

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



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

22 МАЯ 2019 года

ДОНЕЦК – 2019

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



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК – 2019

УДК 669.18:621.7

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. – Электрон. дан. (1 файл: 12 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2019.– 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. Руденко Е.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, 2019

© Изд-во ДОННТУ, 2019

Уважаемые молодые ученые и студенты!



Юбилейная V Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» посвящена 95-летию факультета металлургии и теплоэнергетики. Его история началась в 1924 г. с создания Вечернего рабочего техникума. Сегодня это крупнейший в Донецком регионе учебный и научный центр, подготовивший за время своего существования более 10 000 металлургов - профессионалов своего дела. Разработки ученых факультета востребованы на промышленных предприятиях Донбасса.

В 2019 г. в конференции приняли участие представители 15 высших учебных заведений из Донецкой Народной Республики, Луганской Народной Республики, России, Белоруссии, Казахстана.

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

Литейное производство и сварка черных и цветных металлов

Обработка металлов давлением

Прикладное материаловедение, термическая обработка металлов и металловедение

Промышленная теплотехника

Теплоэнергетика

Экология и охрана окружающей среды 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 'S.M. Safyanc'.

С.М. Сафьянц

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СПЛАВА Р6М5

Королев М.Р., Герцык С.И.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Сталь Р6М5 относится к разряду инструментальных, обладающих высокой прочностью и используется для изготовления практически всех видов режущего инструмента, назначение которого – обработка углеродистых, легированных конструкционных сталей, а также для изготовления резьбонарезного инструмента, инструмента, работающего в условиях значительного нагружения и с ударными нагрузками, и порошка марки ПР–10Р6М5–Д для дробеструйной обработки.

Инструментальные стали выплавляются на АО «Металлургический завод Электросталь» в электродуговых сталеплавильных печах вместимостью 20 т –ДСП–20 в основном, методом переплава с продувкой кислородом продолжительностью около 30 мин или без продувки в зависимости от доли лома в шихте или по схеме ДСП+АВОС (агрегат внепечной обработки стали). В сутки на ДСП – 20 производится 5-7 плавов длительностью около 3,6 часов (220 мин), которая определяется составом шихты.

Достоинства метода переплава заключаются в том, что, во-первых, он позволяет утилизировать отходы производства, и во-вторых позволяет сохранить большую часть дорогостоящих легированных элементов, содержащихся в отходах, что, в свою очередь, позволяет сократить расход ферросплавов. Очевидно, что продолжительность такой плавки меньше, чем на «свежей» шихте, следовательно, выше производительность печного агрегата, меньше затраты энергии. Все это приводит к сокращению себестоимости выплавленной таким способом стали.

При достаточно большой доле лома в шихте – не менее 60 – 70%– плавка ведется без продувки (без окислительного периода) или с кратковременной продувкой, в таком случае содержащиеся в шихте легирующие элементы не окисляются и переходят в расплав. При таком способе ведения плавки к шихте предъявляются повышенные требования по составу: содержание серы и фосфора в ней должно быть ниже допустимых значений в готовой стали, а содержание углерода на 0,05 – 0,1% ниже, чем в готовом металле.

Таблица 1 –Химический состав стали Р6М5 (ГОСТ 19265–73)

C	Co	Cr	Cu	Mn	Mo	Ni	P	S	Si	V	W
0,82– 0,9	≤0,50	3,8– 4,4	≤0,25	0,2– 0,5	4,8– 5,3	≤0,60	≤0,030	≤0,025	0,2– 0,5	1,7– 2,1	5,5– 6,5

Сложности, связанные с реализацией этой технологии, сводятся к следующему:

- необходимость иметь чистую по сере и фосфору шихту;
- без окислительного периода отсутствует «кипение» ванны, что не позволяет удалить растворенные в расплаве газы, поэтому необходимо принимать дополнительные меры по дегазации жидкого металла.

Для улучшения технико-экономических показателей работы печей, выплавляющих сплав Р6М5 методом переплава, а именно: снижения угара металла, сокращения удельных затрат кислорода и электроэнергии, была проведена серия опытно - промышленных плавов, на которой опробованы следующие мероприятия:

- ввод кислорода под уровень зеркала ванны, что привело к снижению удельного расхода кислорода периода продувки и угара металла;
- подогрев лома в загрузочной бадье уходящими газами, которое привело к снижению удельного расхода электроэнергии.

Снижение удельного расхода кислорода и угара металла. При продувке расплава кислородом продувочная фурма обычно вводится через рабочее окно печи, а так как фурма располагается над поверхностью зеркала ванны кислородная струя его обдувает. В зоне контакта кислородной струи с расплавом его температура практически мгновенно достигает температуры кипения металла и остается постоянной в течение всего периода продувки. Пары металла, отрываясь от поверхности расплава, окисляются в атмосфере рабочего пространства и уносятся с отходящими газами, что приводит к существенному угару металла в окислительный период. Таким образом, эффективность использования кислорода в качестве окислителя невелика. Именно этим объясняется высокий удельный расход кислорода, достигающий 30-50 м³/т для крупнотоннажных ДСП. Следует учитывать, что при таком способе ввода кислорода в рабочее пространство печи заметно ухудшается экологическая ситуация в цехе за счет выбивания плавильной пыли через неуплотняемые отверстия и щели печи.

Процесс теплоусвоения выделяющегося тепла (экзотермический эффект реакций окисления составляющих жидкого металла) определяется тепло- и массообменными процессами расплава, а так как его теплопроводность и теплоемкость невелики, то и усвоение тепла происходит не полностью. Кроме того, конвективная составляющая теплообмена мала и массообмен в ванне металла недостаточен для выравнивания поля температур по объему, именно этим объясняется тот факт, что поверхности расплава образуются локальные высокотемпературные зоны с температурой, достигающей точки кипения металла.

При выплавке сплава Р6М5 на ДСП-20 в условиях завода «Электросталь» (переплав с продувкой) было предложено вводить кислород через неохлаждаемую металлическую трубку на глубину 0,5-0,6 ванны и поддерживать его постоянный расход путем опускания фурмы по мере ее оплавления. С использованием этого способа была проведена серия опытно-промышленных плавов, которая показала существенное снижение расхода кислорода (на 10– 15 %). Объясняется это следующим. При таком способе ввода кислородной струи в рабочее пространство зона реакций кислорода с элементами расплава находится в объеме металла, т.е. изолирована от поверхности зеркала ванны. На грани-

це раздела кислород-металл образуются пузырьки, всплывающие к поверхности расплава, где они конденсируются, так как у поверхности температура значительно ниже. Эти пузырьки остаются в слое шлака, а не уносятся с отходящими газами, а доля кислорода, прореагировавшего с жидким металлом, значительно выше, чем при традиционном способе проведения окислительного периода – удельный расход кислорода в период продувки снижается.

При вводе кислородной трубки в расплав необходимо следить, чтобы расстояние от выходного сечения трубки до подины было таково, чтобы предотвратить ее возможное разрушение из-за высоких температур.

Подогрев шихтовых материалов отходящими газами является одним из перспективных направлений модернизации электродуговых печей, позволяющий не только снизить удельные затраты электроэнергии, но и решить ряд экологических проблем – сократить количество уходящих газов и выбросов загрязняющих атмосферу веществ, поскольку вводимые в печь материалы (брикетированный лом) в определенной степени являются фильтрами, поглощающими пыль, содержащуюся в этих газах.

На опытно-промышленных плавках была опробована технология выплавки стали с подогревом лома в загрузочной бадье, средняя температура подогрева садки колебалась в пределах 250 – 370 °С. Удельный расход электроэнергии при этом снизился на 2-5%.

Перспективные направления модернизации ДСП-20 в условиях работы завода «Электросталь». Модернизация электродуговых печей различной вместимости направлена на снижение удельных затрат электроэнергии и материальных ресурсов, улучшение качества выплавляемого металла и повышение производительности агрегата. Очевидно, что показатели работы любой печи в большой степени определяются ее конструктивными особенностями и степенью совершенства технологии выплавки. К перспективным направлениям можно отнести следующее:

- снижение удельного расхода кислорода в окислительный период путем использования способа продувки, позволяющего вводить струю кислорода вглубь жидкой ванны;

- снижение угара металла за счет совершенствования системы продувки кислородом и внедрения донной продувки инертным газом, что должно способствовать выравниванию температуры по объему расплава и ликвидации или сокращению размеров высокотемпературных зон с температурой, приближающейся к температуре кипения металла;

- внедрение водоохлаждаемых элементов стен и свода, которые снимают ограничения на вводимую мощность, снижают расход огнеупоров, сокращают сроки ремонтных работ, но оправдывают себя при непрерывной работе печи;

- предварительный подогрев шихтовых материалов, сокращающий удельный расход электроэнергии;

- внепечная обработка стали, в частности, обработка стали синтетическими шлаками.

Технология рафинирования стали вне печи жидким синтетическим шлаком

выполняется по следующей схеме. Жидкий синтетический шлак с температурой 1650–1750 °С выпускают в нагретый до 900–1000 °С ковш за 7–10 минут до выпуска металла.

Примерный состав синтетического шлака (%): CaO= 50 -55, Al₂O₃=38 -40, MgO = 1 – 5, SiO₂ =1,5 -3, TiO₂ =0,3 – 0,5, FeO = 0,4 -1

Затем в ковш сливают металл, который интенсивно перемешивания со шлаком, и обе жидкие фазы дробятся на мелкие капли, что увеличивает поверхность контакта и ускоряет приближение системы к равновесному состоянию. Чтобы увеличить степень использования рафинирующей способности шлака, время выпуска расплава увеличивают до 7—10 минут. Для повышения степени раскисления металла и глобуляризации неметаллических включений во время выпуска в струю расплава вводят такие порошкообразные раскислители, как FeSi, SiCa, алюминиевая дробь. Необходимость десульфурации металла исключает попадание печного шлака в ковш. Поскольку процессы десульфурации и раскисления металла частично переносятся в ковш, восстановительный период сокращается и за счет этого производительность печи увеличивается на 10—15%. Во время обработки синтетическим шлаком из металла удаляется 65—85% серы и ее конечное содержание обычно составляет не более 0,003–0,006%. Это значение существенно ниже, чем при выплавке стали по типовой технологии. Одновременно снижается загрязненность стали неметаллическими включениями.

Таким образом, обработка стали синтетическим шлаком является эффективным способом повышения ее качества и увеличения производительности печи. Однако, в связи с тем, что синтетический шлак необходимо подготовить, требуется дополнительный плавильный агрегат, в связи с чем увеличивается стоимость передела и капитальные затраты для его реализации.

Литература:

1. *Сосонкин, О.М., Герцык С. И., Шишимиров М.В.* Патент № 2309182 Способ выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи и устройство для его осуществления. Опубл. 27.10.2007, Бюллетень №30
2. *Каблуковский, А.Ф.* Производство стали и ферросплавов в электропечах / А.Ф. Каблуковский. - М., Metallurgia, 1991– 333 с.
3. *Кудрин, В.А.* Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин. - М., Мир, АСТ, 2003 –528 с.
3. *Явойский, В. И.* Metallurgia стали / В. И. Явойский и др. - М., Metallurgia, 1983 –583 с.
4. *Воскобойников, В.Г.* Общая metallurgia / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. - М., Metallurgia, 2000 –768 с.
5. *Смирнова, Е.Ю.* Использование тепла отходящих газов для подогрева шихты / Е.Ю. Смирнова. – Электrometallurgia. – 2003. - №10.

ХАРАКТЕРИСТИКА ЖИДКОСТНОЙ ЭКСТРАКЦИИ

Байдельдинова Д., Сидорина Е.А., Набоко Е.П.
Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

Экстракционный метод отличается высокой эффективностью при концентрировании одного или нескольких компонентов, разделении близких по свойствам веществ и их очистки. Этот метод широко используется при переработке нефти, для разделения ароматических и алифатических углеводородов, при получении различных лекарственных препаратов, в органическом синтезе, при очистке животных и растительных масел.

Особенно успешно используют экстракционный метод в гидрометаллургии: в технологии ядерного горючего и его регенерации, в производстве цветных металлов, редких и рассеянных элементов.

Экстракция обладает рядом преимуществ по сравнению с другими методами извлечения и разделения компонентов: высокая селективность и чистота разделения, простота аппаратного оформления, возможность осуществления непрерывного процесса и применение автоматизации. Многократность использования экстрагента обеспечивает его экономичность и перспективность.

Перечисленные преимущества открыли широкую дорогу экстракции в промышленности.

Экстракция в широком понимании представляет собой процесс избирательного извлечения вещества в жидкую фазу. Для любого вида экстракционного процесса важно, чтобы растворитель был газообразным, жидким или твердым.

Экстракцию газа жидкостью обычно называют абсорбцией. Экстракция твердых веществ жидкими представляет собой выщелачивание, широко применяемое в металлургии. Наконец, экстракция растворенного вещества из одной жидкой фазы в другую носит название жидкостной экстракции, которая имеет большое значение для разделения и очистки металлов в технологии получения особо чистых элементов.

Таким образом, жидкостная экстракция – это процесс извлечения вещества, в частности ионов и соединений металлов, из водного раствора в жидкую органическую фазу, не смешивающуюся с водой.

Последующей операцией, называемой реэкстракцией, экстрагированный металл опять переводят из органической фазы в водный раствор, чем достигается концентрирование и очистка металла от примесей.

Органическая фаза обычно содержит органическое вещество (собственно экстрагент), образующее с извлекаемым металлом комплексные или солевые соединения, способные растворяться в органической фазе. Экстрагентами служат органические кислоты, спирты, эфиры, кетоны, амины и другое.



Рисунок 1 - Принципиальная схема экстракционного извлечения металла из раствора

Иногда экстрагентом называют раствор органического реагента в разбавителе. Разбавитель – жидкое органическое вещество, не смешивающееся с водой, служащее растворителем экстрагента (керосин, ксилол, хлороформ, толуол и др.). В случае, когда экстрагент является твердым веществом, не растворяющимся в обычных растворителях, для его перевода в жидкое состояние применяют специальные растворители (например, спирты).

В качестве реэкстрагирующих растворов (реэкстрагентов) используют растворы кислот, солей и их оснований. В результате реэкстракции обычно достигается и регенерация экстрагента, то есть восстановление его первоначальной способности к экстрагированию. Органическая и водная фазы после проведения экстракционной стадии называют соответственно экстрактом и рафинатом, а водный раствор после реэкстракции – реэкстрактом.

Для улучшения показателей экстракции в ряде случаев используют высаливатели, являющимися неорганическими веществами (обычно электролитами). Добавление в водный раствор высаливателя способствует образованию легче экстрагируемых недиссоциированных молекул или приводит к образованию экстрагируемых комплексов.

Одной из количественных характеристик экстракции является коэффициент распределения – K , который определяется, как отношение общей (аналити-

ческой) концентрации элемента в органической и водной фазах при установлении равновесия:

$$K = \frac{\sum C_{(орг)}}{\sum C_{(вод)}} = \frac{C_{1(орг)} + C_{2(орг)} + C_{3(орг)} + \dots + C_{i(орг)}}{C_{1(вод)} + C_{2(вод)} + C_{3(вод)} + \dots + C_{i(вод)}}, \quad (1)$$

где C_1, C_2, C_i – концентрация элемента в различных его химических формах в органической и водной фазах.

