счет внедрения мероприятия, также будет не некоторой скалярной величиной, а функцией, учитывающей внешние условия и факторы.

В этом случае анализ необходимости и результативности модернизации технологического процесса будет учитывать все риски, связанные с изменением внешних условий и факторов, которые могут возникнуть при реализации проекта, что очень важно для эффективного использования денежных средств, тем более, если они являются заемными.

Конечно, подобный подход является довольно сложным и, наверное, избыточным при внедрении мероприятий, не требующих больших материальных ресурсов. Однако он является обязательным для случаев, в которых цена ошибки является высокой.

Литература:

1. Создание методики определения линий энергопотребления предприятия / С. М. Сафьянц, А. Б. Бирюков, А. С. Сафьянц // Вісник Нац. техн. ун-ту "ХПІ" : зб. наук. пр. Темат. вип. : Енергетичні та теплотехнічні процеси й устаткування. – Харків : НТУ "ХПІ", 2016. – № 9 (1181). – С. 151-158.

ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ



ОБРАЗОВАНИЕ ОКСИДОВ АЗОТА В ПРОДУКТАХ ГОРЕНИЯ ГАЗООБРАЗНЫХ ТОПЛИВ

Беляков И.В., Герцык С.И.

Московский политехнический университет

Проблема защиты окружающей среды является важнейшей для всех высокоразвитых стран. Рост промышленного производства, особенно черной и цветной металлургии и машиностроения, сопровождается ростом потребления энергоресурсов, особенно газового топлива, что приводит к увеличению токсичных веществ, поступающих в атмосферу с продуктами горения.

Надежные методы оценки величины выбросов вредных веществ, поступающих в атмосферу с уходящими (дымовыми) газами, таких, как оксиды азота, серы, углерода, а также бенз(а)пирен чрезвычайно важны, поскольку на их основе можно разработать не только новейшие системы очистки уходящих газов, но и технологию снижения их количества за счет внедрения прогрессивных способов сжигания топлива.

Наибольший интерес представляют методики, позволяющие прогнозировать величины содержания в уходящих газах наиболее вредных веществ, содержащихся в продуктах сгорания топлива, а именно, оксидов азота – NO_x . [1], которые занимают особое место среди загрязнителей атмосферного воздуха.

При выходе продуктов горения в атмосферу из дымовой трубы большая часть оксидов азота переходит в диоксиды по двум реакциям: $2\text{NO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{NO}_2$ (при высоких концентрациях кислорода в факеле); $\text{NO} + \text{O}_3 \rightarrow \text{NO}_2 + \text{O}_2$ (при низких концентрациях кислорода в факеле в результате окисления атмосферным озоном), причем эта реакция является превалирующей, основной.

Содержание NO_2 в зоне влияния факела дымовой трубы складывается из следующих составляющих:

$$\text{NO}_2 = \frac{\text{NO}_2^{\text{Д}}}{\varphi} + \text{NO}_2^{\text{O}_2} + \text{NO}_2^{\text{O}_3} + \text{NO}_2^{\text{Ф}}, \quad (1)$$

где $\text{NO}_2^{\text{Д}}$ – содержание диоксида азота в дымовых газах; φ – коэффициент разбавления, $\text{NO}_2^{\text{O}_2}$ – количество диоксида азота, образовавшегося в результате окисления оксида азота молекулярным кислородом, $\text{NO}_2^{\text{O}_3}$ – количество диоксида азота, образовавшегося в результате окисления оксида азота атмосферным озоном, $\text{NO}_2^{\text{Ф}}$ – фоновое содержание диоксида азота в воздухе, мг/м^3 [1].

Газообразные топлива используются практически во всех теплотехнических агрегатах металлургии и энергетических установках. Наиболее часто используемые виды топлива в металлургии – это природные газы, доменный, коксовый и смешанные (доменно-природные, коксо-

доменные) [2].

Для решения конкретных технологических задач часто используют смешанные газы, получаемые разбавлением природного газа менее калорийными (доменным, коксовым) для получения топлива заданной теплоты сгорания.

Для количественной оценки содержания оксидов азота в продуктах сгорания газового топлива в зависимости от его теплотворной способности были выбраны смешанные природно-доменные газы, теплотворная способность которых $Q_{H(см)}^P$ варьировалась от 16 до 34,9 МДж/м³. Составы исходных топлив в объемных %: природный газ с теплотой сгорания $Q_{H(пр)}^P = 34,9$ МДж/м³: 97,4 CH₄; 1,98 N₂; 0,62 H₂O. Доменный газ с теплотой сгорания $Q_{H(д)}^P = 3,82$ МДж/м³: 10,18 CO₂, 27,45 CO, 2,33 H₂, 0,29 CH₄, 56,74 N₂, 3,01 H₂O [2,3].

По известной методике [3] предварительно был выполнен ряд расчетов: определены составы смешанных газов в зависимости от теплоты сгорания смеси $Q_{H(см)}^P$; рассчитаны составы дымовых газов и калориметрическая температура горения при различных условиях сжигания топлива (см. табл.)

Таблица. Результаты расчета горения смешанных (доменно-природных) газов различной теплотворной способности

Q_{H}^P см. газа, МДж/м ³	Процент кислорода в продуктах горения		Объем продуктов сгорания м ³ на 100 м ³ топлива			Температура, T _{кал} , °C		
	n = 1,05	n = 1,1	n = 1	n = 1,05	n = 1,1	n = 1	n = 1,05	n = 1,1
16,00	0,825	1,588	499,31	519,73	540,15	1935	1874	1818
18,00	0,841	1,617	555,26	578, м ³ 43	601,6	1957	1895	1836
20,00	0,854	1,641	611,17	637,08	663	1975	1911	1851
22,00	0,865	1,662	666,97	695,63	724,29	1991	1925	1863
24,00	0,874	1,679	722,91	754,31	785,72	2003	1936	1874
26,00	0,882	1,693	778,81	812,96	847,12	2014	1946	1883
28,00	0,889	1,706	834,73	871,64	908,54	2024	1955	1891
30,00	0,895	1,717	890,67	930,32	969,97	2032	1962	1898
34,90	0,907	1,739	1027,64	1074,02	1120,4	2049	1977	1911

Выбор значений коэффициентов расхода воздуха основывался на том, что с точки зрения минимизации концентрации оксидов азота в уходящих газах наиболее выгодными оказываются два типа горелочных устройств: горелки с разомкнутым факелом (n=1,05) и горелки без предварительного смешения топлива и воздуха («труба в трубе») [1,4].

Известно [5], что суммарное количество оксидов азота в продуктах горения топлива складывается из трех составляющих: топливные NO_T определяемые количеством азота в топливе; быстрые NO_б, количество которых независимо от условий сжигания по данным И.Я. Сигала составляет 70-100 мг/м³ и термические NO_T. В пересчете на NO₂ концентрация оксидов азота в

продуктах горения может быть определена следующим соотношением:

$$\text{NO}_x = 1,53 \cdot (\text{NO}_T + \text{NO}_6 + \text{NO}_T), \quad (2)$$

концентрация термических оксидов оценивается по уравнению [4]:

$$\text{NO}_T = 0,24 \cdot 10^{10} \cdot K_r \cdot K(\text{O}_2) \cdot K(\varepsilon) \cdot \exp\left[\frac{-35000}{T_{K1}^{0,25} \cdot T_{K2}^{0,5} \cdot T_{II}^{0,25}}\right] \cdot K_V, \quad (3)$$

где K_r , $K(\text{O}_2)$, $K(\varepsilon)$, K_V – безразмерные коэффициенты, определяемые условиями сжигания топлива, типом горелочного устройства и составом печной атмосферы; T_{K1} , T_{K2} ; – калориметрическая температура горения топлива при различных условиях сжигания, К; T_{II} – температура печи, К.

Ниже на рис. 1 и 2 показана зависимость концентрации оксидов азота в уходящих газах от теплоты сгорания газового топлива.