В частном случае, когда в органической и водной фазах соединение экстрагируемого элемента имеет одинаковый состав, выражение упрощается:

$$K = K_d = \frac{C_{(орг)}}{C_{(вод)}}, \quad (2)$$

Таким образом, K_d – частный случай K ; K_d выражает известный закон распределения Нернста. При постоянных температуре и давлении условием равновесия является равенство химических потенциалов распределяемого вещества в фазах:

$$\mu_{вод}^0 + RT \ln a_{вод} = \mu_{орг}^0 + RT \ln a_{орг}, \quad (3)$$

где $\mu_{вод}^0$ и $\mu_{орг}^0$ – стандартные химические потенциалы в водной и органической фазах соответственно; $a_{орг}$ и $a_{вод}$ – активности распределяемого вещества в фазах.

После преобразования получим выражения для констант равновесия (K_p) и распределения (K_d):

$$K_{орг} = \frac{a_{орг}}{a_{вод}} = \frac{(C_{орг} * \gamma_{орг})}{(C_{вод} * \gamma_{вод})} = \exp \left[\frac{(\mu_{вод}^0 - \mu_{орг}^0)}{(RT)} \right]; \quad (4)$$

$$K_d = \frac{C_{орг}}{C_{вод}} = \frac{\gamma_{вод}}{\gamma_{орг}} = \exp \left[\frac{(\mu_{вод}^0 - \mu_{орг}^0)}{(RT)} \right] \quad (5)$$

Отсюда:

$$K_d = K_p * \frac{\gamma_{вод}}{\gamma_{орг}}, \quad (6)$$

где $\gamma_{вод}$ и $\gamma_{орг}$ – коэффициент активности вещества в соответствующей фазе.

Для разбавленных растворов $\gamma_{вод} = \gamma_{орг} = 1$. В этом случае $K_d = K_p$ и не зависит от концентрации:

$$K_d = K_p = \frac{C_{\text{орг}}}{C_{\text{вод}}} \quad (7)$$

Для случая, когда $\gamma_{\text{вод}} \neq \gamma_{\text{орг}} \neq 1$, зная коэффициент активности в водной фазе, можно экспериментально определить из уравнения (6) коэффициент активности в органической фазе.

Поскольку большей частью $\gamma_{\text{вод}} \neq \gamma_{\text{орг}} \neq 1$, K_d и K не являются постоянными величинами и зависят от концентрации элемента, а также от ионного состава раствора, кислотности. Поэтому приводимые значения коэффициентов распределения соответствуют определенным условиям экстракции: концентрация элемента в исходной водной фазе, составам водной и органической фаз и др.

На практике обычно $K \geq 0,3 - 0,5$, так как в противном случае объём органической фазы увеличивается настолько, что применение жидкостной экстракции может стать экономически невыгодным.

Еще одной характеристикой процесса экстракции является селективность (избирательность) экстрагента по отношению к основному металлу (Me_1), которая для данной пары металлов (Me_1 и Me_2) определяется коэффициентом разделения:

$$\beta_{Me_1/Me_2} = K_1/K_2 \quad (8)$$

Практически применяют экстракционные системы с $\beta \geq 2$, так как при меньших значениях резко возрастает число ступеней (повторных стадий) экстракции, необходимых для полного извлечения и очистки от примесей целевого металла. Степень извлечения E характеризует процент извлечения металла в органическую фазу от его содержания в обеих фазах. При одинаковых объёмах водной и органической фаз:

$$E = \frac{C_{\text{орг}} \cdot 100}{C_{\text{орг}} + C_{\text{вод}}} = \frac{(C_{\text{орг}}/C_{\text{вод}}) \cdot 100}{(C_{\text{орг}}/C_{\text{вод}}) + 1} = \frac{K \cdot 100}{(K+1)} \quad (9)$$

При разных объёмах:

$$E = \frac{C_{\text{орг}} \cdot V_{\text{орг}} \cdot 100}{C_{\text{орг}} \cdot V_{\text{орг}} + C_{\text{вод}} \cdot V_{\text{вод}}} = \frac{C_{\text{орг}} \cdot 100}{(C_{\text{орг}} + C_{\text{вод}} \cdot V_{\text{вод}}/V_{\text{орг}}) + 1} = \frac{100K}{(K + V_{\text{вод}}/V_{\text{орг}})} \quad (10)$$

Литература:

1. Зюлковский, З. Жидкостная экстракция в химической промышленности / З. Зюлковский. — Л.: Госхимиздат, 1963 г. — 479 стр.

РАФИНИРОВАНИЕ ФЕРРОСПЛАВОВ ФИЛЬТРАЦИОННЫМ МЕТОДОМ

Шәкәрім Ә.Ж., Сейлова С.Т., Жолдубаева Ж.Д.
Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

Добыча марганцевых руд и производство концентратов осуществляется в 30 странах мира. Основной объём товарных марганцевых руд используется в производстве марганцевых сплавов (ферромарганца, силикомарганца, ферросилиция и др.), а также марганца-металла.

Как известно, республика Казахстан обладает запасами марганцевого сырья, отнесенными к группе полезных ископаемых, имеющих стратегическое значение. Наиболее крупные по запасам месторождения разведаны в Центральном Казахстане – Джездинское и Ушкатын-III. На месторождении Ушкатын-III выявлено 14 марганцевых и 8 железорудных тел. Запасы подсчитаны в четырех рудных телах. Среднее содержание Mn 26,5 %. Основные рудные минералы в первичных рудах – гаусманит, браунит и гематит, во вторичных – псиломелан, пироморфит и манганит.

Огромные запасы марганцевого сырья в Казахстане в большинстве представлены железомарганцевыми рудами, доля которых 70% непригодными для производства сплавов марганца. Нехватка богатой марганцевой руды и применяемые малоэффективные методы обогащения (ситовый рассев), не позволяют полностью обеспечить качественным марганцевым сырьем ферросплавные заводы Казахстана.

Поэтому перед металлургами стоит задача разработки и внедрения все более эффективных методов подготовки и производства материалов с целью повышения чистоты производимых сплавов и снижения дефектности конечной продукции.

Одним из таких методов является внепечная обработка расплавов, фильтрование, отличающийся высокой эффективностью рафинирования от неметаллических включений и доступностью, не требующий для его реализации больших капитальных вложений и при этом легко вписывающийся в существующие технологические процессы. Суть этого метода состоит в пропускании металлического расплава через фильтрующее устройство, при прохождении через который в результате физико-химических, адгезионных и адсорбционных, механических и других явлений происходит очищение расплава в первую очередь от неметаллических включений [1]. При дополнительном стимулировании процесса химического связывания растворённой примеси каким-либо элементом фильтрованный металл становится чище по содержанию этой примеси.

Суспензированные неметаллические частицы могут задерживаться фильтром по сеточному и адгезионному механизмам.

Наряду с сеточным и адгезионным механизмами, при реализации которых

обеспечивается рафинирование расплава от химически связанной примеси в виде неметаллических частиц, при фильтровании реализуется также механизм рафинирования расплава от сверх равновесно растворенной примеси [2].

Механизм фильтрационного рафинирования от сверх равновесно растворенной примеси назван подложечным, так как поверхность фильтра служит подложкой для выделения неметаллической фазы непосредственно из расплава [3].

Для выявления подложечного механизма фильтрационного рафинирования моделировали процесс взаимодействия жидкого металла с фильтром в его отдельном поровом канале. Для этого зернистый фильтр с извилистыми каналами переменного сечения представили как фильтр с прямыми цилиндрическими каналами. В связи с этим в качестве элементарной ячейки фильтра рассматривали цилиндрические трубки из огнеупорного материала [4].

В качестве удаляемой примеси рассматривали растворенный кислород. Такой выбор был обусловлен тем, что для определения его активности разработан надежный метод, основанный на использовании датчиков окисленности – твердо-электролитных кислородно-концентрационных элементов (к.к.э.) [5].

Объектом исследования является ферромарганец марки ФМн78. Материалом фильтра служили кварцевые и алундовые трубки, температуру расплава поддерживали на уровне 1300⁰С.

Согласно методике измерения активности растворённого кислорода в расплаве металла, получены следующие потенциограммы активности кислорода (E, мВ) в исходном ферромарганце и после контакта расплава с фильтрами из MgO, SiO₂ и Al₂O₃, приведённые на рисунке 1 и таблице 1 [6].

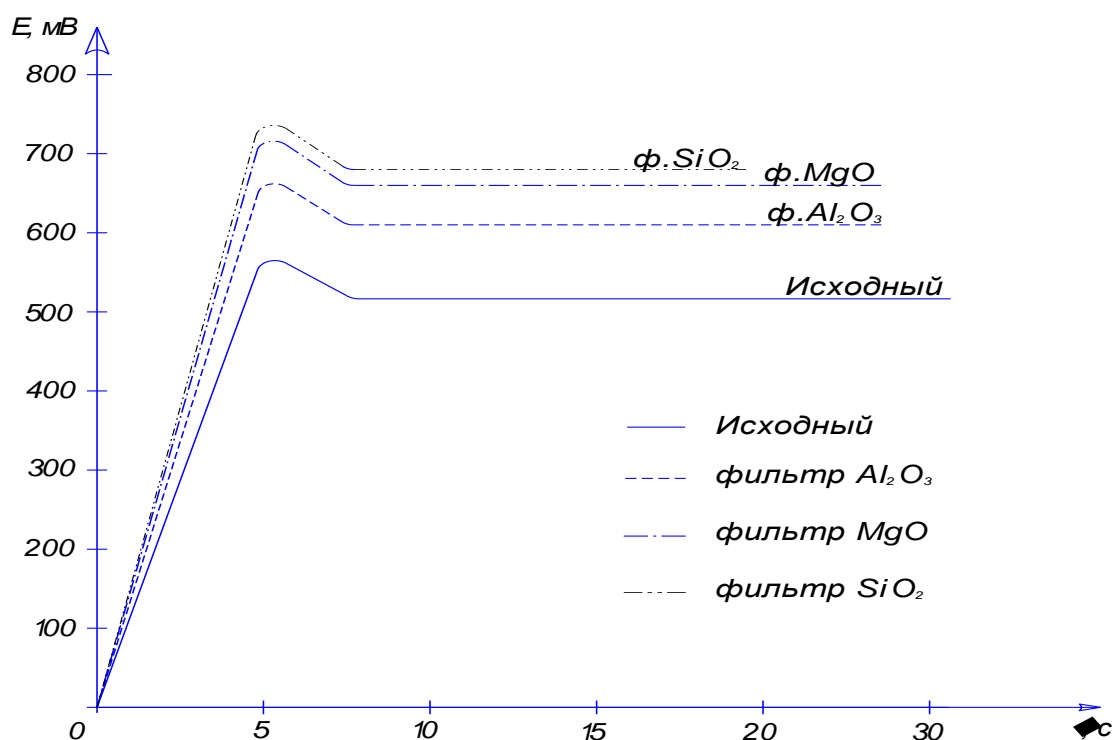


Рисунок 1 – Влияние фильтрующего материала на изменение активности кислорода в ферромарганце

Таблица 1 – Активность кислорода в ферромарганце до и после контакта.

Варианты расплавов	Материалы фильтра	E, мВ	ΔE , мВ	ΔE , %
Исходный	-	515	-	-
Фильтрованный	Al ₂ O ₃	610	+95	18,4
	MgO	660	+145	28,1
	SiO ₂	680	+165	32,1

Из приведенной выше таблицы следует, что концентрация растворенного в ферромарганце кислорода при контакте с фильтрами из MgO, SiO₂ и Al₂O₃ снижается на 28,1; 32,1 и 18,4% соответственно.

Таким образом, экспериментально на модели элементарной ячейки фильтра доказано существование подложечного механизма рафинирования от растворенной примеси.

Литература:

1. Каблуковский, А. Ф. Производство электростали и ферросплавов / А. Ф. Каблуковский.- М. : Академкнига, 2003.-511 с.
2. Киманов, Б.М. Исследование влияния фильтрования кремния на активность кислорода / Б.М. Киманов, Э.Б. Тен, В.А. Ким, Ж.Д. Жолдубаева // Материалы междунар. научно-практич. конф. Metallurgical Silicon-2012 «Физико-химические процессы и технологии получения металлургического кремния». – Караганда: ХМИ, 2012. - С. 139-142.
3. Киманов, Б.М. Исследование механизма фильтрационного рафинирования металлов от растворённого кислорода/ Б.М. Киманов // Труды университета. – Караганда: КарГТУ, 2010.- С. 27 – 29.
4. Тен, Э.Б. Фильтрационное рафинирование металлических расплавов от растворённой примеси / Э.Б. Тен, Б.М. Киманов, В.А. Ким и др. // Труды междунар. научно-практич. конф. «Инновационная роль науки в подготовке современных технических кадров». - Караганда: КарГТУ.- 2008.- С.327-330.
5. Исагулов, А.З. Схема процесса рафинирования металлов и сплавов фильтрованием / А.З. Исагулов, Ж.Д. Жолдубаева, Д.К. Исин и др. // Труды университета КарГТУ. – 2015. - № 4. С.31-34
6. Mehtiev, A.D. Oxygen activity changing when simulating silicon filtering process / A.D. Mehtiev, Zh.D. Zholdubayeva, D.K. Issin, V.N. Golovachyova. A.V. Yurchenko., B.D. Issin // Metalurgija.- 2016.- Vol. 55.- N 3.- С. 493-496 (Загреб, Хорватия).

ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В АГЛОШИХТЕ ЧАСТИЧНО ПОДГОТОВЛЕННЫХ ШЛАМОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Марченко Э. А.¹⁾, Падалка Н.А.¹⁾, Падалка В.П.²⁾

¹⁾Енакиевский металлургический техникум

²⁾Енакиевский металлургический завод

г. Енакиево, ДНР

На Енакиевском металлургическом заводе (ЕМЗ) разработана и внедрена в производство технология использования в аглопеределе частично подготовленных шламов конвертерной и доменной газоочисток в количестве, превышающем их образование. Использование шлама – ресурсосберегающая технология в металлургической промышленности, так как приводит к экономии основных шихтовых материалов для производства металла: аглоруды; известняка; твердого топлива и др. Поэтому целесообразно изучение опыта использования шлама в аглопеределе в учебном процессе подготовки специалистов металлургического производства.

Одним из актуальных направлений в развитии аглодоменного передела является расширение использования отходов металлургического производства. По количеству используемых в шихте отходов металлургического производства агломерационный цех ЕМЗ занимает одно из ведущих мест в отрасли. За 9 месяцев 2018г. года через аглопередел было возвращено в производство 67155,8 т шлама конвертерной и доменной газоочисток, 34863,8 т колошниковой пыли, 4292,2 т окалины прокатных цехов, 13239,0 т конвертерного шлака.

Особое место в обеспечении аглофабрики железорудным сырьем занимает разработанная силами предприятия технология использования в аглошихте частично подготовленных шламов конвертерной и доменной газоочисток. В отдельные месяцы 2018 г. расход шлама в аглошихту превышал 250 кг/т агломерата. Утилизированный в 2018г. в аглопеределе шлам имел следующий химический состав:

Влажность – 22,63%, SiO₂-6,11%, Fe_{общ}-47,97%, CaO-10,47%, MgO-1,68%, Al₂O₃ – 1,97%, P-0,044%, S-0,523%, C_{общ}-5,22%.

Основным поставщиком шлама являлись аварийные карты, куда совместно складировались шламы доменной и конвертерной газоочисток. Проведенные исследования показали высокую эффективность совместного складирования и обезвоживания в шламонакопителе шламов конвертерной и доменной газоочисток для их дальнейшего использования в аглопеределе. Шламы газоочистки кислородно-конвертерного цеха ЕМЗ имеют высокую удельную поверхность – 150-160 м²/кг. Развитая удельная поверхность, хорошая смачиваемость и особенности химико-минералогического состава обеспечивают сталеплавильным шламам высокие вяжущие свойства и хорошее окомкование. Однако при этом сталеплавильные шламы плохо обезвоживаются, имеют высокую склонность к

агрегированию, что мешает их усреднению с другими компонентами аглошихты и приводит к образованию в шихте крупных конгломератов, негативно влияющих на процесс агломерации.

Шламы доменных газоочисток менее дисперсные. Они хуже смачиваются чем сталеплавильные шламы, потому что имеют в своем составе частички кокса (общий углерод до 7%). Удельная поверхность доменных шламов ОАО «ЕМЗ» составляет 125-135 м²/кг. При этом доменные шламы хорошо обезвоживаются, имеют низкую склонность к агрегированию и высокую транспортабельность в определенном диапазоне влажности.

Совместное обезвоживание сталеплавильных и доменных шламов в шламонакопителе до влажности 15-25% делает их пригодными для дальнейшего использования в процессе агломерации.

Лабораторные спекания аглошихт, содержащих шлак Авилковского илонакопителя, с целью определения его влияния на показатели аглопроцесса были проведены на лабораторной базе «ДонНТУ» г.Донецк. Результаты лабораторных спеканий представлены в таблице.

Таблица 1 - Результаты лабораторных спеканий аглошихт при различном расходе шлама

Величина замещения железорудной части шихты шламом, %	Расход металла, кг/т агломерата	Массовая доля топлива в шихте, %	Скорость спекания, мм/мин	Производительность т/(м ² *ч)		Гранулометрический (мм) состав спека, %					
				По спеку	По стабилизированному агломерату	Число оборотов барабана	-5	5-10	10-20	20-40	+40
0	0	4,1	17,5	1,58	1,23	4	17,3	11,4	24,6	22,6	24,1
						25	22,5	15,9	35,1	20,0	6,5
10	85	3,9+0,2*= 4,1	18,0	1,6	1,24	4	17,9	12,0	27,0	17,1	26,0
						25	22,3	16,8	34,0	18,4	8,5
40	360	3,3+0,85*= 4,15	17,4	1,51	1,16	4	18,0	12,4	26,1	21,5	22,0
						25	23,2	17,7	33,4	21,7	4,0
60	570	2,7+1,3*= 4,2	17,0	1,46	1,08	4	19,1	12,9	25,4	25,2	17,4
						25	26,0	19,0	37,3	15,7	2,0

Результаты спеканий показывают, что применение шлама в количестве до 360 кг/т агломерата (величина замещения железорудной части шихты шламом 40%), ухудшает основные показатели агломерации в следующих пределах: снижение производительности установки составляет (5...6)% и увеличение содержания мелочи (5..0) мм в агломерате в абсолютных единицах – около 1%. Дальнейшее увеличение расхода шлама до 570 кг/т агломерата сопровождается значительным ухудшением рассматриваемых показателей: производительность снижается на (12,2...22,8)%, а содержание мелочи (5...0) мм в агломерате возрастает от 22,5 до (26...28,3)%.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ № 3 «ЕНАКИЕВСКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД» В ПОСЛЕЗАДУВОЧНЫЙ ПЕРИОД

Самусенко Р.А.¹⁾, Савченко В.Н.¹⁾, Падалка В.П.²⁾

¹⁾Енакиевский металлургический техникум

²⁾Енакиевский металлургический завод
г. Енакиево, ДНР

В рамках реконструкции предприятия в октябре 2011 года на Енакиевском металлургическом заводе (ЕМЗ) введена в эксплуатацию после реконструкции ДП № 3. Новая доменная печь имеет объем 1719 м³. Заложенные технические решения позволяют утверждать, что после реконструкции ДП № 3 является одной из самых современных печей на Украине.

Шихтовые материалы в скипы доменной печи подаются конвейерами. Предусмотрен отсев «мелочи» из агломерата и окатышей. На коксовых грохотах выделяется кокс скиповый, коксовый орешек и коксовая мелочь.

Доменный цех ЕМЗ имеет линейное расположение доменных печей: ДП № 3 находится в центре доменного цеха между ДП № 1 и ДП № 5. Таким образом, демонтаж бункерной эстакады ДП № 3 в период реконструкции ухудшил логистику обеспечения сырьевыми материалами работающие доменные печи. Решению этой проблемы способствовал склад окатышей и кокса (СОК), из которого шихтовые материалы конвейерами подаются в бункера доменных печей. СОК был введен в эксплуатацию в декабре 2005, более подробная информация о СОК публиковалась ранее [5].

На ДП № 3 установлено одноконтурное бесконусное загрузочное устройство (БЗУ) компании «Paul Wurth» типа «Миди». Данный тип (БЗУ) дает возможность загружать в доменную печь горячий агломерат. Профиль ДП № 3 позволяет работать, как на одном агломерате, так и с высокой долей окатышей. Особенностью профиля доменной печи является увеличенное расстояние между чугунной леткой и лещадью, которое составляет 1,7 м.

Футеровка металлоприемника комбинированная и состоит из маломерных и длиномерных углеродистых блоков фирмы «GrafTech» и керамического стакана фирмы «SAINT-GOBAIN». Шахта доменной печи первоначально зафутерована жаропрочным бетоном фирмы «CALDERIS». В процессе эксплуатации ДП № 3 футеровка шахты жаропрочными бетонами ведущих мировых производителей осуществляется в среднем через каждые 2 года. На ДП № 3 установлены плитовые холодильники, выполненные из модифицированного чугуна с шаровидным графитом. Охлаждение доменной печи, в том числе и доньшка, осуществляется химически очищенной водой в замкнутом контуре. Следует отметить, что шахта доменной печи охлаждается по всей высоте. Доменная печь имеет литейный двор с крытыми желобами. Желоба футеруются желобными массами. Машины для вскрытия и закрытия чугунных леток - гидравлические производства АОЗТ «Днепрогидромаш». Доменная печь № 3 оснащена

тремя воздухонагревателями фирмы ЗАО «Калугин», которые в состоянии поддерживать температуру горячего дутья на уровне 1250 °С.

Согласно ТЭО инвестиций, производительность доменной печи должна составлять 1200 тыс. т чугуна в год (~ 3400 т в сутки). Качество шихтовых материалов является наиболее весомым фактором достижения заданных технико-экономических показателей работы доменной печи. Шихтовые условия работы ДП № 3 после раздувки рассмотрены на примере марта 2012 г., когда ее простои по причинам сбоев в работе оборудования сократились до уровня простоев остальных доменных печей. Удельный расход и химический состав сырья, которое использовалось в шихте ДП № 3 в указанный период, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Удельный расход и химический состав шихтовых материалов по ДП № 3 за март 2012 г

Компоненты шихты	Удельный расход, кг/т	Массовая доля, %				
		Fe	CaO	MgO	SiO	Al ₂ O ₃
Агломерат ОАО «ЕМЗ»	180,7	52,18	13,18	2,62	10,72	1,87
Агломерат МК «им. Ильича»	1190,3	52,7	12,73	1,48	10,39	1,88
Окатыши СевГОК	353,2	61,9	2,48	0,95	7,44	1,13
Руда кусковая	24	58,63	1,39	0,62	12,88	1,63
Брикеты из отсева окатышей	40,8	52,67	7,83	1,25	7,11	1,56
Конвертерный шлак	49,4	19,69	44,3	6,78	20,04	2,3
Известняк	42,1	0,1	52,91	1,21	1,62	0,37
Кокс скиповый**	455,6*	9,96	0,55	0,82	44,48	32,51

* – при расходе природного газа 57,7 м³/т;

** – химический состав золы.

По химическому составу агломерат местной аглофабрики в период ввода в эксплуатацию ДП № 3 являлся достаточно бедным. При основности (CaO/SiO₂) 1,23 содержание железа в нём составило – 52,18 %, а содержание кремнезёма – 10,72 %. Невысокая металлургическая ценность агломерата по химическому составу объясняется наличием большого количества отходов металлургического производства в аглошихте. Кроме этого, агломерат имел неудовлетворительный гранулометрический состав: содержание мелочи за март 2012 г составило порядка 22%. Такое высокое содержание мелочи объясняется устаревшей конструкцией аглофабрики: отсутствует охлаждение, грохочение агломерата производится на двухъярусном стационарном грохоте. По причине высокого содержания мелочи в агломерате его отсев на грохотах ДП № 3 составил порядка 16 %.

Наряду с местным агломератом в указанный период в шихте ДП № 3 использовался агломерат, произведенный на аглофабрике МК «им. Ильича». Дан-

ный агломерат незначительно богаче местного агломерата: содержание железа 52,7 % при содержании кремнезема 10,39 %. Однако содержание «мелочи» в агломерате МК «им. Ильича» существенно ниже и составляет порядка 13 – 15 %. Это объясняется тем, что конструкция агломашин МК «им. Ильича» имеет зону охлаждения и в конце каждой из агломашин установлен механический грохот. Поступающие в доменный цех окатыши СевГОК являются низкофлюсованными ($\text{CaO/SiO}_2 - 0,33$) и имеют содержание железа – 61,9 %. При этом окатыши СевГОК также имели значительное содержание мелочи, порядка 9 %. Следует обратить внимание на то, что в шихте ДП № 3 использовались брикеты, полученные из отсева окатышей СевГОК в количестве 30 кг/т. Производство брикетов из отсева окатышей – это вынужденная мера, так как использование отсева окатышей в аглошихте приводит к повышенному износу роторов эксгаустеров. В качестве флюсующей добавки в шихте доменных печей использовался конвертерный шлак. Его расход в шихту ДП №3 составил в марте 2012 г. – 49,4 кг/т. Таким образом, основная масса образующегося на заводе конвертерного шлака утилизируется. Следует отметить, что содержание железа в конвертерном шлаке составило – 19,69 %. Известняк в шихте доменных печей используется для достижения заданной основности доменного шлака. Расход известняка в марте 2012 г. составил – 42,1 кг/т чугуна, при расчетной основности доменного шлака 1.15. В марте 2012 г. в шихте ДП № 3 использовался кокс 2-4 цехов Авдеевского КХЗ. Расход сухого скипового кокса составил за указанный период – 455,6 кг/т чугуна, при расходе природного газа – 57,7 м³/т чугуна.

Особое внимание стоит уделить качеству кокса, который используется на ДП № 3 (таблица 2).

Таблица 2 – Показатели качества кокса Авдеевского КХЗ

Поставщик	Массовая доля, %								
	W	A ^s	S	M ₂₅	M ₁₀	+80	-25	CSR	CRI
Цех № 2	3,3	11,6	0,9	87,3	7,3	8,4	2,6	43,2	40,2
Цех № 3	1,9	11,6	0,9	89,1	7,3	5,4	3,2	47,4	36,5
Цех № 4	0,3	11,5	0,7	88,4	7,1	3,1	3,6	52,9	33,5

Авдеевский КХЗ производит кокс сухого тушения, поэтому влажность в коксе низкая, ее среднемесячный показатель по цехам 2, 3 и 4 составил, соответственно 3,3 %, 1,9 % и 0,3 %. Достаточно высокая механическая прочность кока: показатель M₂₅ – 87,3 ÷ 89,1 %; показатель M₁₀ – 7,1 ÷ 7,3 %. Содержание серы в коксе высокое – 0,7 ÷ 0,9 %. Повышенное содержание серы требует увеличение основности доменного шлака, для чего необходимо увеличение расхода в шихту флюсующих добавок. Известно, что увеличение серы в коксе на каждую 0,1% сопровождается увеличением его расхода на 0,3 % и приводит к снижению производительности доменных печей на такую же величину. Повышение расхода в шихту известняка на каждые 10 кг/т чугуна сопровождается увеличением расхода кокса и снижением производительности доменных печей

на 0,5 % [2].

Используемый кокс также имеет низкий показатель горячей прочности (CSR), который составил $43,2 \div 52,9\%$. Известно, что снижение показателя CSR на каждый 1 % приводит к увеличению расхода кокса от 0,7 до 2 кг/т чугуна [3].

Выводы:

1. Проведенный обзор шихтовых условий, в которых работала в рассматриваемый период ДП № 3 ОАО «ЕМЗ» показывает, что качество используемого сырья находилось на не высоком уровне. Это не позволяло достичь технико-экономических показателей доменных печей на уровне ведущих металлургических компаний.

2. Ознакомление студентов с практическими данными по эксплуатации оборудования и агрегатов, которые функционируют в настоящих условиях, позволяет повысить их образовательный уровень. Процесс обучения будет особенно эффективен, если специалисты после окончания учебного заведения будут работать на этом оборудовании.

3. Рассмотрены и проанализированы основные технические решения, внедренные в период реконструкции ДП № 3 Енакиевского металлургического завода, шихтовые условия в которых работала доменная печь, особенности процесса ее задувки.

Литература:

1. Андронов, В.Н. «Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья. Доменный процесс» / В.Н. Андронов. - Донецк, Норд-Пресс, 2009. - 377с.

2. Доменные печи. Нормативы расхода кокса. – Москва, 1989.

3. Логинов, В.Н. «Оценка влияния качества кокса на технологические показатели доменной плавки». / В.Н. Логинов, А.С. Афанасьев, Ю.В. Коновалова и др. // Материалы VII международного конгресса доменщиков. Москва – Череповец 2002 г.

4. Оробцев, Ю.В., Бачинін А.А., Кузнецов А.М. та ін. «Спосіб задувки доменної печі». Рішення про видачу патенту на винахід № 97041892 від 21.04.1997, дата прийняття рішення 29.08.2001, С21В 3/00

5. Подкорытов, А.Л. Освоение работы доменной печи № 5 ОАО «Енакиевский металлургический завод» / А.Л. Подкорытов, Ю.В. Оробцев, А.М. Кузнецов и др. // Доменное производство XXI век. Труды международного конгресса доменщиков. – Москва: МИСИС, 12-16 апреля 2010 г.