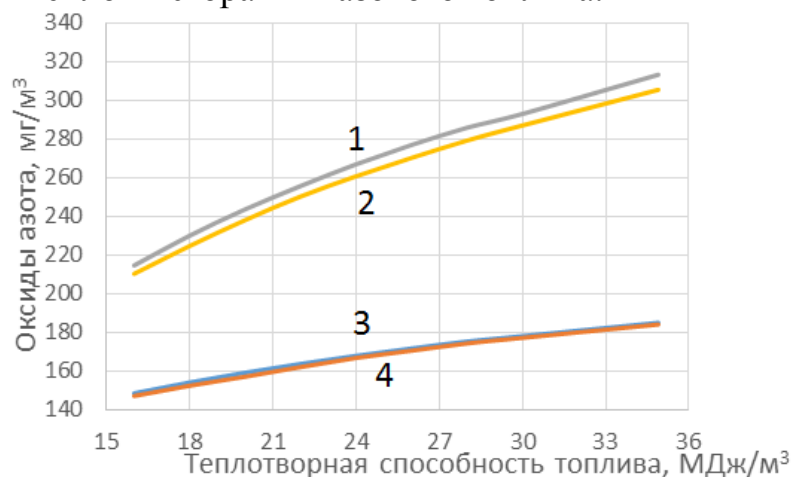


Рисунок 1. Зависимость концентрации оксидов азота от теплотворной способности топлива при сжигании в высокотемпературной печи $t_{\text{печ}}=1350^\circ\text{C}$:
 1 – $t_{\text{в}}=300^\circ\text{C}$, $n = 1,1$; 2 – $t_{\text{в}}=300^\circ\text{C}$, $n=1,05$; 3 – воздух не подогревается, $n = 1,1$; 4 – воздух не подогревается, $n=1,05$

Расчеты выполнены для двух вариантов сжигания топлива: в горелках с разомкнутым факелом ($n=1,05$) и в горелках типа «труба в трубе» ($n=1,1$). Расчеты показали, что концентрация оксидов в обоих случаях практически одинакова и для холодных компонентов горения, и при подогреве воздуха горения.

Как и следовало ожидать, концентрация NO_x в дыме растет с ростом калорийности топлива. Кроме того, расчеты показали, что для высокотемпературных печей – $t_{\text{печ}}=1350^\circ\text{C}$ – подогрев воздуха горения до 300°C существенно (в 1,6-1,7 раза) повышает содержание оксидов азота в уходящих газах.

На рисунке 2 показаны аналогичные зависимости для печи с существенно более низкой температурой $t_{\text{печ}}=950^\circ\text{C}$. Общий уровень концентрации NO_x в продуктах горения почти вдвое ниже, а подогрев воздуха горения на 20-30%

увеличивает содержание оксидов в уходящих газах.

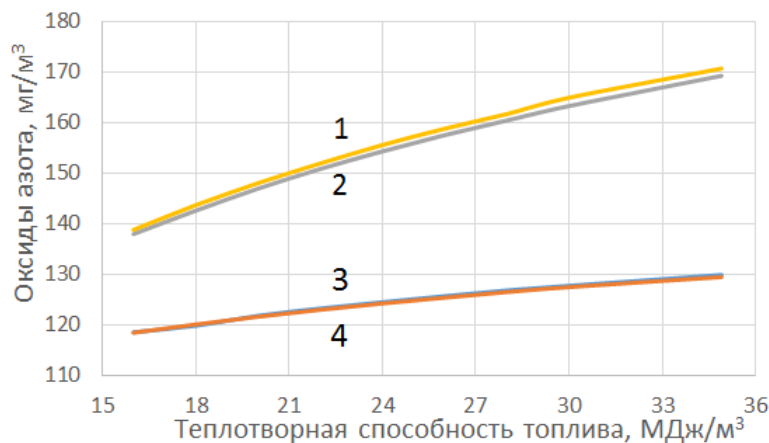


Рисунок 2. Зависимость концентрации оксидов азота от теплотворной способности топлива при сжигании в печи $t_{\text{печ}}=950^{\circ}\text{C}$:

1 – $t_{\text{в}}=300^{\circ}\text{C}$, $n=1,1$; 2 – $t_{\text{в}}=300^{\circ}\text{C}$, $n=1,05$; 3 – воздух не подогревается, $n=1,1$; 4 – воздух не подогревается, $n=1,05$

Выполненные расчеты величины содержания NO_x в уходящих газах подтверждают известные экспериментальные данные, что выброс оксидов азота горелками с разомкнутым факелом и горелками без предварительного смешения компонентов горения практически одинаков.

Подогрев воздуха горения существенно – в 1,5 – 1,7 раза увеличивает концентрацию NO_x в уходящих газах для высокотемпературных печей, для низко- и среднетемпературных печей – на 20 – 30%

Температура печи является важным фактором, оказывающим влияние на величину выбросов оксидов азота, оптимизация ее величины – один из факторов борьбы за чистоту атмосферного воздуха.

Литература

1. Сигал, И.Я. Защита воздушного бассейна при сжигании топлива. – Ленинград: «Недра», 1988 – 311 с.
2. Топливо, огнеупоры и металлургические печи / А.А. Вагин и [др.]. – Москва: Металлургия, 1978 – 431 с.
3. Лисиенко, В.Г. Топливо. Рациональное сжигание, управление и технологическое использование. Справочник. Кн.1. / В.Г.Лисиенко, Я.М. Щелоков, М.Г.Ладыгичев. – Москва: «Теплотехник», 2003 – 606 с.
4. Герцык, С.И. Оценка концентрации оксидов азота в продуктах горения топлива / С.И. Герцык, Д.Б. Туктаров // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2014. – № 5. – С. 3-7.
5. Шульц, Л.А. Пути решения экологических проблем при нагреве и термической обработке стального проката и деталей / Л.А. Шульц, Ю.М. Бунзель, В.Ф. Третьяков // В сб. «Металлургия, XXI век». – Москва: Металлургия, 1991. – С. 253-256.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭРГОНОМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РЕСПИРАТОРНОЙ ПОЛУМАСКИ

Скороход С.А., Скопинцев И.В.
Московский политехнический университет

Применение средств индивидуальной защиты органов дыхания, как и всех средств защиты, призвано способствовать выполнению общего требования к производству – обеспечению эффективности труда, сохранения работоспособности и здоровья работающих. Поэтому СИЗОД должны обладать соответствующими эргономическими свойствами, которые обеспечиваются рядом технических параметров, зависящих от особенностей конструкций СИЗОД.

Применение СИЗОД связано, как известно, с ощущением дискомфорта. Большинство воспринимает СИЗОД как помеху в труде и как неудобство для себя [1]. Большинство СИЗОД ухудшают условия видимости либо из-за ограничения поля зрения, либо из-за низких оптических качеств щитков и покрытий, предохраняющих глаза пользователя. Ко всем СИЗОД предъявляют минимальные требования, однако выполнение некоторых практических задач требует улучшенных условий видимости.

Если работа связана с подъемом и спуском по лестницам, вождением транспортных средств и т.п., то требуются такие СИЗОД, которые лишь в минимальной степени ограничивают поле зрения пользователя [2].

В данной исследовательской работе рассматривается конструктивное решение, позволяющее уменьшить степень ограничения обзорности при использовании СИЗОД.

Описание конструкции оригинальной респираторной полумаски

Респиратор с удалёнными фильтрами (РУФ) относится к классу фильтрующих респираторов, предназначен для защиты органов дыхания персонала промышленных предприятий в условиях загрязненной окружающей воздушной среды.

Полумаска (рис. 1) состоит из следующих основных элементов: лицевой части (1), двух впускных каналов для вдыхаемого воздуха (2) и двух присоединяемых к ним фильтрующих насадок (3). Конструкция подразумевает два клапана вдоха, по одному на левой и правой части маски, расположенные на торцах впускных каналов, и один клапан выдоха (4) на лицевой части маски. За надёжное прилегание респираторной маски к лицу отвечают обтюратор (5) и оголовье (6).

Ключевой особенностью полумаски является конструкция впускных каналов. В ней клапаны вдоха удалены от лицевой части маски, и располагаются так, чтобы фильтрующие насадки при установке приняли положение на щеках носящего. Форма присоединяемых к маске фильтрующих

насадок продолжает очертания впускных каналов. Эти решения позволяют вынести фильтры из поля зрения пользователя.

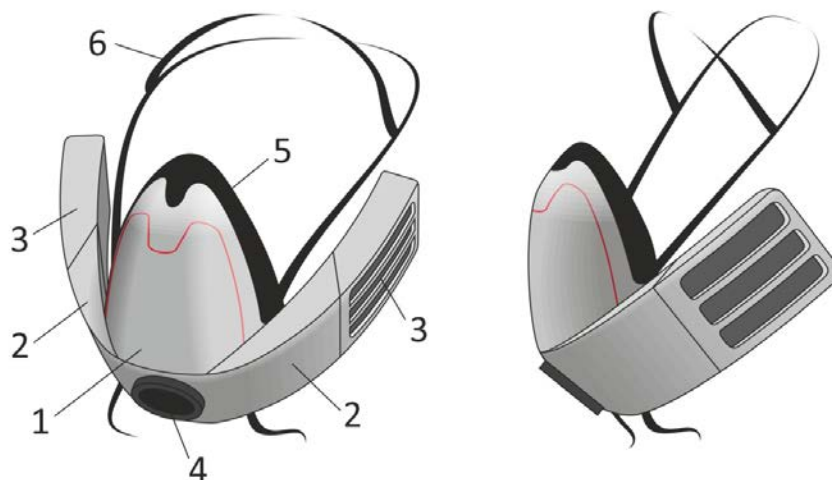


Рисунок 1. Внешний вид респиратора с удалёнными фильтрами (РУФ).