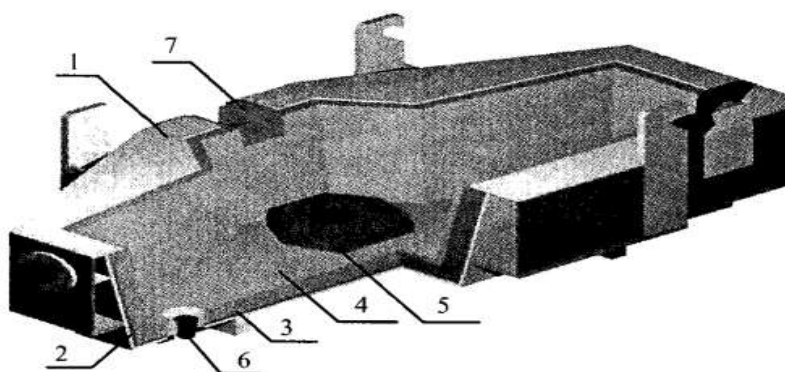
ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ ЧЕРЕЗ ФУТЕРОВКУ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ ПРИ РАЗЛИВКЕ НИЗКОЛЕГИРОВАННЫХ СТАЛЕЙ

Кирбаба В.Р., Жук В. Л., Сидоренко Г. Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Промежуточный ковш (ПК) является буферной емкостью в цепи технологических переливов жидкой стали из сталеразливочного ковша в кристаллизаторы МНЛЗ при непрерывной разливке. Конструкция ПК в значительной степени определяет стабильность параметров процесса разливки стали (минимальные потери тепла металлом, требуемую скорость разливки, предотвращение попадания шлака в кристаллизаторы и др.) и качество непрерывнолитых заготовок[1].

Наряду с потерями тепла стали в сталеразливочном ковше и в ходе перелива из него в ПК добавляются потери тепла в последнем через футеровку и зеркало металла. Для снижения тепловых потерь промковш оснащен крышкой, а зеркало металла защищено теплоизолирующей смесью. Во избежание дополнительных потерь тепла перед началом разливки промковш подается на МНЛЗ уже разогретым (температура футеровки ПК составляет 1000-1100°C), а температура стали в первом в серии сталеразливочном ковше на 15-20°C выше, чем последующих.

Огнеупорная футеровка стен днища промковша является одним из основных элементов, обеспечивая его устойчивую бесперебойную работу в течение процесса разливки. Основные элементы футеровки промковша показаны на рисунке 1.



1 – кожух; 2 – теплоизоляционный слой; 3 – арматурный слой; 4 – рабочий слой; 5 – металлоприемник; 6 - стакан-дозатор; 7 – сливной носик.

Рисунок 1 – Основные элементы футеровки ПК

Футеровка, как правило, выполняется трёхслойной: *рабочий* (непосредственно контактирующий с жидкой сталью в течение длительного времени – 10-

25 часов и более), *арматурный* (используемый многократно) и *теплоизоляционный* (обеспечивающий минимизацию потерь тепла) слои.

Учитывая сложность физико-химических взаимодействий между жидкой сталью и твердыми огнеупорами для оценки надежности футеровки по рабочим температурам в слоях и контактирующих рабочих зонах промковша воспользуемся методикой компьютерных тепловых расчетов[2] при разливке различных марок стали на МНЛЗ для условий тепловой работы футеровки в стационарном режиме.

При стационарном тепловом режиме работы плоской стенки промежуточного ковша удельный тепловой поток q ($\text{Вт}/\text{м}^2$) через многослойную систему жидкая сталь – ограждение рассчитывается по формуле[3]:

$$q = \frac{t_{\text{ж}} - t_{\text{с}}}{\sum \frac{S_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha_k}}, \quad (1)$$

где $t_{\text{ж}}$ – температура жидкой стали, $^{\circ}\text{C}$; $t_{\text{с}}$ – температура окружающей среды, $^{\circ}\text{C}$; S_i – толщина слоев футеровки, м; i – номер слоя; M – количество слоев.

Входящие в формулу (1) величины определяем из выражений:

$$t_{\text{ж}} = t_{\text{лик}} + t_{\text{п}}, \quad (2)$$

где $t_{\text{лик}}$ – температура ликвидуса расплава, $^{\circ}\text{C}$, для углеродистых и низколегированных сталей:

$$t_{\text{лик}} = 1537 - (88C + 8Si + 5Mn + 4Ni + 1,5Cr + 5Cu + 2Mo + 2V + 25S + 30P), \quad (3)$$

где C, Si, Mn, \dots – содержание элементов стали, %; $t_{\text{п}}$ – температура перегрева расплава над линией ликвидус (для промежуточных ковшей в зависимости от марки стали составляет 15-40 $^{\circ}\text{C}$).

Коэффициенты теплопроводности слоев определяются по справочным формулам вида:

$$\lambda_i = a_i + b_i \cdot 10^{-5} \cdot t_{\text{ср}i}, \text{Вт}/(\text{м}\cdot\text{K}), \quad (4)$$

где $t_{\text{ср}i}$ – средняя температура i -го слоя, $^{\circ}\text{C}$; a, b – экспериментальные коэффициенты [2, Приложение II].

Коэффициент теплоотдачи от наружной поверхности кожуха к окружающему воздуху вычисляется по приближенной формуле

$$\alpha_k = 4,8 \cdot (t_k - t_c)^{0,25}, \text{Вт}/(\text{м}^2\cdot\text{K}), \quad (5)$$

где t_k – температура кожуха, $^{\circ}\text{C}$.

Учитывая, что жидкая сталь, контактирующая с футеровкой ПК, имеет малую скорость, поэтому теплообмен конвекцией между сталью и кладкой не учитываем, а теплоотдача в жидкой стали рассчитывается по законам теплопроводности.

Так как в исходных данных средние температуры слоев и на границах соприкосновения являются неизвестными, то задача поиска теплового потока и распределения температур в слоях решается методом последовательных приближений до тех пор, пока не будет достигнута заданная точность ε :

$$(t_{cpj} - t_{cpj+1}) / t_{cpj+1} - \varepsilon \leq 0 \quad (6)$$

$$(t_{k,j} - t_{k,j+1}) / t_{k,j+1} - \varepsilon \leq 0. \quad (7)$$

После этого рассчитываются уточненные значение теплового потока q и температуры на границах соприкосновения слоев:

$$t_{i+1} = t_{эс} - q \sum (S_i / \lambda_i). \quad (8)$$

Расчеты тепловых потерь через футеровку промковша и температурных полей в ней при разливке низколегированных сталей марок 14ХГС, 35ГС и 09Г2 выполнены на персональном компьютере по разработанной программе на языке VBA (Visual Basic for Application). Исходные данные для расчетов приведены в таблице 1, а обозначение величин в формулах и программе – в таблице 2. Параметры футеровки промковша и химический состав стали позаимствованы из источника [2, таблицы 2.16 и 5.1 соответственно].

Таблица 1 – Исходные параметры для теплового расчета футеровки промежуточного ковша

Наименование, единица измерения	Обозначение в программе	Параметры				
		Жидкая сталь	Рабочий	Арматурный	Теплоизоляционный	Кожух
Число слоев	М	-	-	-	-	-
Материалы	-	14ХГС, 35ГС, 09Г2	Магнетит	ШЛ-75	Плиты МКРП-340	Сталь 30
Толщина слоев, м	DS(1)	0,321	0,15	0,075	0,025	0,03
Аппроксимирующие коэффициенты, Вт/(м·К)	а	22,0	4,7	0,291	0,071	52
	б	0	-1,7	0,233	0,152	0
Максимальные рабочие температуры для материалов, t_p , °С	-	-	1680	1270	1100	400
Температура окружающей среды, °С	TSR=25	-	-	-	-	-

Таблица 2 – Обозначение величин в формулах и программе

Величина, единица измерения	Символ в программе	Величина, единица измерения	Символ в программе
Удельный тепловой поток q , Вт/м ²	q	Наружная температура кожуха, t_k , °С	TSN1
Температура жидкой стали на оси ковша, °С	TW	Тепловое сопротивление i -го слоя S_i/λ_i , м ² ·К/Вт	SR[1]

Продолжение таблицы 2

Величина, единица измерения	Символ в программе	Величина, единица измерения	Символ в программе
Коэффициент теплопроводности i -го слоя λ_i , Вт/(м·К)	TEP[1]	Суммарное внутреннее сопротивление слоев $\sum(S_i/\lambda_i)$, м ² ·К/Вт	SRS
Коэффициент теплопроводности α_k , Вт/(м ² ·К)	AK	Внешнее тепловое сопротивление $1/\alpha_k$, м ² ·К/Вт	SRSN
Средняя температура в слое $t_{срi}$, °С	TSS[1]	Суммарное тепловое сопротивление $(\sum(S_i/\lambda_i)+ 1/\alpha_k)$, м ² ·К/Вт	SR
Температура на границе слоев t_{i+1} , °С	TDS[1]	-	-

Распечатка результатов выполненных расчетов приведена в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты выполненных расчетов.

	14ХГС	35ГС	09Г2
1	2	3	4
Плотность теплового потока, q	3597,099	3626,532	3633,922
Коэффициент теплообмена конвекцией, АК	18,04605	18,07531	18,08263
Суммарное внутреннее тепловое сопротивление всех слоев, SRS	0,385886	0,385509	0,385416
Внешнее тепловое сопротивление, SRSN	0,055414	0,055324	0,055302
Общее суммарное (внутреннее+внешнее) тепловое сопротивление, SR	0,4413	0,440833	0,440718
Температура ликвидуса, TL	1507,4	1488,695	1511,535
Температура солидуса, ТС	1442,01	1393,398	1452,307
Температура стали, TW	1612,4	1623,695	1626,535
Показатели для слоя 1			
Температура на границе слоев футеровки (для графика), TDS	1559,915	1570,781	1573,513
Средняя температура в слое, TSS	1586,404	1597,49	1600,277
Температурный запас надежности (абс.), DTN	117,905	177,3826	121,2058
Температурный запас надежности (в проц.), DTK	8,176438	12,73022	8,345741
Показатели для слоя 2			
Температура на границе слоев футеровки (для графика), TDS	1319,878	1327,097	1328,905
Средняя температура в слое, TSS	1442,445	1451,578	1453,872
Температурный запас надежности (абс.), DTN	120,085	109,2194	106,4872
Температурный запас надежности (в проц.), DTK	7,147914	6,501154	6,338525
Показатели для слоя 3			
Температура на границе слоев футеровки (для графика), TDS	821,7448	826,1736	827,2831
Средняя температура в слое, TSS	1075,479	1081,448	1082,944

Продолжение таблицы 3

	14ХГС	35ГС	09Г2
Температурный запас надежности (абс.), DTN	-49,8783	-57,0967	-58,905
Температурный запас надежности (в проц.), DTK	-3,92743	-4,4958	-4,63819
Показатели для слоя 4			
Температура на границе слоев футеровки (для графика), TDS	226,4041	227,7268	228,0586
Средняя температура в слое, TSS	526,6588	529,5898	530,3247
Температурный запас надежности (абс.), DTN	278,2552	273,8264	272,7169
Температурный запас надежности (в проц.), DTK	25,29593	24,89331	24,79244
Показатели для слоя 5			
Температура на границе слоев футеровки (для графика), TDS	224,3289	225,6345	225,9621
Средняя температура в слое, TSS	225,8133	227,1204	227,4483
Температурный запас надежности (абс.), DTN	173,5959	172,2732	171,9414
Температурный запас надежности (в проц.), DTK	43,39897	43,06831	42,98536
	0	1612,4	1623,695
	0,321	1559,915	1570,781
	0,471	1319,878	1327,097
	0,546	821,7448	826,1736
	0,571	226,4041	227,7268
	0,601	224,3289	225,6345
			225,9621

При анализе полученных результатов в качестве оценки надежности тепловой работы футеровки (критериев надежности) принимаются температурные разности между рабочей температурой огнеупоров (TR) и на границах слоев (TDS) в абсолютной форме (ΔT , °C) и относительной - в процентах. При температуре стали на оси ковша $TW=1612-1627^{\circ}\text{C}$ расчетная температура на рабочей поверхности кладки достигает $TDS(I) = 1560; 1571$ и 1574°C для сталей марок 14ХГС, 35ГС и 09Г2 соответственно и превышает температуру солидуса указанных сталей на 118; 178 и 122°C (или на 8,2; 12,7 и 8,3%) соответственно. Это предотвращает образование настывлей на внутренней поверхности футеровки.

Все огнеупорные слои футеровки работают в тепловых условиях, при которых максимальные температуры на границах слоев ниже допустимых рабочих температур для соответствующих огнеупоров: $TDS(1) < TR(1)$, процентная температурная надежность составляет 7,1-25,3; 6,5-24,9 и 6,3-24,8% соответственно. Рабочие температуры на наружной поверхности кожуха достигают 226; 227 и 228°C с запасом надежности по температуре окисляемости кожуха на 43,4; 43,1 и 43% соответственно.

Анализ циклических расчетов при изменяющихся температурах на оси промежуточного ковша до 1532(14ХГС); 1524(35ГС) и 1527(09Г2) °C показывает, что температуры сталей 14ХГС; 35ГС и 09Г2 в ковше может достигать 1612; 1624 и 1627°C соответственно. При этом все слои футеровки имеют температуру ниже рабочей температуры для соответствующих огнеупоров. На-

ружная температура кожуха возрастает до 224; 226 и 226°C соответственно, но остается меньше предельно допустимой 400°C[3].

Расчеты в графической форме в $t - S$ координатах (температура – толщина кладки) приведены на рисунке 2.

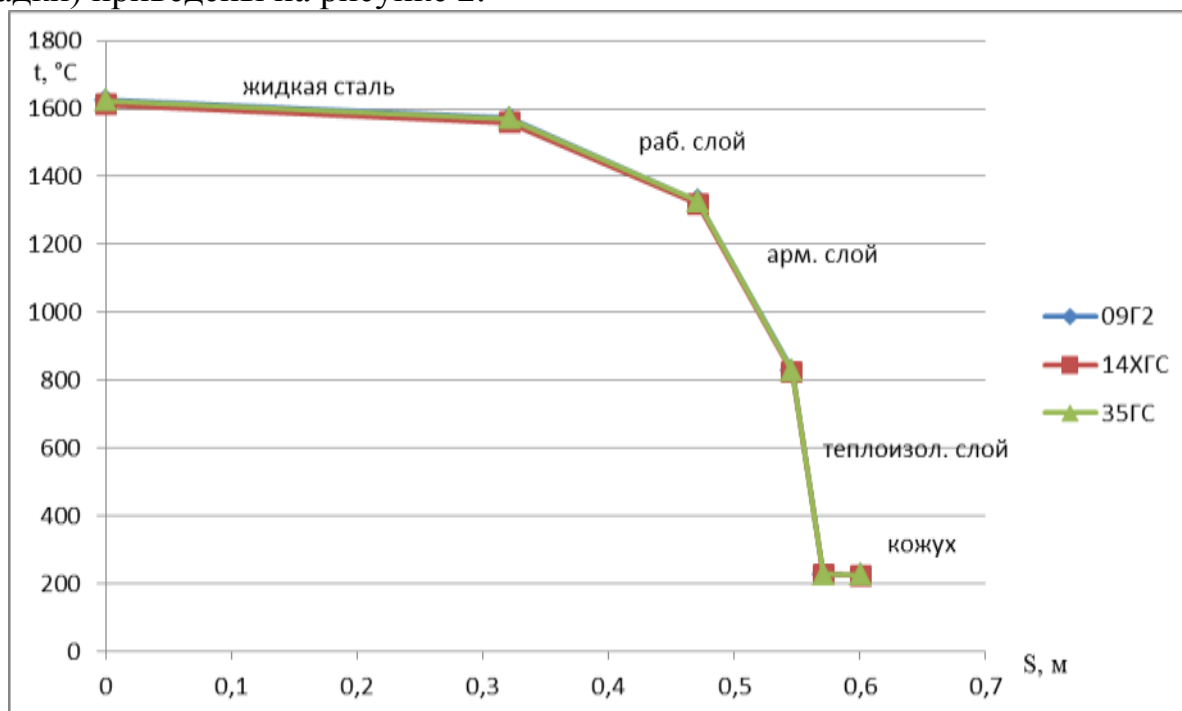


Рисунок 2 – График распределения температуры по сечению футеровки ПК по результатам расчета

В связи с тем, что исследуемые марки стали являются низколегированными и значимого различия в химическом составе нет, то при таком масштабе на графике наблюдается слияние всех трёх линий для марок сталей 09Г2, 14ХГС, 35ГС соответственно.