Проведение эксперимента по определению «мёртвой зоны»

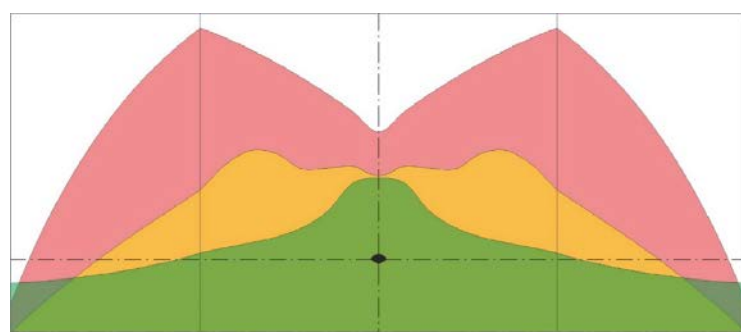
Для проведения опыта по определению поля зрения при ношении Респиратора с удалёнными фильтрами был создан его макет.

В данном эксперименте, помимо описанной конструкции, рассматриваются ещё два респиратора: полумаска марки РУ-60М, аналоги которой широко распространены на рынке СИЗОД (например, РПГ-67), и полумаска ЗМ 6200. Респиратор РУ-60М укомплектован фильтрующими насадками типа ДОТ-120, защищающими органы дыхания человека от вредных газо- и парообразных веществ; на респиратор ЗМ 6200 установлены противоаэрозольные фильтры модели ЗМ 6057.

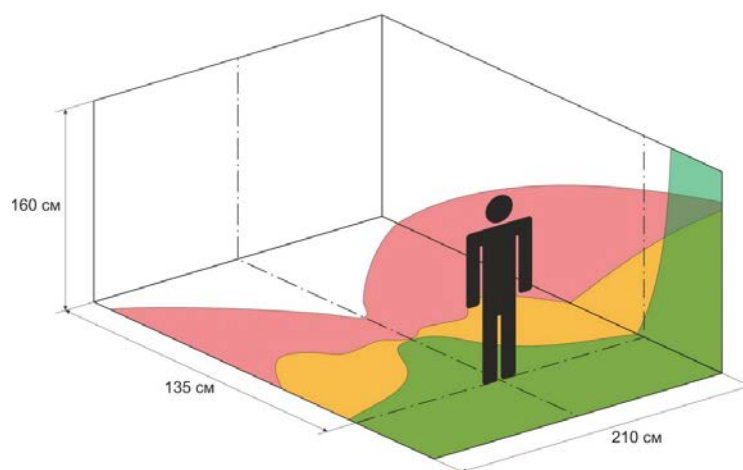
Эксперимент проводится на выделенном участке шириной 210 см, длиной 135 см. Высота области для проведения опыта ограничивается на отметке 160 см. Испытатель надевает респиратор и становится на среднюю линию на выделенном участке, как отмечено на рис. 2. Наклон головы фиксируется в общем для всех опытов положении специальным лекалом.

Опыт заключается в следующем: испытатель с помощью лазерной указки показывает точки на плоскости выделенного для эксперимента участка, которые обозначают границу «мёртвой зоны», в пределах которой обзор заграждён фильтрующими насадками респиратора. В это время, ассистент отмечает эти точки маркерами.

В результате эксперимента были зафиксированы области «мёртвой зоны» трёх различных видов респираторов, включая «мёртвую зону» макета предлагаемой в данной работе конструкции (рис. 2).



а)



б)

Рисунок 2. Области «мёртвой зоны» для респираторов
(а – развернутый вид, б – пространственный вид):
РУ-60М – красный, 3М 6200 – жёлтый, Макет РУФ – зелёный.

Данные, полученные из опыта, показывают, что респиратор РУ-60М перекрывает самую большую область поля зрения из испытуемой тройки СИЗОД (43,7% наблюдаемых плоскостей). Респиратор фирмы 3М, хоть и имеет конструкцию, нацеленную на уменьшение «мёртвой зоны», всё же, перекрывает значительную область (15,8%). Лучший результат обзорности в опыте демонстрирует макет Респиратора с удалёнными фильтрами (5,0%).

Проведенный опыт показывает, что полумаска описанной конструкции в меньшей степени ограничивает поле зрения по сравнению с аналогами, что характеризует её как более эффективное СИЗОД для выполнения сложных задач.

Литература:

1. Олонцев, В.Ф. Противогаз: Наука и технологии. – Пермь: Пермский ЦНТИ, 2003. – 310 с.
2. Система стандартов безопасности труда. Средства индивидуальной защиты органов дыхания. Рекомендации по выбору, применению и техническому обслуживанию. ГОСТ 12.4.299-2015; введ. 01.06.2016. – М. Стандартинформ, 2016. – 24 с.

УТИЛИЗАЦИЯ ВТОРИЧНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕСУРСОВ В АГЛОМЕРАЦИОННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Пономарев Д.К., Асламова Я.Ю.
Донецкий национальный технический университет

Использование в агломерационном производстве богатых железом вторичных ресурсов, таких как колошниковая пыль, прокатная окалина, высокоосновные сталеплавильные шлаки эффективно и не вызывает затруднений. Утилизация тонкодисперсных пылей и шламов металлургического производства представляет в большинстве случаев проблему по следующим причинам [1]:

- наличие в составе отходов токсичных и радиоактивных элементов, которые могут проникать в атмосферу, водные объекты, почву;
- использование в агломерации вторичных ресурсов, содержащих Zn, Pb, Cu, As, Cd, S, P, Cl, нефтепродукты, щелочные металлы и избыточную влагу, ведет к снижению показателей процесса спекания, ухудшению качества агломерата, износу оборудования, поэтому их добавку в агломерационную шихту ограничивают;
- для подготовки неоднородных по физико-химическим свойствам, несыпучих, замасленных отходов и отходов с повышенной влажностью необходимо создавать специальные отделения.

Кроме перечисленных проблем, как отмечено авторами работы [2], недостатком является то, что влажные шламы слеживаются, образуя крупные, до 25 мм комья, которые не спекаются в слое шихты и впоследствии являются центрами разрушения агломерата. Тонкие пыли, из-за их поверхностных свойств, плохо смачиваются водой и трудно поддаются окомкованию. Особенно такие свойства характерны для пылей, уловленных в электрофильтрах.

На большинстве отечественных предприятий технология подготовки к утилизации в аглопроизводстве некондиционных железосодержащих пылей и шламов заключается в их перемешивании с сухими известьсодержащими отходами и различными водопоглощающими материалами. Такая простейшая схема позволяет придать смеси отходов свойство сыпучести, благодаря которому их можно дозировать в шихту, повысить их способность к смешиванию и окомкованию.

Проблема подготовки и утилизации в агломерационном производстве вторичных ресурсов актуальна и для Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ). Химический состав образующихся на предприятии отходов приведен в таблице. В настоящее время с целью снижения экологической нагрузки, оказываемой предприятием на окружающую среду, эти отходы утилизируют в качестве железосодержащей добавки в агломерационную шихту в количестве 500-650 кг/т агломерата.

Таблица. Химический состав железосодержащих вторичных ресурсов ЕМЗ

Материал	Содержание, %							
	Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	ППП
Колошниковая пыль	37,07	10,24	41,59	10,00	1,75	8,57	41,59	24,50
Отсев агломерата	52,06	14,23	58,57	10,67	1,47	8,83	58,58	3,86
Шламоаспирационная смесь:								
шлам доменный	50,13	14,71	55,29	9,87	1,85	7,10	55,29	8,08
шлам конвертерный	38,94	9,66	44,91	11,29	2,01	7,54	44,91	13,72
Окалина	52,00	34,84	35,63	12,23	2,08	2,68	35,63	9,10
	72,32	45,23	53,10	0,60	0,43	0,32	53,10	4,48

Подготовка отходов к утилизации в аглопроизводстве на ЕМЗ происходит в несколько этапов:

1. На специально организованном участке с помощью экскаваторов и бульдозеров путем смешивания доменных и конвертерных шламов, аспирационных железосодержащих пылей, известьсодержащей пыли известково-обжигового отделения, а также отсева извести крупностью 0-10 мм и отсева агломерата получают шламоаспирационную смесь.