При температуре стали в проковше $TW=1612-1627^{\circ}\text{C}$ температуры на границе слоев увеличиваются и становятся выше рабочих температур огнеупоров (кроме арматурного слоя). Поэтому разливка исследованных низколегированных сталей с температурой в проковше выше 1627°C для рассматриваемой футеровки не рекомендуется.

Литература

1. Смирнов, А. Н. Непрерывная разливка стали: учебник / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, Е. В. Штепан. – Донецк; ДонНТУ, 2011.-482 с.
2. Стариков, В.С. Огнеупоры и футеровки в ковшевой металлургии: Учеб. пособие для вузов/ В. С. Стариков, М. В. Темлянцев, В. В. Стариков. – Москва: МИСИС, 2003. – 328 с.
3. Михеев, М. А. Основы теплопередачи. 2-е изд./ М. А, Михеев, И. М. Михеева. – Москва: энергия, 1977. – 344 с.

ВЫБОР РЕЖИМА ВЫПУСКОВ НА ОСНОВАНИИ ОБЪЕМНОГО БАЛАНСА ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ В ГОРНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Бобров А.Ю., Новохатский А.М., Блинов А.М.
Донбасский государственный технический университет
г. Алчевск, ЛНР

Современное доменное производство имеет тенденцию повышения единичной мощности агрегатов. Это достигается, как увеличением объема печей, так и улучшением их технико-экономических показателей. С ростом производительности доменных печей, возрастает количество проходящих через горн продуктов плавки, при этом его конструкция, с точки зрения накопителя жидкости, не претерпела никаких существенных изменений за последние десятилетия.

Горн доменной печи служит для накопления непрерывно поступающих в него продуктов плавки, с их периодическим выпуском. Конструктивно он представляет собой футерованную емкость, оборудованную чугунными и шлаковыми летками, через которые выпускаются накопленные материалы. Количество чугунных леток варьируется от одной до четырех в зависимости от объема агрегата. Шлаковые летки, в настоящий момент, являются резервными, так как при нормальной работе, все продукты плавки выпускаются через чугунные летки с последующим их разделением на желобах литейного поля за счет разницы плотностей чугуна и шлака.

При нормальном ходе доменной печи уровень расплава в горне не должен достигать уровня воздушных фурм (рис. 1, а). Достигается такой режим работы подбором рационального режима выпусков продуктов плавки, то есть количество и длительность выпусков должно обеспечивать достаточное опорожнение горна.

При переполнении горна (рис. 1, б), шлак, достигая уровня воздушных фурм, воздействует на очаги горения, деформируя их, при этом происходит радиальное перераспределение газового потока с развитием периферийного хода, который способствует развитию центральной малоактивной зоны («тотермана») с последующими серьезными расстройствами хода печи.

В настоящее время существует несколько подходов к организации графика выпусков продуктов плавки из горна доменной печи: максимально возможное количество выпусков при их небольшом объеме, «длинные» выпуски с умеренным расходом расплава через чугунную летку и редкие выпуски большой массы. Все виды этих графиков устанавливаются на основании эмпирического опыта и не имеют алгоритмов расчета. Это связано с отсутствием на данный момент методики расчета объемного баланса продуктов плавки в горне доменной печи [1].

В приходную статью данного баланса входит поступление чугуна и шлака в металлоприемник, а в расходную их выпуск. По материальному балансу определяется масса чугуна и шлака приходящих в горн доменной печи. Так как

плотность чугуна известна и имеет узкий диапазон $6,9 - 7,2 \text{ т/м}^3$, то определение его объема не представляет затруднений. Вычисление объема горна, который занимает шлак, долгое время было осложнено отсутствием данных о его кажущейся плотности во вспененном состоянии, а также значений порозности горнового кокса.

В горне доменной печи находится коксовая насадка, в межкусковых

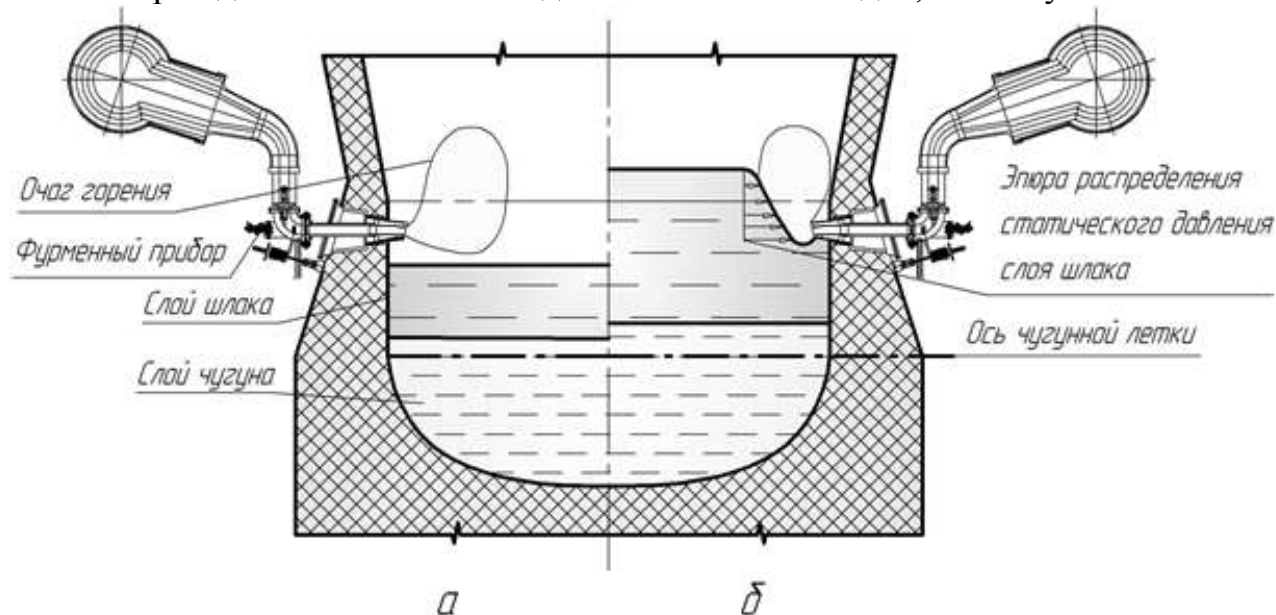


Рисунок 1 – Расположение слоев чугуна и шлака в горне доменной печи

промежутках которой накапливается чугун и шлак. Порозность коксовой насадки изменяется в широких пределах и зависит от механического и химического разрушения кокса в доменной печи. По мнению автора, на основании ранее выполненных исследований, порозность кокса в горне доменной печи колеблется в пределах $0,3 - 0,45$ в зависимости от условий работы агрегата.

Определение плотности шлака затруднено в связи с его вспениванием в горне доменной печи и известное значение $2,6 \text{ т/м}^3$, которое было определено после дегазирования, не подходит для определения объема расплава в металлоприемнике. Поэтому была определена кажущаяся плотность вспененного шлака и произведен ее пересчет для условий горна доменной печи. По результатам опытов средняя кажущаяся плотность составила 1205 кг/м^3 [2].

Таким образом, после определения порозности горнового кокса и кажущейся плотности вспененного шлака появилась возможность определить объемный баланс продуктов плавки.

В общем виде суточный объемный баланс продуктов в горне имеет вид:

$$V_{np} \leq V_{расх}, \quad (1)$$

где V_{np} – приход продуктов плавки в горн, $\text{м}^3/\text{сутки}$; $V_{расх}$ – расход продуктов плавки из горна, $\text{м}^3/\text{сутки}$.

Приход продуктов плавки можно рассчитать по формуле:

$$V_{np} = \frac{P_{сут}}{\rho_ч} + \frac{P_{сут} \cdot V_{вых.шл}}{\rho_{шл}}, \quad (2)$$

где $P_{сут}$ – производительность доменной печи, т/сутки; $\rho_ч$ – плотность жидкого чугуна, т/м³; $\rho_{шл}$ – плотность жидкого шлака, т/м³.

Расход продуктов плавки можно рассчитать по формуле:

$$V_{расх} = v_{вып.ср.} \cdot \tau_{сумм}, \quad (3)$$

где $v_{вып.ср.}$ – среднесуточная скорость выпусков, м³/час; $\tau_{сумм}$ – суммарное время выпусков за сутки, час.

В случае если приход продуктов плавки превысит расход произойдет переполнение горна доменной печи. Также переполнение может произойти при неправильном выборе времени наполнения и опорожнения металлоприемника.

Время наполнения можно рассчитать по формуле:

$$\tau_{нап} = \frac{V_{гор.пол}}{V_{np}}, \quad (4)$$

где $\tau_{нап}$ – время наполнения горна после опорожнения, мин; V_{np} – приход продуктов плавки в горн, м³/мин; $V_{гор.пол}$ – полезный объем горна, не занятый коксовой насадкой и остаточным шлаком, м³.

Время выпуска можно рассчитать по формуле:

$$\tau_{вып} = \frac{V_{гор.пол}}{V_{расх} - V_{np}}, \quad (5)$$

где $\tau_{вып}$ – время выпуска продуктов плавки, мин; $V_{расх}$ – расход продуктов плавки из горна, м³/мин; V_{np} – приход продуктов плавки в горн, м³/мин; $V_{гор.пол}$ – полезный объем горна, не занятый коксовой насадкой и остаточным шлаком, м³.

Таким образом, используя объемный баланс продуктов плавки можно подобрать рациональный режим выпусков, с целью недопущения переполнения горна доменной печи.

Литература:

1. *Новохатский, А.М.* Влияние режима выпусков продуктов плавки на показатели работы доменной печи [Текст] / А.М. Новохатский, А.М. Блинов, Г.Д. Михайлюк // *Сталь* — 2017. — №4. С. 12 – 15.

2. *Новохатский, А.М.* Физические свойства материалов в горне доменной печи [Текст] / А.М. Новохатский, А.М. Блинов, А.Ю. Бобров // *Донбасский государственный технический университет: Сб. научн. трудов* — Алчевск, 2018. — Вып. 52. С. 75 – 79.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КАЗАХСТАНСКИХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

Майшина Ж. Г., Байсанов А. С.

Карагандинский государственный технический университет

г. Караганда, Казахстан

Крупно-лабораторные испытания по электрометаллургической переработке никелевых руд на черновой ферроникель осуществлялись на рафинировочной печи с мощностью трансформатора 100 кВ·А. Электродная печь снабжена механизмом наклона и одной ступенью вторичного напряжения – 50В. Печь футерована шамотным и магнезитовыми огнеупорными кирпичами, с засыпкой швов шамотным порошком. Печь имеет три леточных отверстия, два расположенные снизу на уровне подины печи для выпуска металла и одно шлаковое сверху. Поверхность пода наклонена под углом 3-5° в направлении одного леточного отверстия, что обеспечивает более легкий выход расплава из зоны восстановления. Температура в реакционной зоне обеспечивается за счет разряда дуги двух графитовых электродов диаметром 100 мм.

В качестве шихтовых материалов для выплавки ферроникеля использовали окисленные никелевые руды Батамшинского и Белогорского месторождений, а так же низкочольный полукокс, полученный из Шубаркольского угля. Химический и технический составы компонентов шихты представлены в таблице 1.

Таблица 1- Химический и технический составы компонентов шихты

Материал	Содержание, %										
	Технический состав				Химический состав						
	C _{тв}	A ^c	V ^d (п.п.п)	W _t ^f	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe _{общ}	CaO	MgO	P	
Полукокс	86,25	2,9	8,29	2,4	43,25	25,43	9,25	9,325	3,93	0,017	
Никелевая руда	Содержание, %										
	Ni _{общ}	Fe _{общ}	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃					
	Батамша	1,09	14,13	51,40	4,65	1,28	1,48				
	Белогорск	0,61	6,15	42,47	30,5	1,46	2,76				
	Охра	0,65	16,12	42,71	20,5	1,46	2,25				

Перед началом проведения плавок производился разогрев печи на коксовой подушке в течение двух часов. Непосредственно сам процесс плавки вели

непрерывным способом в течение четырех часов. За время проведения испытаний было израсходовано 3 колоши шихты различного состава, состав которых представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Навеска шихтовых материалов

№ колоши	Месторождение	Никелевая руда, кг	Шубаркольский полукокс, кг
1	Батамша	20	1,7
2	Белогорск	7,1	0,6
3	Батамша	13	1,1

С началом загрузки колоши первого состава работа печи характеризовалась нестабильностью процесса плавки. Рабочая нагрузка не превышала 50А. Такой нестабильный ход процесса был вызван высоким содержанием влаги (26,22%) в руде Батамшинского месторождения. По мере проплавления руды наблюдались агрессивные выбросы расплава на стенки внутренней футеровки печи, а так же небольшими каплями из печи. Для стабилизации процесса под фазу было введено 1,5 кг кокса, а загрузку шихты осуществляли по кругу, обходя образовавшуюся ванну расплава, тем самым обеспечивая предварительную сушку руды. Это позволило поднять рабочую нагрузку до 70А. С переходом на колошу второго состава сила тока стабилизировалась, и составляла 100А, это объясняется тем, что в данной шихте использовали руду Белогорского месторождения, содержание влаги в которой значительно ниже 2,09-4,35%.

Переход на колошу третьего состава снова вызвал дестабилизацию процесса, но амплитуда скачков была уже несколько меньшей, так как содержание влаги в руде снизилось в процессе производимой параллельно сушки.

После полной проплавки производился выпуск расплава в чугунные изложницы. Расплав вышел одной порцией с большим количеством вязкого шлака. Вес полученного металла и шлака составил 2,93 кг и 5,07 кг соответственно. Кратность шлака 1,73. Далее были отобраны образцы металла и шлака для проведения химического анализа, результаты которого приведены в таблице 3.

Далее после полного остывания печи производился разбор ванны. В результате было дополнительно извлечено 6,1 кг шлака, 850 грамм металла, и остаток непроплавленной шихты весом 7 кг. Так же были взвешены электроды, вес которых составил левый - 11,85 кг, правый - 14,9 кг. Разница с первоначальным весом электродов составила 0,4 и 0,9 кг соответственно. Различие в изменение массы между электродами объясняется тем, что во время всего процесса плавки реакционная высота правого электрода в ванне расплава была больше.

Таблица 3 – Химический состав полученного металла и шлака

Материал	Химический состав, %								
	Ni	Fe	Si	Cr	Co	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Металл	3,52	60,0	16,98	9,67	0,28	-	-	-	
Шлак	0,11	3,02	-	-	0,058	53,94	7,76	4,38	18,10

В результате крупно-лабораторных исследований удалось получить металл, схожий по составу с традиционным черновым ферроникелем, но несколько уступающий по содержанию основного компонента (Ni). Это обусловлено использованием никелевых руд разных месторождений, отличающиеся минералогическим составом и физико-химическими особенностями процесса восстановления. Так никелевую руду месторождения Батамша можно отнести к группе железистых (нонтрониты) окисленных хромоникелевых руд, в то время как Белогорская руда входит в группу магнезиальных (выщелоченные серпентиниты) окисленных никелевых руд.

Таким образом, проведенные исследования показали принципиальную возможность выплавки черного ферроникеля из руд вышеуказанных месторождений, но следует отметить, что требуется проведение дальнейших исследований использованных руд, с позиции их отдельного применения и отработки параметров выплавки для улучшения результатов.

Литература:

1. *Келаманов, Б.С.* Разработка технологии выплавки никель – хромсодержащего чугуна из некондиционных никелевых руд Казахстана: автореф. ... канд. техн. наук.:05.16.02. / Б.С. Келаманов. – Караганда.: ХМИ, 2010. –21 с.
2. *Онищин, Б.П.* Электроплавка окисленных никелевых руд на ферроникель / Б.П. Онищин, Б.Ф. Вернер, В.Г. Вычеров В.Г. – Москва: Цветметинформация, 1966. - 119 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКОЙ ПРОЧНОСТИ АГЛОМЕРАТА

Көбеген Е., Сұлтамұрат Г.И., Боранбаева Б.М.
Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

В практике работы доменных печей наилучшие технико-экономические показатели работы доменных печей достигаются через посредство качества подготовленного сырья к плавке. Экстенсивный* путь развития черной металлургии XX века привело к созданию гигантских агрегатов высокой единичной мощности и производительности, что привело к ряду негативных последствий. И прежде всего увеличилась зависимость от сырьевой базы. Замена природно богатых кусковых железных руд тонко фракционными концентратами обогащения стало возможным только после их окускования.

По технологии первого передела на АО «АрселорМиттал Темиртау» подготовка железорудного сырья к доменной плавке осуществляется путем агломерации. Агломерационное производство, основным подразделением которого является агломерационный цех № 2 в составе трех агломерационных машин площадью спекания 336 м² каждая, введены в эксплуатацию в 1975 году.

После спекания, для обеспечения заданного гранулометрического состава готового агломерата, осуществляется дробление спека, охлаждение агломерата, его грохочение в аглоцехе после охлаждения, а также в доменном цехе непосредственно перед загрузкой в печи.

Дробление спека производится в хвостовой части агломашин при сходе со спекательных тележек в зубчатых одновалковых дробилках типа ДО 1,3×4,2 с зазором между колосниками 130 мм, который обеспечивает получение кусков агломерата крупностью не более 130 мм. Каждая агломашинна оснащена одной дробилкой. В случае износа колосников дробилки или их выпадения на охладитель выдаются крупные (более 200 мм) куски агломерата, что резко снижает эффективность охлаждения. Целью операции охлаждения является обеспечить возможность транспортировки агломерата ленточными конвейерами. Охлажденный агломерат после сортировки направляется в доменный цех. Общая длина конвейерного тракта от аглоцеха до доменной печи №4 (ДП-4) составляет 2105 м, количество перегрузок - 10. а суммарная высота перепада - 82 м.

Высококачественным агломератом для доменного передела считается агломерат, равномерный по крупности с минимальным содержанием классов более 40 и менее 5 мм.

* Экстенсивный путь развития - это способ увеличения объемов производства за счет количественных факторов экономического роста: дополнительного привлечения рабочей силы, расширения посевных площадей, увеличения добычи сырья, строительства новых объектов....

В лаборатории АО «АрселорМиттал Темиртау» были проведены исследования процесса разрушения агломератов, полученных при дроблении аглоспека в зубчатой и щековой дробилках, при транспортировке от аглофабрики к доменному цеху. Процесс разрушения моделировали путем разрушения во вращающемся барабане (по ГОСТ 15137-94). Исходные пробы агломератов, массой по 25 кг, подвергли испытанию в барабане, при этом через каждые 10 оборотов барабана определяли гранулометрический состав. Исходный гранулометрический состав агломератов представлен в таблице 1. На рисунке 1 представлены зависимости изменения выхода крупных фракций от числа оборотов.

Таблица 1- Исходный гранулометрический состав агломератов

Агломашина	Фракция, мм						D _{ср.} , мм
	+70	40-70	25-40	10-25	5-10	0-5	
№6 (щековая)	5,5	14,1	19,0	32,1	22,2	7,1	26,4
№7(зубчатая)	15,3	9,9	27,4	24,3	17,1	6,0	33,8

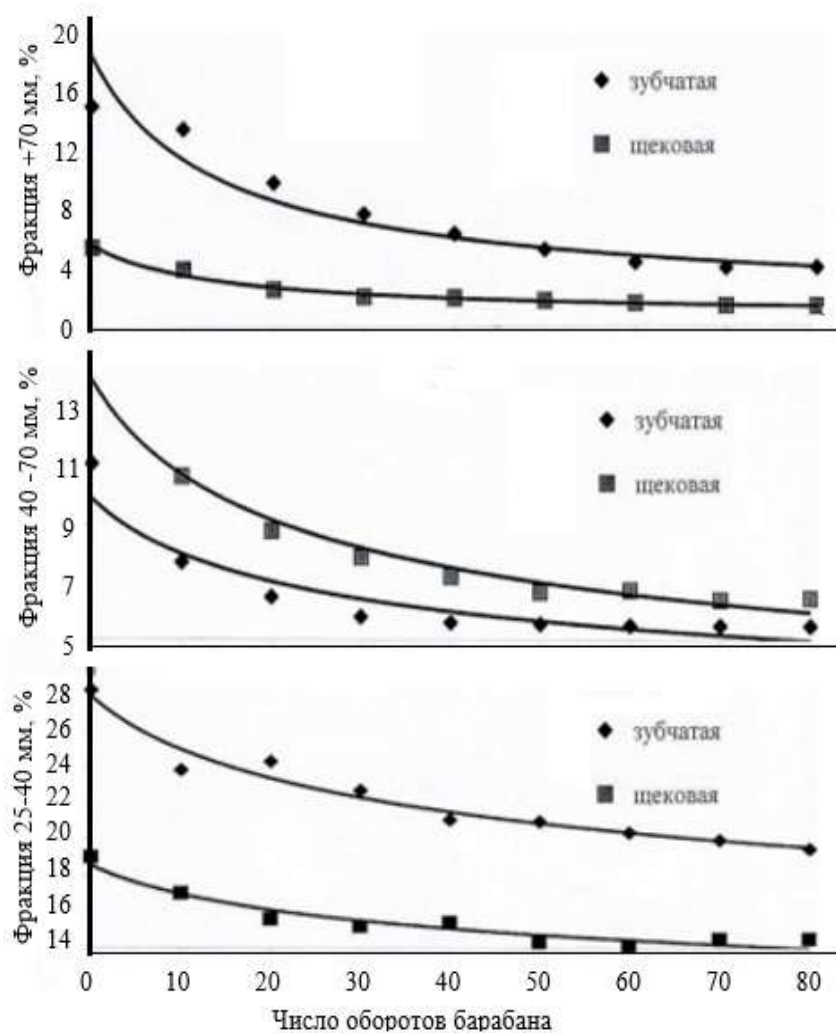


Рисунок 1 - Изменение гранулометрического состава агломерата крупных фракций +70, 40-70 и 25-40 мм

Из данных результатов видно, что гранулометрический состав агломерата агломашины №6 имеет меньшую крупность по сравнению с агломератом агломашины №7, средний диаметр ($D_{cp.}$) в первом случае составил 26,4 против 33,8 мм во втором. Суммарное количество фракций от 5 до 40 мм составило 73,3% (щ) против 68,8% (з) от общей массы проб. Количество агломерата крупностью свыше 40 мм у агломашины №6 меньше в 1,3 раза, чем на агломашине №7. Агломерат после щековой дробилки содержит наибольшее количество “средней” фракции 10-25 мм наименее подверженной разрушению, являющейся также своего рода буфером, защищающим от разрушения более крупные фракции от стенки течек и шиберов. Количество мелочи фракции 0-5 мм в агломерате после щековой дробилки образуется меньше по сравнению с зубчатой дробилкой.

Агломерат крупных фракций +70, 40-70 и 25-40 мм (рисунок 1), полученный при дроблении в щековой дробилке по сравнению с агломератом после зубчатой дробилки имеет меньшую степень разрушения. Характерным для указанных фракций является интенсивное разрушение до 30 оборотов барабана. Например, после 30 оборотов барабана разрушение фр.+70мм после щековой дробилки составляет 3,4%, а после зубчатой 7,5% (абс.), что почти в два раза больше. После 30-40 оборотов барабана не зависимо от способа дробления в разрушения агломерата. Данная тенденция сохраняется и для агломератов фракций щековой или зубчатой дробилке наступает стабилизация степени 40-70 и 25-40мм.

Отличие механизмов разрушения спека в щековой и зубчатой дробилках приводит к снижению выхода мелочи при испытания агломерате после щековой дробилки в барабане на 8,5%. В щековой дробилке по мере прохождения материала в дробящем пространстве происходит последовательное обжатие кусков агломерата и вследствие этого разрушение осуществляется преимущественно по слабым местам спека.

В зубчатой дробилке дробление спека происходит в результате удара и продавливания агломерата между зубьями и колосниками дробилки, в результате спек, разрушается как по прочной, так и по слабой структуре агломерата. Это является главным технологическим недостатком разрушенного спека в зубчатой дробилке. В результате происходит с одной стороны переизмельчение материала, с другой в товарный агломерат поступают недостаточно прочные, крупные куски [1].

Агломерат, полученный в результате обработки спека щековой дробилкой, имеет более высокую степень однородности по гранулометрическому составу, чем после дробления в зубчатой дробилке (рисунок 2).

Таким образом, в результате дробления спека зубчатой дробилкой происходит «размалывание» и продавливание агломерата между зубьями и колосниками дробилки, то есть разрушение происходит как по прочной, так и по слабой структуре. Это является главным технологическим недостатком, так как отсутствует избирательное дробление аглоспека по слабым связкам.

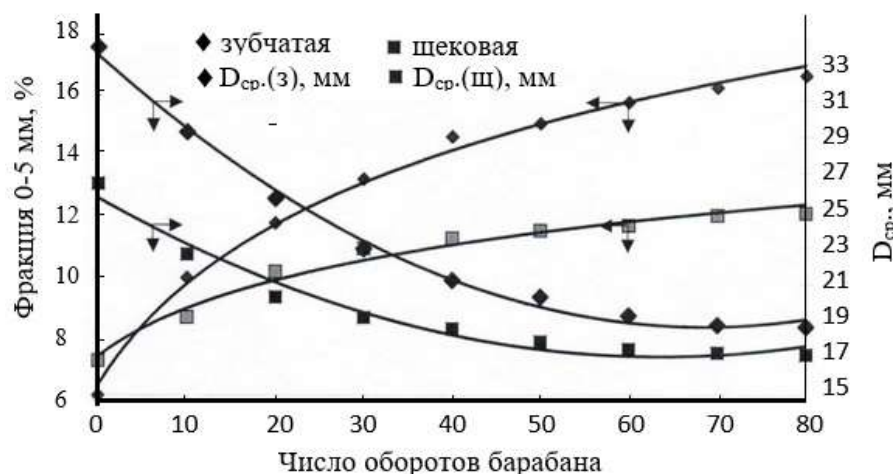


Рисунок 2 - График зависимости изменения выхода фракции 0-5мм и среднего диаметра (D_{cp}) агломерата

В результате происходит с одной стороны переизмельчение материала, с другой в товарный агломерат поступают недостаточно прочные, крупные куски.

Использование щековой дробилки для обработки спека позволяет снизить верхний предел крупности агломерата. В щековой дробилке по мере прохождения спека происходит неоднократное обжатие материала, в результате агломерат более однородный по своим характеристикам. Таким образом обработка спека в щековой дробилке значительно улучшает гранулометрический состав и механические характеристики агломерата, что значительно улучшает условия его охлаждения и обеспечивает меньшую разрушаемость при транспортировке в доменный цех.

Выводы. После испытаний агломерата в барабане выход мелочи в агломерате, обработанного после щековой дробилки на 8,5% меньше, чем после одновалковой. Это можно объяснить различным механизмом разрушения спека в щековой и зубчатой дробилках. В щековой дробилке по мере прохождения материала в дробящем пространстве происходит последовательное обжатие и вследствие этого разрушение кусков спека осуществляется преимущественно по слабым местам.

В зубчатой дробилке дробление спека происходит в результате «размалывания» и продавливания агломерата между зубьями и колосниками дробилки, то есть разрушение происходит как по прочной, так и по слабой структуре. Это является главным технологическим недостатком, так как отсутствует избирательное дробление аглоспека по слабым связкам. В результате происходит с одной стороны переизмельчение материала, с другой в товарный агломерат поступают недостаточно прочные, крупные куски.

Литература:

1. Фролов, Ю.А. Агломерация. Технология. Теплотехника. Управление. Экология. / Ю.А. Фролов. - Екатеринбург: 2016. - 672 с.

PHYSICAL AND CHEMICAL RESEARCHES OF THE PROCESS OF THE BURNING OF THE LISAKOVSKY CONCENTRATE WITH SOLID RESTORATORS

Bekbaeva L.A.

Karaganda State Technical University

Iron ore are characterized by difficult enrichment and low iron content. On an industrial scale, only the ores of the Lisakovskoye deposit are used [7].

A characteristic feature of the oolitic brown ore olite ores of the Lisakovskoye deposit is a low iron content (30–42%), an increased concentration of phosphorus (0,3–0,8%), alumina (4,3–6,7%), and the presence of vanadium (0,06–0,08%) and water 13-14% [1-2,7].

Solid reducing agents are brown and coals, coke breeze, and gaseous H_2 , CO , natural and coke gases, etc. Coals and coke, used in industrial magnetising roasting processes as reducing agents, have several disadvantages: high removal of reducing agent from the furnace, uneven ore recovery, high consumption of reducing agent [3-4, 7].

Gaseous reducing agents in the reduction process are characterized by: short-term contact with the ore, low gas permeability of the unclassified ore, the difficulty of supplying gas to the ore layer. The firing temperature in the presence of gas reducing agents is 600–850 °C, when using solids - 800–950 °C [5,7].

It should be noted that there is a large number of works devoted to the study of the mechanism and kinetics of the reduction of metal oxides and iron ores by hydrogen, carbon oxide (II) and their mixtures. A significant part of these works was aimed at studying the physics and chemistry of the metallurgical process, and a small number of them were related to the study of the process of reducing metal oxides and iron ores [6-7].