2. В течение суток шламоаспирационная смесь вылеживается на площадке.

3. Подготовленную шламоаспирационную смесь отдельно дозируют в агломерационную шихту. Спекание шихты осуществляется в слое высотой 300-350 мм.

Благодаря такой технологии подготовки оптимизируется влажность сухих пылей, отсева агломерата и шламов.

Однако введение вторичных ресурсов оказывает негативное влияние на прочность агломерата. Из графика, приведенного на рисунке 1, видно, что повышение расхода в аглошихту вторичных ресурсов сопровождается увеличением содержания в агломерате мелочи класса 0-5 мм.

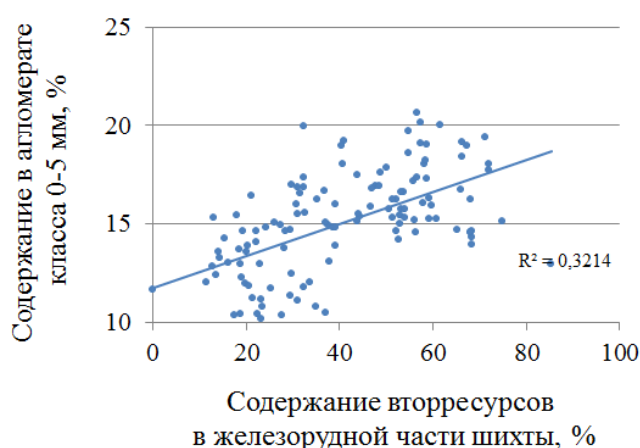


Рисунок 1. График зависимости прочности агломерата от содержания вторичных материалов в шихте

Качество агломерата, производимого в аглоцехе ЕМЗ при больших расходах шламов и пылей, можно повысить за счет установки в цикл

подготовки шихты интенсивного смесителя «Айрих» (EIRICH), схема которого приведена на рисунке 2. Установка смесителя решает две задачи:

1. эффективное перемешивание компонентов смеси отходов и равномерное распределение в ней влаги;
2. формирование из шламов и других отходов микрогранул, которые после введения их в аглошихту выступают в роли центров окомкования.

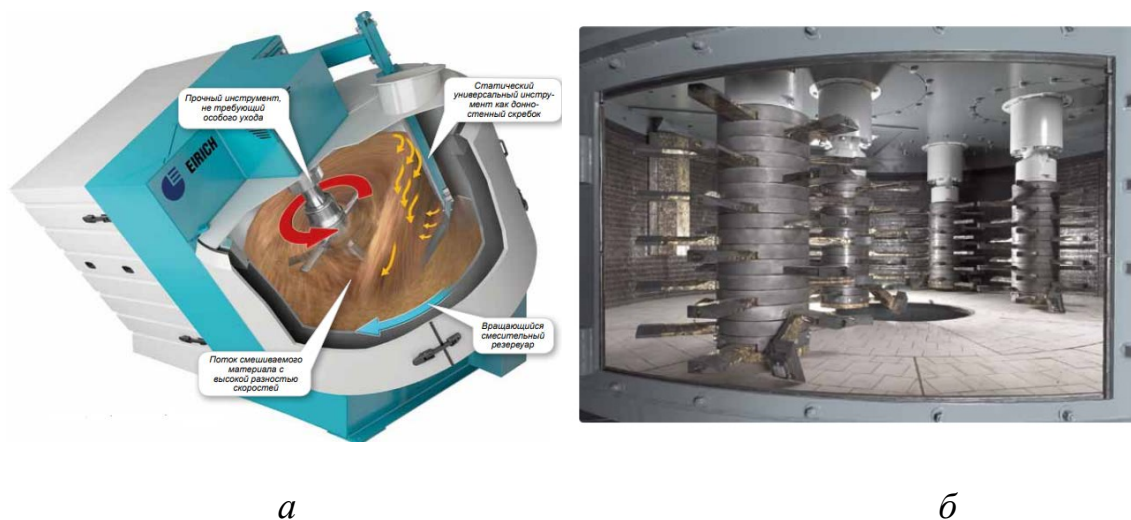


Рисунок 2. Интенсивный смеситель «Айрих» [3]:
а – принцип смешивания; *б* – вид изнутри

Такая модернизация технологии подготовки железосодержащих отходов к утилизации в аглопроизводстве позволит улучшить показатели процесса спекания и повысить качество агломерата. Кроме того будет достигнут экономический эффект за счет экономии первичных сырьевых материалов и снижена нагрузка на окружающую среду благодаря минимизации накопления на прилегающих территориях отходов предприятия.

Литература:

1. Мищенко, И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013 – 452с.
2. Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 11. Технологически методы защиты окружающей среды от вредных выбросов агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов [и др.] // Бюллетень «Черная металлургия». – 2018. – № 2. – С. 17-31.
3. EIRICH. Технологии подготовки смесей для металлургии // Режим доступа - https://www.eirich.ru/fileadmin/user_upload/Eirich_Bilder/2.Branchen/12.Metallurgie/M1849_0_ru.pdf (по состоянию на 24.04.2020)

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ШИХТЕ МАЛООФЛЮСОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ И ВЫСОКООСНОВНОГО АГЛОМЕРАТА

Поворознюк Е.А., Падалка В.П., Кочура В.В.
Донецкий национальный технический университет

Какой железосодержащий материал агломерат или окатыши эффективнее использовать в доменной плавке не решается однозначно, так как каждый из них имеет свои преимущества и недостатки.

Качественное офлюсование железорудной шихты должно обеспечивать полный вывод сырого флюса из доменной шихты, так как известняк повышает расход кокса в доменной печи: затрачивается теплота на термическое разложение известняка; диоксид углерода, выделившийся в процессе термической диссоциации карбоната кальция в зоне восстановления вюстита, снижает восстановительный потенциал печных газов и степень косвенного восстановления вюстита; часть диоксида углерода карбоната, реагируя с углеродом кокса, повышает расход кокса, не дошедшего до фурм, и вызывает дополнительный расход тепла на эндотермическую реакцию $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$.

Передача известняка из доменной шихты в аглошихту или в шихту для производства окатышей также сопровождается повышением расхода топлива в процессе агломерации, но при этом расходуется сравнительно дешевое аглотопливо (коксовая мелочь, антрацитовый штыб), а не дорогой кокс. Известняк снижает температуру плавления пустой породы руд, что позволяет понизить температурный уровень аглопроцесса и избежать повышения расхода аглотоплива. Поэтому производство офлюсованного агломерата явилось одним из самых эффективных мероприятий по улучшению показателей аглодоменного производства.

Перевод доменных печей на работу с офлюсованным агломератом был осуществлен после окончания второй мировой войны, и сопровождался значительной экономией кокса - около 400 кг на 1 т извлеченного из шихты известняка [1]. С тех пор условия плавки значительно изменились: повысилась температура дутья (до 1200–1350°C), уменьшился выход шлака (до 200–300 кг/т чугуна), производится отсеивание мелких фракций (0-5 мм) из рудной части шихты, широко используются в шихте доменных печей окатыши (пеллеты) - "калиброванное" по размеру зерен сырье, все мощные печи ($d_r \geq 12$ м) оборудованы многофункциональными распределителями шихты (устройства фирмы "Paul Wurth" и др.), практически все печи работают при повышенных давлениях газов на колошнике (до 0,35МПа), резко сократились колебания гранулометрического и химического составов шихтовых материалов, что, наряду с улучшением контроля и пуском целого ряда локальных систем автоматического регулирования, способствовало стабилизации доменного процесса. В результате резко сократился расход кокса (до 0,45÷0,50 т/т чугуна без дополнительных топлив) и улучшилось качество передельных чугунов:

температура чугуна и шлака возросла до 1500-1550°C, содержание кремния понизилось до 0,3-0,5% при концентрации серы в чугуне менее 0,035%.

В связи с различием свойств агломерата и окатышей и необходимостью использования их в шихте в разных соотношениях задача выявления влияния доли окатышей в шихте на показатели плавки приобрела большое значение.

В мировой практике чугун из шихты содержащей 70-100 % окатышей, выплавляется в массовом масштабе в тех случаях, когда металлургический завод не имеет своей аглофабрики. В этом случае в качестве шихты используются окатыши, как правило, низкоосновные, с низким содержанием кремнезема, с содержанием Fe более 65 % и высокой механической прочностью (300-400) кг/окатыш (табл. 1).

Таблица 1 - Среднегодовые показатели работы на окатышах доменных печей США и Европы

Показатели	США Geneva Steel Provo BF-2	США Indian Steel C°. East Chivago BF-7	Франция Ovaco Koverhar 1	Швеция SSAB Tunnplat AB Lulea 3
Объем печи, м ³	1250	4403	567	2540
Удельная производительность, т/м ³ сут	2,63	2,06	2,63	2,45
Расход сух. кокса, кг/т	358,0	313,0	356	322
Расход шихтовых материалов, кг/т:				
агломерат	0	240	0	0
окатыши (CaO+MgO)/SiO ₂ <0,5	1182	1359	0	0
окатыши (CaO+MgO)/SiO ₂ >0,5	294	0	1419	1363
сумма окатышей	1476	1359	1419	1363
известняк обычный	0	0	132	76
известняк доломитизированный	44	0	0	0
Дутье:				
давление, бар	2,9	3	1,79	3,56
температура, °C	985	1001	1166	1112
содержание O ₂ , %	26,5	25,1	27,8	23,8
Расход природного газа, м ³ /т	133,8	0	0,0	0,0
Расход ПУТ, кг/т	0	147	0,0	141,2
Температура колошникового газа, °C	112	110	113	138
Степень использования СО, доли	0,486	0,477	0,528	0,553
Выход шлака, кг/т	137	263	171	158
Химический состав шлака, %				
MgO	12,36	10,88	17,40	18,20
Al ₂ O ₃	7,77	10,19	11,80	12,50
S	0,58	0,97	2,18	1,27
CaO / SiO ₂	0,87	1,07	1,10	0,97
Химический состав чугуна, %				
Si	0,75	0,36	0,48	0,37
S	0,037	0,036	0,048	0,042
Теоретическая температура, °C	1780	2077	2282	2144

Преимущества в качестве окатышей обеспечивают при их применении за рубежом достижение высоких технико-экономических показателей: расход кокса составляет 313-350 кг/т, производительность печей – 2,06-2,63 т/м³ сутки, что полностью соответствует современному уровню производства и обеспечено минимальными выходом шлака, расходом окатышей и флюса, минимальным выносом колошниковой пыли, высокой степенью использования восстановительного потенциала горновых газов (степень использования СО составляет 0,48-0,56), эффективным применением дополнительных топлив.

Суммарная экономия кокса от повышения содержания железа на каждый 1% за счет ввода окатышей составляет 1,5 % при доле окатышей в шихте до 60% и обусловлена снижением выхода шлака и повышением косвенного восстановления. При повышении же доли окатышей выше 60 % экономия кокса обусловлена только снижением выхода шлака и составляет менее 0,7 % на каждый дополнительный 1 % железа в шихте.

Основными преимуществами железорудных окатышей в сравнении с агломератом являются:

- высокое содержанием железа, однородность фракционного состава, хорошая транспортабельность и возможность перевозки на большие расстояния;
- более длительное время хранения на складах, в то время как агломерат при хранении рассыпается с образованием большого количества мелочи и его дальнейшее использование в доменном переделе становится невозможным;
- меньшая доля кремнезема и потребность в известняке для офлюсования окатышей;
- меньший расход в доменном переделе и меньший выход шлака;
- высокая восстановимость, обусловленная большой пористостью;
- меньшие выбросы в окружающую среду при производстве окатышей.

В агломерационном цехе Енакиевского металлургического завода проведен опытно-промышленный эксперимент по производству высокоосновного агломерата основностью до 5,0. Результаты изменения в доменной шихте при использовании высокоосновного агломерата приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Расход шихтовых материалов при выплавке чугуна с использованием низкофлюсованных окатышей и высокоосновного агломерата

Наименование	Основность агломерата, ед					
	2,0 (база)	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
Агломерат, кг/т чугуна	192,4	202,1	322,1	313,5	363,0	309,7
Окатыши "Михайловский ГОК", кг/т чугуна	1314,4	1330,0	1283,0	1287,6	1295,3	1360,2
Доля агломерата в ЖРЧ шихты, %	12,8	13,2	20,1	19,6	21,9	18,5
Известняк, кг/т чугуна	233,9	200,6	154,0	137,6	103,5	110,1
Кокс скиповый, кг/т чугуна	538,1	530,5	476,7	479,0	476,6	491,9
Основность шлака (CaO/SiO ₂), ед	1,13	1,11	1,17	1,10	1,09	1,17

Использование в доменной шихте высокоосновного агломерата привело к сокращению удельного расхода известняка. При основности агломерата 2,0 данный показатель составил 233,9 кг/т, а наименьшее значение расхода известняка в доменную шихту было в период производства агломерата основностью 4,5 и составило 103,5 кг/т. В период производства агломерата основностью 5,0 по производственной необходимости потребовалось снизить содержание серы в чугуне, для чего основность доменного шлака была увеличена до 1,17. Так же в указанный период доля агломерата в доменной шихте была ниже, чем при производстве агломерата основностью 4,5 и составила 18,5 % и 21,9 %, соответственно. Поэтому расход известняка в доменную шихту при производстве агломерата основностью 5,0 был несколько выше – 110,1 кг/т.

Снижение расхода известняка в доменную шихту привело к сокращению удельного расхода кокса на производство чугуна. Наибольший расход кокса – 538,1 кг/т чугуна был в период производства агломерата основностью 2,0, наименьший – 476,6 кг/т чугуна – при производстве агломерата основностью 4,5, когда расход известняка в доменную шихту имел наименьшее значение.

Общие закономерности при повышении доли окатышей в доменной шихте следующие:

1. Увеличивается нижний перепад давления в печи при сохранении интенсивности по газу, что объясняется большей усадкой окатышей при восстановительно-тепловой обработке и более широким диапазоном температур их размягчения и плавления, повышая газодинамическое сопротивление в нижней зоне печи.

2. Увеличивается вынос колошниковой пыли и доля в ней мелких фракций, что обусловлено повышенной истираемостью окатышей и большим разрушением при восстановлении. Это отрицательно влияет на службу засыпных аппаратов.

3. Использование в доменной плавке Енакиевского металлургического завода высокоосновного агломерата совместно с низкоосновными окатышами позволило снизить удельный расход известняка в доменной шихте с 233,9 кг/т чугуна при основности агломерата 2,0 до 103,5 кг/т чугуна при основности 4,5 и, соответственно, удельный расхода кокса на производство чугуна с 538,1 до 476,6 кг/т чугуна.

Литература:

1. -Товаровский, И.Г. Доменная плавка: монография / И. Г. Товаровский. - Днепропетровск: Пороги, 2009. – 768 с.

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ В МАЛЫХ ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ

Тубольцева А.А., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время в мире 95% чугуна получают в доменных печах и около 5% производится на основе бескоксовых процессов жидкофазного восстановления, что подтверждает определяющую роль технологии доменной плавки в черной металлургии [1].

Потребность в дешевом жидком передельном и твердом чушковом литейном чугуне, выплавляемом в небольших количествах, для многочисленных сталеплавильных или машиностроительных мини-заводов стимулировала тенденцию совершенствования технологии выплавки чугуна в шахтных печах небольшого объема.

Спрос на сравнительно небольшие количества жидкого чугуна вызвал необходимость разработать различные процессы восстановительной плавки. Традиционный доменный процесс довольно быстро приспособился к этому спросу, что выразилось в разработке конкурентоспособных агрегатов. Согласно сформировавшейся в последние годы традиции доменные печи малого объема, специально разрабатываемые для обеспечения потребности мини-заводов, подразделяются по международной классификации [2, 3].

Таблица 1 - Международная классификация доменных печей малого объема

Международное обозначение	Полезный объем, м ³	Производительность, т/сут
Компактная доменная печь	500-1500	1000-4000
Малая доменная печь	100-500	300-1000
Микро доменная печь	до 100	менее 300

Наиболее активно шахтные печи малого объема нового поколения внедряются в Бразилии, Индии, Индонезии и Китае.

Рабочая высота малых доменных печей (ДП) составляет 14-17 м, загрузочное устройство представляет собой традиционный двухконусный аппарат с дозирующей загрузочной воронкой. Применение мелкокусковой руды и кокса с узким диапазоном гранулометрического состава обеспечивает хорошее распределение шихты без применения сложных засыпных устройств.

Компактные металлические воздухонагреватели обеспечивают легко контролируемую температуру горячего дутья в диапазоне 650-900°C. В кладке малых ДП используются высокоглиноземистые кирпичи (62-70% Al₂O₃ по массе). Широко практикуется охлаждение кожуха печи орошением водой, при этом не используются ни охлаждающие плиты, ни доменные холодильники, ни сложные системы циркуляции воды.