In order to select the most effective reducing agent, we carried out a series of experiments for comparison of the reductive roasting of LMMC in the presence of graphite - C and baking soda - Na_2CO_3 (Fig. 2.).

For the experiments, LMMC was mixed with graphite and soda. The prepared samples were subjected to heat treatment at a temperature of 800 °C for 60 minutes. After firing, the magnetic fraction was separated using a magnetic separator.

The structure of this ore was investigated before and after restoration works (see fig. 1 and fig. 2.). To study the microstructure of the samples obtained, the installation of a Hitachi S-3400N scanning (electron scanning electron microscope) was used.

The analysis of the obtained results allows to draw the following conclusions:

1. The possibility and expediency of using solid, powder reducing agents in the process of thermal preparation of LMMC for metallurgical processing is shown, and the results of experimental studies are presented. The output of the magnetic fraction of LMMC.

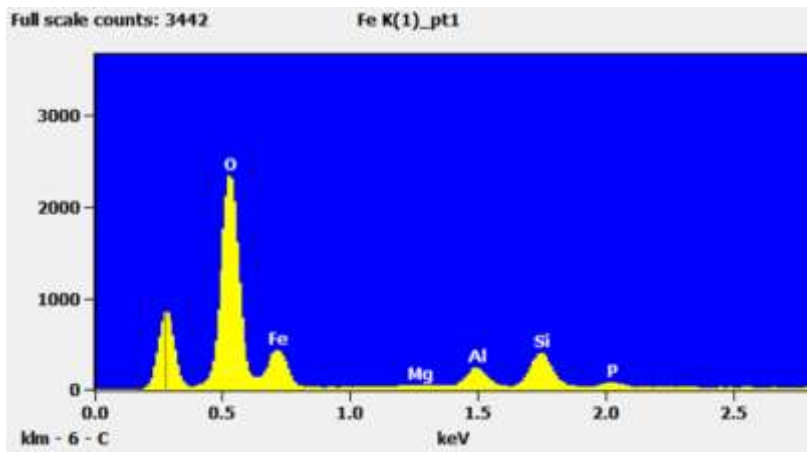
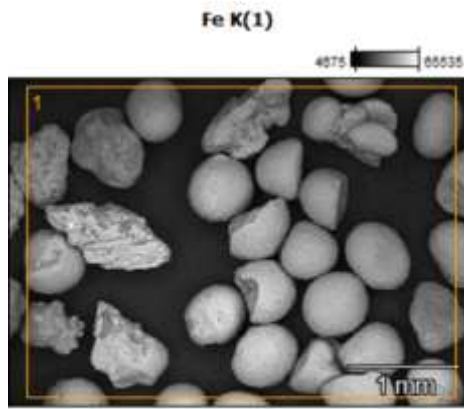
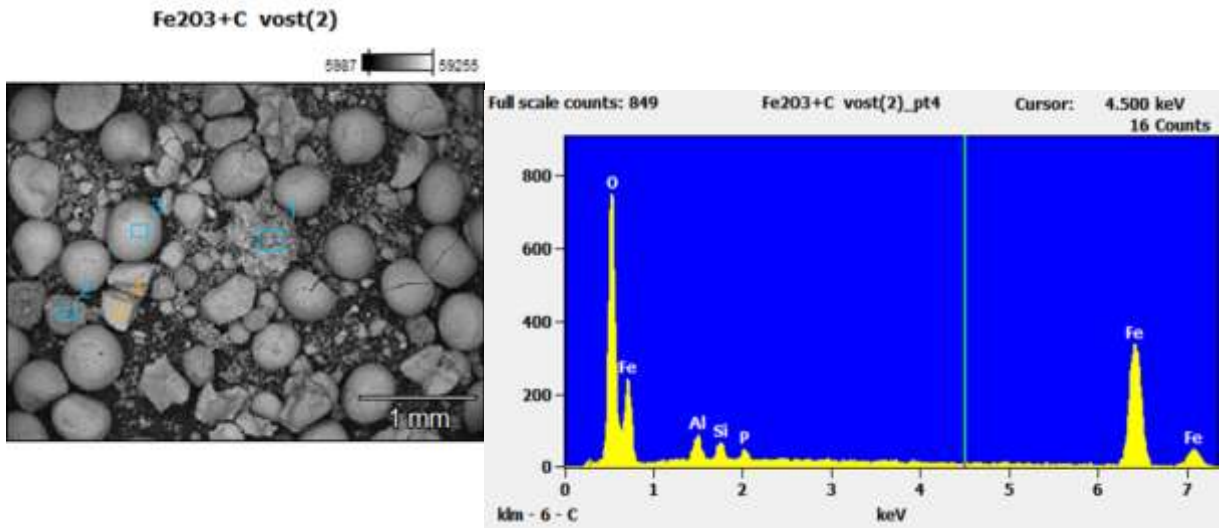


Fig. 1 - Structure of ore before recovery

a)



b)

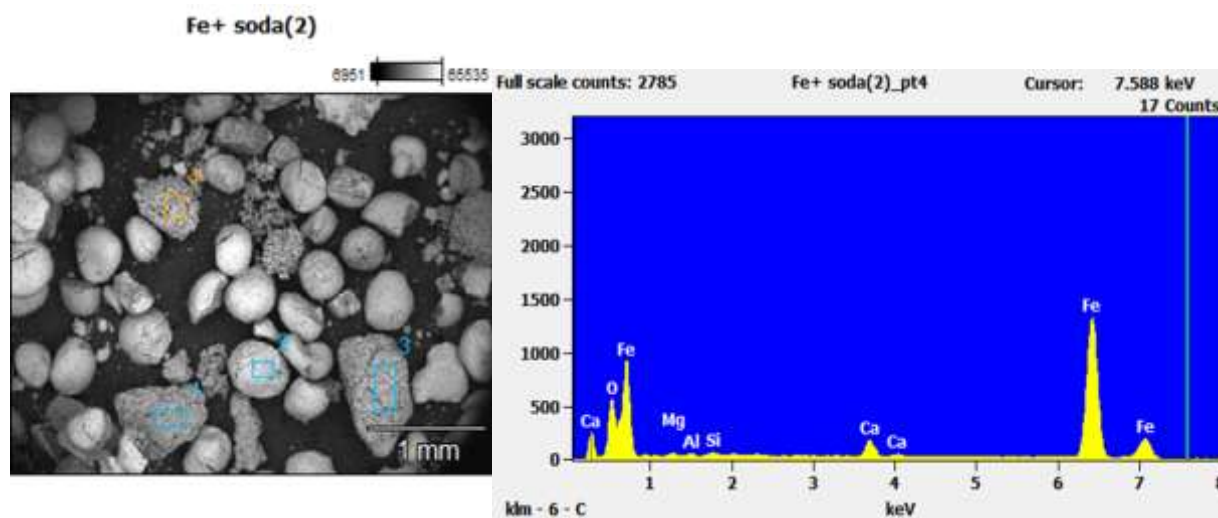


Fig. 2. - The structure of the ore after recovery in the presence of graphite - C (a) and soda - Na_2CO_3 (b)

2. It has been established that soda has the highest reducing activity among those used in the excrement, since the iron content in some separate areas with its use was 91%. In turn, it became clear that the percentage recovery work of a solid reducing agent, like graphite, is on average 70%.

References

1. Громов, М.И. Подготовка железорудного сырья к металлургическому переделу / М.И. Громов, В.Н. Рыбаков. - М.: Наука, 1973 - 151–161с.
2. Яницкий, А.Л. Об условиях образования оолитовых железных руд лисаковского типа / А.Л. Яницкий // Сб. науч. тр. Кустанайской научной сессии. Алма-Ата, Т. 2. - 1988. - С. 78.
3. Некрасов, З.И. Термогравиметрическая установка с непрерывным анализом газа для исследования кинетики восстановления окислов железа газообразными восстановителями / З.И. Некрасов и др. // Новые методы исследования черных металлов. - 1989. - С. 16–21.
4. Тащиенко, П.А. Использование твердого восстановителя на опытно-промышленной установке обжигмагнитного обогащения Лисаковского ГОКа / П.А. Тащиенко и др. // Обогащение руд. - 1977. - №3. - С. 20–23.
5. Dmitriev, A.N. The role of reducibility in achievement of the minimal coke consumption in the blast furnace smelting // Defect and Diffusion Forum. - 2006. - Vols. 258–260. - С. 91–100.
6. Тащиенко, П.А. Обжиг руд и концентратов. / П.А. Тащиенко. - М.: Недра, 1985 - 145с.
7. Мухтар, А.А. Физико-химические исследования процесса обжига лисаковского концентрата с жидким углеводородным восстановителем / А.А. Мухтар, И.А. Вернер, Г.Л. Каткеева, Е.В. Кочегина, А.С. Макашев // - сентябрь 2011. - №9.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СГОРАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ФУРМЕННОЙ ЗОНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Новиков А.С., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Вдувание пылеугольного топлива (ПУТ) в доменную печь (ДП) является эффективной технологией с точки зрения снижения себестоимости чугуна, повышения производительности печи и защиты окружающей среды. Первая в Европе промышленная установка по приготовлению и вдуванию ПУТ была построена в 1980 году на Донецком металлургическом заводе [1]. В настоящее время более 200 пылеугольных комплексов работают в странах Европейского Союза, Китае, Японии, Корее, США и других странах с вдуванием около 200 кг/т чугуна [2].

Эффективное использование дорогостоящих комплексов пылевдувания достигается при максимальном расходе угля.

Главными причинами, препятствующими увеличению количества вдуваемого в горн доменных печей ПУТ, являются обеспечение его полного сгорания в фурменной зоне и равномерного распределения по окружности печи.

Для выработки мер по интенсификации того или иного процесса необходимо, прежде всего, знать характер или область его протекания.

Наиболее распространенной методикой расчета времени горения угольных частиц является метод ВТИ [3]. Он базируется на эмпирических формулах, полученных для условий горения одиночных частиц. Суть методики заключается в определении протекания отдельных стадий процесса горения: прогрев частиц до воспламенения летучих, выгорание летучих, прогрев коксового остатка до воспламенения и выгорание коксового остатка, значения которых затем суммируются.

Ниже приведены обобщенные формулы для расчета времени протекания этих стадий:

$$\tau_1 = k_1 \cdot 5,3 \cdot 10^{14} \cdot T_r^{-4} \cdot d^{0,8}, \quad (1)$$

$$\tau_2 = k_2 \cdot 0,5 \cdot 10^6 \cdot d^2, \quad (2)$$

$$\tau_3 = k_3 \cdot 5,36 \cdot 10^7 \cdot T_r^{-1,2} \cdot d^{1,5}, \quad (3)$$

$$\tau_4 = k_4 \cdot 2,21 \cdot 10^8 \cdot (1 - A_c / 100) \cdot \rho_k \cdot d^{1,5} \cdot T_r^{-0,9} \cdot O_2^{-1}, \quad (4)$$

где $\tau_1, \tau_2, \tau_3, \tau_4$ - время прогрева частиц до воспламенения летучих, выгорания летучих, прогрева и выгорания коксового остатка соответственно, с; k_1, k_2, k_3, k_4 - опытные коэффициенты, зависящие от марки угля; T_r - температура окружающей среды, К; d - средний начальный размер частицы, м; A_c - зольность коксового остатка, м³/м³; O_2 - объемная концентрация кислорода, доли; ρ_k - кажущаяся плотность коксового остатка, кг/м³.

На рис. 1 приведены результаты расчета по вышеприведенной методике при температуре дутья 1100°С для трех марок углей: антрацит, газовый и тощий.

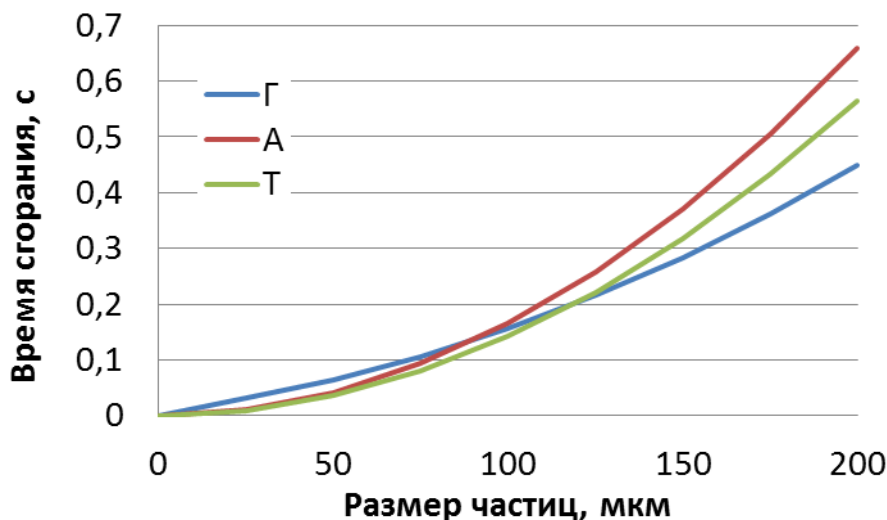


Рисунок 1 – Зависимость времени сгорания угля от размера частиц

Данные рис. 1 дают представление о влиянии размера частицы угля и марки угля на продолжительность времени сгорания: с увеличением размера частиц время сгорания возрастает по экспоненте, при увеличении содержания углерода в угольной частице увеличивается ее время сгорания (время сгорания возрастает при переходе от марки угля «Г» к «Т» и «А»). Для полного сгорания ПУТ в фурменной зоне доменной печи требуется, чтобы время сгорания частицы угля было меньше времени ее нахождения в окислительной зоне. Для температуры дутья 1100°С частицы угля с размером 50 мкм будут полностью сгорать в окислительной зоне доменной печи.

На рис.2 представлена зависимость времени сгорания угля от температуры окружающей среды.

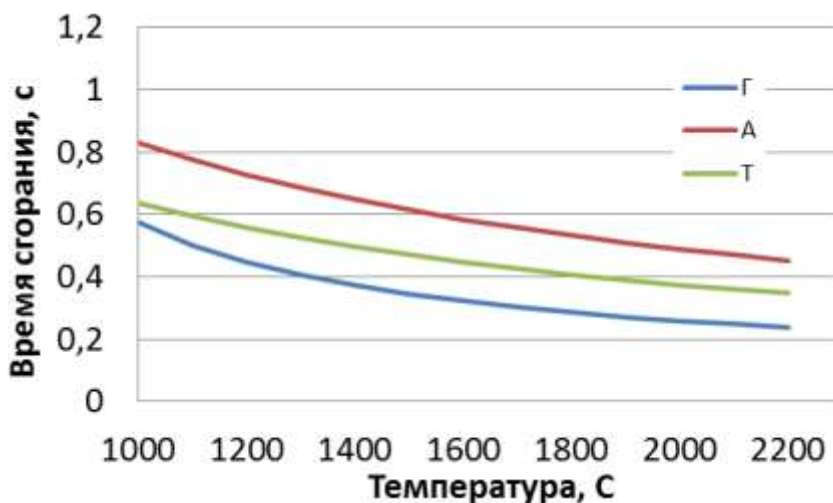


Рисунок 2 – Зависимость времени сгорания угля от температуры среды

При повышении температуры окружающей среды от 1000 до 2000°С время сгорания ПУТ из тощего угля сокращается в 1,7 раза. Наиболее существенно повышение температуры окружающей среды сказывается на горении углей с повышенным содержанием летучих веществ.