С учетом всей необходимой инфраструктуры удельные капиталовложения, требуемые для компактных и малых ДП, оцениваются в 100-120 долл. США на тонну годового производства в зависимости от страны, качества оборудования, степени механизации и автоматизации и т.п. При той же производительности для традиционных доменных печей требуется на 50% больше капиталовложений.

Важнейшим преимуществом таких печей является универсальность сырьевых условий работы. Они могут использовать кокс со сниженными показателями прочности, что для обычных доменных печей неприемлемо. В качестве топлива используют также древесный уголь. В частности, в Бразилии они нормально работают исключительно на нем. Крупность древесного угля составляет 12-120 мм, а содержание золы – 2-4 %.

В железорудной части шихты с одинаковым успехом применялись как по отдельности, так и в виде смесей: сырая кусковая руда крупностью 10-30мм, мелкокусковая руда крупностью 6-12 мм, а также окатыши крупностью 6-16мм.

Анализ мировых тенденций развития доменного производства показывает, что ДП малого объема являются многоцелевыми агрегатами и выполняют не только металлургическую функцию, а также энергетическую и санитарно-экологическую применительно к региональным потребностям.

Предложена технология переработки в малых ДП техногенных отходов угольного и металлургического производства с годовым производством чугуна 100 тыс. т.

В состав комплекса по переработке отходов включены следующие объекты и участки:

- плавно-разливочный комплекс, в составе доменной печи объемом 100 м³; бункерной эстакады шихтовых материалов, скипового подъемника, блока воздухонагревателей, системы газоочистки с блоком рукавных фильтров;
- участок окомкования или брикетирования отходов;
- рудный двор;
- литейный двор, в составе разливочной машины для жидкого чугуна;
- склад готовой продукции;
- участок переработки шлака.

В качестве исходного сырья предусмотрено использование следующих основных и добавочных материалов: кокс, антрацит, агломерат, окатыши, брикеты, железная руда, металлдобавка из отсева сталеплавильного шлака, известняк, конвертерный шлак.

В качестве техногенного сырья для производства окатышей или брикетов предусмотрено использование шламов и пылей угольного и металлургического производства; отходов производства извести; конвертерного шлака.

Получение передельного чугуна из отходов угольного и металлургического производства решается в два этапа. На первом этапе: из шламов угольного и металлургического производства изготавливаются окатыши или брикеты, которые впоследствии используются составной частью шихты при выплавке чугуна в доменной печи на втором этапе.

Процесс получения передельного чугуна в чушках осуществляется в следующей технологической последовательности:

- прием и складирование шихтовых материалов на рудном дворе;
- производство окатышей или брикетов;
- загрузка шахтовых материалов в бункерную эстакаду;
- загрузка доменной печи;
- плавка;
- выпуск чугуна и шлака;
- разлив чугуна на разливочной машине;
- складирование холодной чушки.

Конструктивно доменная печь выполнена по классической схеме и представляет собой высокую шахту круглого сечения, опирающуюся на железобетонный фундамент. Надземная часть фундамента выложена из огнеупорного бетона.

С использованием метода профессора Ленинградского политехнического института А.Н. Рамма выполнен расчет профиля малой ДП объемом 100 м³ (табл. 2) [4]. Для сравнения в таблице представлены размеры типовых доменных печей.

Таблица 2 – Основные размеры проектируемой и типовых доменных печей

Параметры	Полезный объем, м ³				
	100	1033	2000	3000	5000
Высота, м:					
полная	16,76	28,7	33,358	34,95	36,1
полезная	14,75	26,0	29,4	32,2	33,5
колошника	1,34	2,3	2,3	2,35	2,3
шахты	7,36	15,0	18,2	20,1	20,7
распара	1,17	2,0	1,7	2,0	1,7
заплечиков	3,2	3,0	3,0	3,2	3,7
горна	1,68	3,2	3,6	3,9	4,4
Диаметры, м:					
колошника	2,7	5,8	7,3	8,4	10,8
распара	3,4	8,2	10,9	12,8	16,1
горна	2,54	7,2	9,75	11,6	14,7
Количество леток:					
чугунных	1	1	1	3	4
шлаковых	1	2	2	1	1
Число воздушных фурм	8	14	20	24	36

Футеровка колошника защищена металлическими кольцами, собранными из сегментов, от ударного и истирающего действия кусков шихты, падающих с большого конуса засыпного аппарата. Шахту, распар и заплечики футерованы высококачественным шамотным кирпичом, а горн и лещадь (под печи) – высокоглиноземистым кирпичом или углеродистыми блоками.

При организации сухой очистки газа нет необходимости в шламовом

хозяйстве, что позволяет исключить из оборотного цикла шламоотстойники и шламонакопители.

Предлагается доменный газ использовать не только для нагрева дутья в воздухонагревателях, но и для выработки электроэнергии, которая будет подаваться через подстанцию на все механизмы и устройства комплекса, а также будет использоваться для наружного освещения и организации отопления зданий и сооружений, расположенных на промплощадке.

Доставка сырья к комплексу возможна как автомобильным транспортом, так и железнодорожным. При работе малой ДП транспортные потоки существенно уменьшаются, и в зависимости от ситуации на рынке перевозок возможна замена одного вида транспорта на другой.

Также существенной особенностью технологического процесса, позволяющего оптимизировать энергетические и материальные затраты, является отказ от использования ковшей для транспортировки чугуна и шлака к месту слива. Весь выплавленный чугун направляется сразу на разливочную машину по желобу, шлак обрабатывается непосредственно возле печи на установке придоменной грануляции.

Вовлечение в производственный процесс отходов металлургического производства позволит снизить техногенную нагрузку на окружающую природную среду.

Таким образом, основными отличительными особенностями комплекса переработки угольных и металлургических отходов являются наличие инновационного оборудования и использование ресурсо- и энергосберегающих технологий.

Литература:

1. Курунов, И.Ф. Доменное производство Китая, Японии, Северной Америки, Западной Европы и России // *Металлург.* – 2010. – № 2. – С. 69–77.
2. Черноусов, П.И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии: моногр. / П.И. Черноусов. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. – 428 с.
3. Юсфин, Ю.С. Печи малого объема - будущее доменного производства? / Ю.С.Юсфин, П.И.Черноусов, О.В.Голубев // *Известия вузов, черная металлургия.* – 2005 г. – № 10. – С.20-25.
4. *Металлургия чугуна: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп.* / Под редакцией Ю.С. Юсфина. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Мартыненко А.Н., Троянский А.А. ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ РЕЦИКЛИНГА МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ.....	6
2	Первухин Д.В., Бабанин А.Я. К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ ЗАТРАТ НА ДЕСУЛЬФУРАЦИЮ СТАЛИ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ЕЕ ОБРАБОТКЕ....	12
3	Абакумов А.Я., Бабанин А.Я. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ДЕСУЛЬФУРАЦИИ СТАЛИ В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....	16
4	Дергачёв И.А., Лебедев Е.Н. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КОНВЕРТЕРА ПРИ НАНЕСЕНИИ ГАРНИСАЖА.....	20
5	Мовчан А.Ю., Лебедев Е.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ РАСШИРЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИНЕРТНОГО ГАЗА ДЛЯ ПРОДУВКИ МЕТАЛЛА В КОВШЕ.....	22
6	Останин Н.Д., Тупилко И.В., Захаров Н.И. ОБ ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИИ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА КОМПЛЕКСНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ.....	24
7	Кирбаба В. Р., Жук В. Л. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ ДЛЯ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ С ЦЕЛЬЮ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОГО СОСТАВА.....	27
8	Шмарин Д.С., Шипельников А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ ВТОРИЧНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХЗАГОТОВОК В КРИВОЛИНЕЙНОЙ СЛЯБОВОЙ УНРС.....	31
9	Дрыга М.В., Блинов А.М., Диментьев А.О. ЧАСТОТА ОТБОРА ПРОБ ЧУГУНА В ТЕЧЕНИЕ ВЫПУСКА ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ	34
10	Мищенко В.О., Троянский А.А., Ратиев С.Н. ЭЛЕКТРОШЛАКОВАЯ ВЫПЛАВКА СЛИТКОВ СТАЛИ 12Х13 ПО МЕТОДУ "ВЫТЯЖКИ"...	37
11	Новиков А.С., Кочура В.В. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА.....	42
12	Шулико Н.А, Симоненко В.И., Заика В.И. УСТАНОВКА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА АЛЮМИНИЕВОЙ СТРУЖКИ.....	46
13	Сотников А.Л., Стриченко С.М. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ РАЗВИТИЯ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА СОРТОВЫХ МНЛЗ.....	49

2. ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА

1	Зозуля А.О., Бредихин В.Н., Корицкий Г.Г. РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ РЕЦИКЛИНГА АЛЮМИНИЯ	55
2	Семёнов Д.О., Корицкий Г.Г. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА УРАНА.....	60
3	Бычек А.Б., Гольцова М.В. АНАЛИЗ РАЗВИТИЯ ФАЗОВОГО ПРЕВРАЩЕНИЯ, ИНДУЦИРОВАННОГО ВОДОРОДНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ.....	64
4	Дубова Э. Р., Голод В. М. КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕНА В ЖИДКОСТЕКЛЬНОЙ ФОРМОВОЧНОЙ СМЕСИ (ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ)	69
5	Силенский М.И., Латыпов Р.А. МИКРОПЛАЗМЕННАЯ НАПЛАВКА НА ЛОПАТКИ ТУРБИН	74
6	Щепкин В.В., Полетаев Ю.В. ТЕХНОЛОГИЯ СВАРКИ ТРЕНИЕМ БОЛТОВ ИЗ СТАЛИ 40Х.....	79
7	Передельский В.А, Харченко В.Я. Черногоров А.Л. ПРОБЛЕМЫ ОЦЕНКИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ СВАРНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ОПАСНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ	82
8	Нескоромный С.В., Литвинов А.В. ОСОБЕННОСТИ СВАРКИ КРЕСТОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ ИЗ РАЗНОПРОФИЛЬНОГО ПРОКАТА ВЫСОКОВОЛЬТНОЙ КОНДЕНСАТОРНОЙ СВАРКОЙ	86

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1	Беляев Д.Ю., Бельский С.М. ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ 5-КЛЕТЕВОГО СТАНА ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ ПАО «НЛМК» В ОЧАГЕ ДЕФОРМАЦИИ.....	92
2	Быстров И.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЗАЦЕНТРОВКИ ЗАГОТОВОК НА ГЕОМЕТРИЮ КОНЦЕВЫХ УЧАСТКОВ ТРУБ В УСЛОВИЯХ ТПА 70-270 АО ВМЗ.....	95
3	Воропаев А.В., Юрченко Ю.И., Гончаров В.Е. ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ РАСКАТОВ ПРИ ОБЖАТИИ ТОРЦОВ СЛЯБОВ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ.....	98
4	Горбунов К.С., Бахаев К.В. ИССЛЕДОВАНИЕ АСИММЕТРИЧНОГО ПРОЦЕССА ПРОКАТКИ.....	102
5	Долгов М.С., Филиппов Ю.К. ОСОБЕННОСТИ СЖАТИЯ КРУГЛЫХ ОБРАЗЦОВ ПРИ ПОСТРОЕНИИ КРИВОЙ УПРОЧНЕНИЯ.....	106
6	Жандаров Е.О., Нгуен З.К. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ	

	МЕТАЛЛА В ЗОНЕ ПОЯСКА МАТРИЦЫ ПРИ ПРЕССОВАНИИ ...	110
7	Жураев М.У. АНАЛИЗ РАБОТЫ ВАЛКОВОГО УЗЛА КЛЕТКИ КВАРТО НЕПРЕРЫВНОГО СТАНА 2030 ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ ПАО «НЛМК».....	113
8	Заикин А.А., Шульгин А.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОСАДКИ ДВУХСЛОЙНОГО КОМПОЗИТА НА ОСНОВЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ.....	116
9	Калмыков А.С., Шаталов Р.Л. ВЛИЯНИЕ ЧЕРЕДОВАНИЯ ПРОДОЛЬНОЙ И ПОПЕРЕЧНОЙ ПРОКАТКИ ЛИСТОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ШИРИНЫ.....	121
10	Кондрушин А.В., Самусев С.В. АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОДОЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ФОРМОВКЕ ПРЯМОШОВНЫХ СВАРНЫХ ТРУБ МАЛОГО И СРЕДНЕГО ДИАМЕТРОВ.....	126
11	Лакиза В.А., Романцев Б.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЗНАКОПЕРЕМЕННОГО ИЗГИБА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ПРУТКА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА	131
12	Медведев В.А., Шаталов Р.Л. ВЛИЯНИЕ НЕРАВНОМЕРНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ СТРУКТУРЫ И ТВЁРДОСТИ ТОНКОСТЕННЫХ СОСУДОВ ИЗ СТАЛИ 50	133
13	Мишин М.И., Аралов А.С., Филиппов Ю.К. ТЕХНОЛОГИЯ ХОЛОДНОЙ ОБЪЕМНОЙ ШТАМПОВКИ ОСЕСИММЕТРИЧНЫХ ДЕТАЛЕЙ САТЕЛЛИТ ДИФЕРЕНЦИАЛА	136
14	Рассамаха Т.О., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ КОНЦОВ РАСКАТА ПРИ ПРОКАТКЕ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ.....	142
15	Рожин А.А., Митьев А.П. ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ПОЛОС ПРИ ПРОКАТКЕ «НА УГОЛ».....	147
16	Саксон А.В., Яковченко А.В. АДАПТАЦИЯ МЕТОДА КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ПРОЦЕССУ ФОРМОВКИ ПОЛУЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ СВАРНЫХ ТРУБ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА	150
17	Сафронов А.А., Бельский С.М., Шопин И.И. . ОБ УМЕНЬШЕНИИ РАСХОДА ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЙ АНИЗОТРОПНОЙ СТАЛИ ПРИ ПЕРВОЙ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ	155
18	Данилин В.Н., Султонов Н.Х., Шаталов К.В., Казанцев М.А. ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРОЦЕССА ПРЕССОВАНИЯ ТРУДНОДЕФОРМИРУЕМЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ ПУТЕМ ПРИМЕНЕНИЯ ГРАДИЕНТНОГО НАГРЕВА ЗАГОТОВОК И ПЕРЕМЕННОЙ СКОРОСТИ ПРЕССОВАНИЯ	160
19	Фомин М.А., Саваренко В.В., Филиппов Ю.К. ПОСТРОЕНИЕ ТАРИРОВОЧНОГО ГРАФИКА ЗАВИСИМОСТИ ТВЕРДОСТИ ОТ ДЕФОРМАЦИИ И ИНТЕНСИВНОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ	

	ШТАМПОВКЕ	165
20	Хомич В.Г., Филиппов Ю.К. КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ХОЛОДНОЙ ОБЪЕМНОЙ ШТАМПОВКИ ДЕТАЛИ «ДОРОЖНЫЙ РЕЗЕЦ».....	170
21	Чан В.К., Фам В.Х. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА КОНТАКТНОГО ТРЕНИЯ ПО ДЛИНЕ ПОЛОС ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ НА ДВУХВАЛКОВОМ СТАНЕ.....	175
22	Чигарев В.Е., Бельский С.М., Губанов О.М. ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДВУХФАЗНЫХ ФЕРРИТО-МАРТЕНСИТНЫХ МАРОК СТАЛИ ПРИ ОДНОСТУПЕНЧАТОМ ОХЛАЖДЕНИИ	178
23	Шишкин Д.О., Петров П.А. ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ПОСТАНОВКИ ОБРАТНОЙ ЗАДАЧИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МОДЕЛИ МАТЕРИАЛА ПРИ ХОЛОДНОЙ ДЕФОРМАЦИИ СТАЛИ 20Х	184
24	Шкарин А.Н., Бельский С.М. ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ АППРОКСИМАЦИИ ПОВЕРХНОСТИ ПРОФИЛЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРЯЧЕКАТАНОГО ПОДКАТА.....	189

4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1	Асбедев Д.А., Егоров Н.Т. ВЛИЯНИЕ МЫШЬЯКА НА СОПРОТИВЛЕНИЕ ХРУПКОМУ РАЗРУШЕНИЮ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ 15Г2СФ	194
2	Басенко Л.М., Алимов В.И. ИГОЛЬНАЯ СТАЛЬ - ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА И ТЕРМООБРАБОТКИ ИЗДЕЛИЙ ИЗ НЕЕ.....	197
3	Быков В.А., Радионова Л.В., Самодурова М.Н. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПЛУНЖЕРНОЙ ПАРЫ ПУТЕМ ДЕТОНАЦИОННОГО НАПЫЛЕНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНОГО ПОКРЫТИЯ	200
4	Васина М.А., Наумова Е.А. ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ АL-СА-СЕ	204
5	Гладкова М.С., Алимов В.И. СТРУКТУРНАЯ НЕОДНОРОДНОСТЬ В ШТАМПОВКАХ ПЕРЕМЕННОГО СЕЧЕНИЯ И ЕЁ УМЕНЬШЕНИЕ НА ЭТАПАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЦЕПИ ПРОИЗВОДСТВА ИЗДЕЛИЙ	207
6	Горбунов В.В., Крымов В.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СТРУКТУРУ ЩЕЛЕВЫХ СИТ ИЗ СТАЛИ 20Х13.....	212
7	Ксенофонтов Д.С., Козырева О.Е. ВСЕСТОРОННЕЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ШТАМПОВАННОЙ ЗАГОТОВКИ ДЕТАЛИ «НОСОК» ТУРБИНЫ ВЫСОКОГО ДАВЛЕНИЯ ИЗ	

	ЖАРОПРОЧНОГО НИКЕЛЕВОГО ГРАНУЛИРОВАННОГО СПЛАВА ХН51ВМКТЮБ С ЦЕЛЬЮ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА.....	216
8	Легких Н. Н., Шипков Б. В., Сухова М. А., Еремеева Ж.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗЛОЖНИЦ С ПОМОЩЬЮ СИСТЕМЫ PROCAST И AUTODESK INVENTOR .	220
9	Петрив М.М., Горбатенко В.П. О ВОЗМОЖНОСТИ ОБРАЗОВАНИЯ МАРТЕНСИТА ДЕФОРМАЦИИ ПРИ АБРАЗИВНОМ ИЗНАШИВАНИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ХРОМОНИКЕЛЕВОЙ СТАЛИ..	224
10	Савула Е.А., Алимов В.И. ДИАГНОСТИКА РАЗРУШЕНИЙ ТЯГОВЫХ ДЕТАЛЕЙ ШАХТНЫХ КОНВЕЙЕРОВ ПО ИЗЛОМАМ	228
11	Садовский В. М., Рассказова А. Н., Еремеева Ж.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СТЕПЕНИ ГАЗОВОЙ ЗАЩИТЫ НА СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ ПРИ ПОЛУЧЕНИИ КОМПОЗИТНОГО МАТЕРИАЛА «ТИТАН – УГЛЕРОДНЫЕ НИТИ.....	233

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1	Белов Н.В., Гнитиёв П.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ.....	238
2	Бонсевич Д.Р., Гнитиёв П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ КОТЛА-УТИЛИЗАТОРА В УСЛОВИЯХ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА.....	240
3	Кадомцева Т.И., Гнитиёв П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЕНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА ПРИ ОТОПЛЕНИИ ВРАЩАЮЩЕЙСЯ ПЕЧИ	243
4	Кибирёв В.Р., Новикова Е.В. ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ УМЕНЬШЕНИЯ ОКАЛИНООБРАЗОВАНИЯ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ СТАЛИ	246
5	Коротыч А.А., Кашаев В.В. ОБЗОР МЕТОДОВ И СРЕДСТВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ И ТЕРМОГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.....	250
6	Квиткин И.А., Захаров Н.И. ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ВНЕПЕЧНОГО РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ	255
7	Мешкова Е.Ю., Новикова Е.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАДИАЦИОННЫХ	

	РЕКУПЕРАТОРОВ В ПЕЧАХ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ.....	257
8	Немов А.Э., Новикова Е.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТУННЕЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ	260
9	Орловский А.С., Кашаев В.В. СЖИГАНИЕ БИОМАССЫ В ЦИРКУЛИРУЮЩЕМ ПСЕВДООЖИЖЕННОМ СЛОЕ.....	264
10	Петров М.Л., Захаров Н.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ВКЛАДА ЭЛЕМЕНТОВ В ГЕНЕРАЦИЮ ТЕПЛОТЫ ПРИ ПРОДУВКЕ КИСЛОРОДОМ ЖЕЛЕЗОУГЛЕРОДИСТОГО РАСПЛАВА В КОНВЕРТЕРЕ.....	268
11	Шатович В.А., Гнитиёв П.А. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ ПОДОГРЕВ ШИХТЫ ТЕПЛОТОЙ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ ИЗ ДСП.....	271
12	Сизонов А.С., Кашаев В.В. УСТАНОВКА ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО НАГРЕВА ОГНЕУПОРА.....	276
13	Тупилко И.В., Долганов А.Д., Захаров Н.И. ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕАЗОТАЦИИ МЕТАЛЛА В ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКОМ ПОЛЕ ДОКРИТИЧЕСКИХ НАПРЯЖЁННОСТЕЙ.....	280
14	Юдин А.А., Кашаев В.В. МЕТОДЫ УДАЛЕНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ В РАСПЛАВЕ АЛЮМИНИЯ.....	282
15	Волынцев В.В., Гнитиёв П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАЗОКИСЛОРОДНЫХ ГОРЕЛОК	285
16	Зайцев В.А., Сапронова Е.В. ПРИМЕНЕНИЕ ИМПУЛЬСНЫХ ГОРЕЛОК ПРИ ОТОПЛЕНИИ КАМЕРНОЙ НАГРЕВАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ	288
17	Черных В.В., Сапронова Е.В. РАЗРАБОТКА РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩЕГО РЕЖИМА РАБОТЫ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ	291
18	Науменко Д.А., Захаров Н.И. ПРОБЛЕМА ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В УСЛОВИЯХ ДЕГАЗАЦИИ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ ОТ ВОЛОРОДА ПРОДУВКОЙ АРГОНОМ.....	295

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1	Тупилко И.В., Сапронова Е.В., Захаров Н.И. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ
---	---

	ТЕПЛООБМЕНА В СИСТЕМЕ «ТРУБА В ТРУБЕ» И ОБСУЖДЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПОЛУЧЕНИЯ АРГОНА.....	298
2	Литвинов О.В., Колесниченко Н.В., Безбородов Д.Л. РАСПРЕДЕЛЁННАЯ ВЫРАБОТКА ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА БАЗЕ МАЛЫХ КОГЕНЕРАЦИОННЫХ УСТАНОВОК.....	301
3	Квашенко А. А., Малыхин Е. Г., Безбородов Д.Л. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ НАГРУЗОК ПРИ ФАКТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	305
4	Приходько С.С., Антонов И.С., Боев Ю.А. ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ.....	307
5	Душеба В.И., Боев Ю.А., Безбородов Д.Л. К вопросу о корректировке теплового баланса помещения при организации работы в дистанционном режиме.....	311
6	Гнитиёва А.С., Леоненкова И.А., Сафонова Е.К. ПОРЯДОК ПРОВЕДЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ОБСЛЕДОВАНИЯ И ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ЕГО ВНЕДРЕНИЯ НА ВОДОГРЕЙНЫХ КОТЕЛЬНЫХ	315
7	Леоненкова И.А., Гнитиёва А.С., Сафонова Е.К. К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ВОДОГРЕЙНОЙ КОТЕЛЬНОЙ ПРИ КРУГЛОСУТОЧНОМ ОСУЩЕСТВЛЕНИИ НАГРУЗКИ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ	318
8	Зайцева П.А., Гридин.С.В. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ ОТОПИТЕЛЬНОЙ КОТЕЛЬНОЙ	321
9	Суворова Т. Г., Халабуда А. Н., Попов А.Л. РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСОВ КАК ОСНОВА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ОБОРУДОВАНИЯ.....	325
10	Патана Ю.Р., Сафонова Е.К., Безбородов Д.Л. К ВОПРОСУ О НЕОБХОДИМОСТИ МОДЕРНИЗАЦИИ ТЕПЛОВОЙ СХЕМЫ КОТЕЛЬНОЙ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ФАКТИЧЕСКИХ ТЕПЛОВЫХ НАГРУЗОК	328
11	Морозов А.К. Сафьянц С.М. БАЗОВЫЙ УРОВЕНЬ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ КАК НЕОБХОДИМЫЙ ЭЛЕМЕНТ РЕАЛИЗАЦИИ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ МЕРОПРИЯТИЙ.....	330

7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ

1	Беляков И.В., Герцык С.И. ОБРАЗОВАНИЕ ОКСИДОВ АЗОТА В ПРОДУКТАХ ГОРЕНИЯ ГАЗООБРАЗНЫХ ТОПЛИВ.....	333
2	Скорород С.А., Скопинцев И.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭРГОНОМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РЕСПИРАТОРНОЙ	

	ПОЛУМАСКИ.....	337
3	Пономарев Д.К., Асламова Я.Ю. УТИЛИЗАЦИЯ ВТОРИЧНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕСУРСОВ В АГЛОМЕРАЦИОННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ.....	340
4	Поворознюк Е.А., Падалка В.П., Кочура В.В. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ШИХТЕ МАЛООФЛЮСОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ И ВЫСОКООСНОВНОГО АГЛОМЕРАТА	343
5	Тубольцева А.А., Кочура В.В. ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ В МАЛЫХ ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ	347

Научное издание

**VI МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

Материалы конференции

Компьютерное редактирование и верстка Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.