На рис.3 представлены зависимости времени сгорания ПУТ с максимальным размером частиц 200 мкм и температурой окружающей среды 1100°С от содержания кислорода в зоне горения.

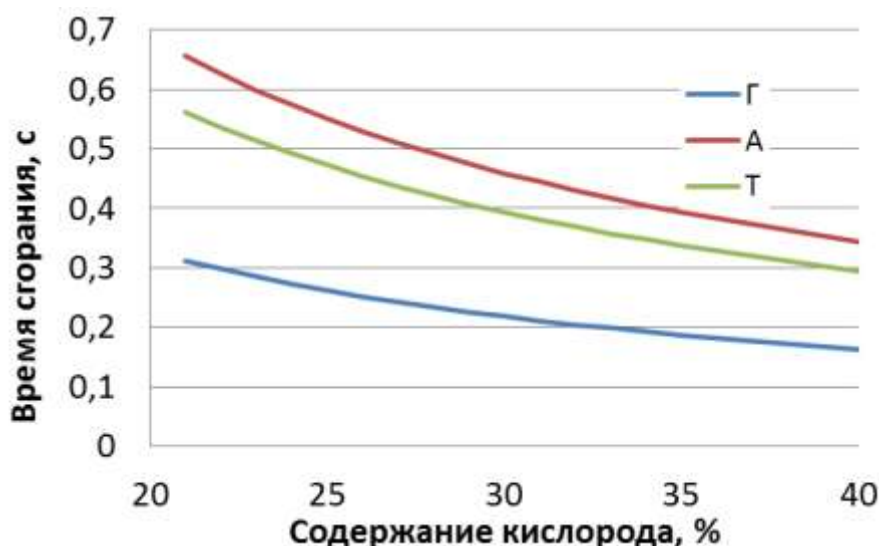


Рисунок 3 – Зависимость времени сгорания угля от содержания кислорода

Повышение концентрации кислорода сказывается лишь на время протекания последней стадии. Поэтому предварительное смешение ПУТ с кислородом нецелесообразно: попадая в фурму или сопло, значительная часть ПУТ благодаря высокой локальной концентрации кислорода вокруг угольных частиц сгорает до их выхода в окислительную зону. Горение же ПУТ в фурменном приборе нежелательно из-за увеличения температуры газов и плавления золы, отклонения струи продуктов сгорания и несгоревших частиц вверх по периферии печи. Кроме того, вначале, как обычно, сгорают мелкие частицы и, следовательно, их горение происходит в более благоприятных условиях. Выгорание крупных частиц, которое происходит позднее, протекает уже в области пониженной концентрации кислорода.

Следовательно, повышать концентрацию окислителя наиболее эффективно после прогрева и выхода летучих веществ и прогрева коксового остатка, т.е. через время $\tau_1 + \tau_2 + \tau_3$. Расчеты показывают, что это время составляет 0,005-0,020 с в зависимости от характеристик ПУТ и температурно-дутьевых условий плавки.

Промышленный опыт также свидетельствует о существенной интенсификации горения угольной пыли в окислительной зоне ДП при повышении концентрации кислорода в дутье [4]. Однако существующие способы подачи ки-

слорода не обеспечивают максимальную эффективность его использования ввиду сложности обеспечения полного смешения угольных частиц с дутьем.

Разработана конструкция фурменного прибора с индивидуальной подачей кислорода представлена на рис. 4 [4].

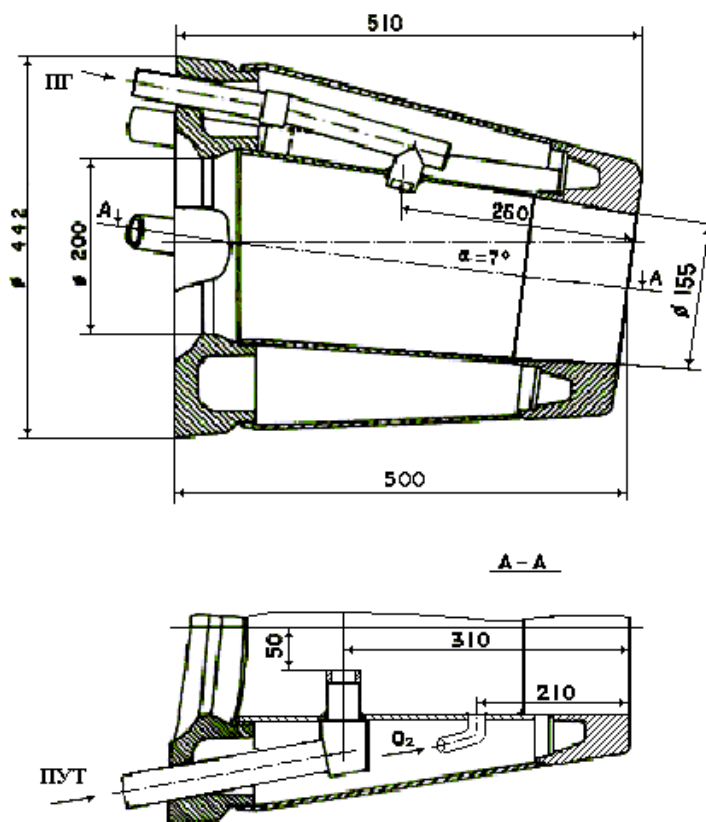


Рисунок 4 – Конструкция воздушной фурмы с вдуванием ПГ, ПУТ и кислорода

Исследованы факторы, интенсифицирующие сгорание ПУТ в фурменной зоне доменной печи. Наибольшее влияние на степень сгорания угольных частиц оказывает их размер и содержание кислорода в дутье.

Литература:

1. *Ярошевский, С.Л.* Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива / С.Л. Ярошевский. – М.: Металлургия, 1988. – 176 с.
2. *Савчук, Н.А.* Доменное производство на рубеже XXI века / Н.А. Савчук, И.Ф. Курунов // Новости черной металлургии за рубежом. - 2000. - Часть II. - Приложение 5. - М.: ОАО «Черметинформация». - 42 с.
3. *Бабий, В.И.* Горение угольной пыли и расчет пылеугольного факела / В.И. Бабий, Ю.Ф. Куваев. – М.: Энергоатомиздат, 1986. – 208 с.
4. *Babich, A.I.* Individual delivery of process oxygen to blast furnace tuyeres/ A.I.Babich, V.V.Kochura, V.A.Nozdachev, E.N.Skladanovskiy, V.V.Stepanov// Steel USSR-Eng. Tr., 1991. - Vol. 21. - No 12. - P. 538-540.

ПРИМЕНЕНИЕ ЛЕГИРОВАННОГО ЛОМА В КОНВЕРТЕРЕ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ХРОМИСТЫХ МАРОК СТАЛИ

Быковский Р.Ю., Первухин Д.В., Заика В.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В настоящее время общепринятым способом конвертерного производства стали является технология получения в конвертере углеродистого полупродукта с последующей его доводкой до необходимого химсостава и качества на установке ковш-печь (УКП). Для получения полупродукта используется стальной лом.

Целью работы является исследование возможности и целесообразности использования легированного лома для экономии ферросплавов при получении заданной марки стали с помощью интегрированной системы «ОРАКУЛ».

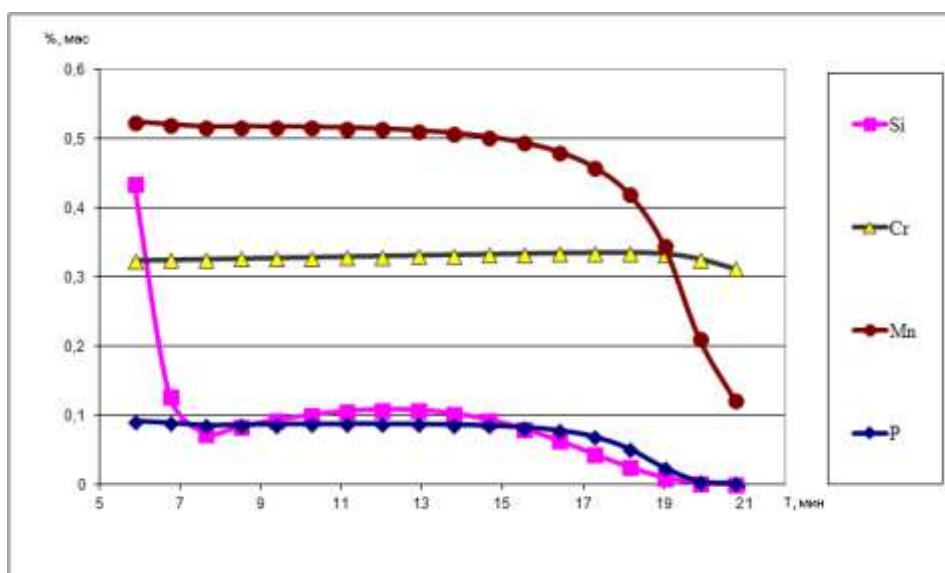


Рисунок 1 - Кривые изменения химических элементов в металле в процессе продувки кислородом

В качестве лома служили отходы инструментальной штамповой стали 7Х3. Система «ОРАКУЛ» позволяет исследовать модель сталеплавильного процесса, ориентированного на использование в системах автоматического проектирования технологии и управления процессом плавки. Данная система компьютерного управления, в нашем случае, была ориентирована на выполнение режимов и условий, заданных технологической инструкцией ТИ 23,5-СТК-01-2013 ЕМЗ по выплавке стали в 160-ти тонных конвертерах с верхней продувкой техническим кислородом.

Окисление кремния (рисунок 1), обладающего высоким химическим сродством к кислороду, происходит интенсивно в первые минуты продувки. Кремний практически окисляется полностью. Этому способствует относительно

низкая температура ванны. Низкие концентрации кремния, фиксируемые по ходу продувки, обусловлены переходом его из постепенно плавящегося лома в расплав и последующим его окислением.

Окислению марганца (рисунок 1) способствует в значительной мере увеличение активности (FeO) в шлаке. Избыточная оксидная фаза, несмотря на высокую температуру в зоне продувки, создает условия для окисления марганца.

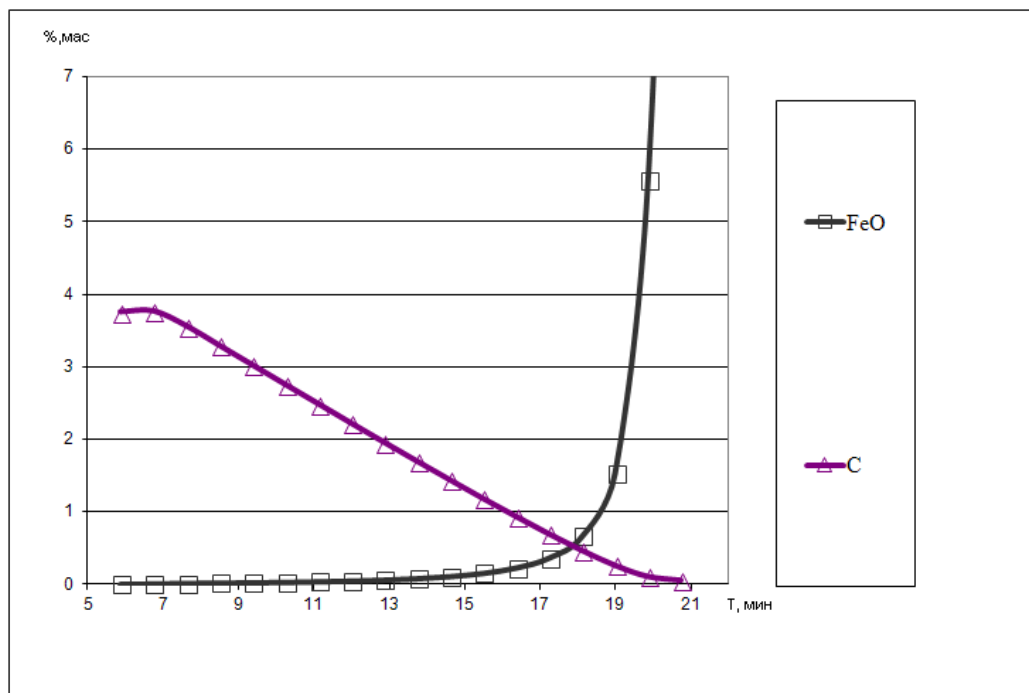


Рисунок 2 - Влияние времени продувки на содержание углерода в металле и на основность, и на окисленность шлака

Процесс дефосфорация развивается по мере формирования основного шлака. Успешному удалению фосфора в шлак способствует высокая активность оксидов железа в шлаке и высокая основность, что и наблюдается на (рисунках 2, 4). Температура резкого окисления фосфора соответствует согласно расчетным данным $1470-1500^{\circ}\text{C}$, что также благоприятствует удалению фосфора.

Окисление углерода (рисунок 2) происходит практически в течении всего периода продувки. Как известно, скорость окисления углерода определяется различными факторами: интенсивностью подачи кислорода, условиями образования и выделения пузырей монооксида углерода, перегревом металла над линией ликвидус, термодинамическими факторами процесса обезуглероживания, концентрации кремния и марганца, имеющих высокое химическое сродство к кислороду и др. В нашем случае необходимы дополнительные исследования по выявлению конкретных факторов, имеющих существенное влияние на процесс обезуглероживания.

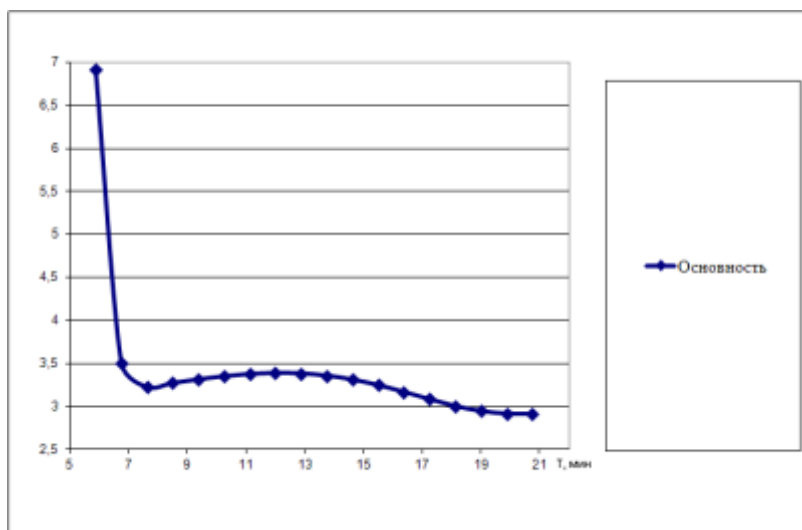


Рисунок 3 - Изменение основности шлака от времени продувки техническим кислородом

Окисление хрома, происходит в случае содержания углерода в полупродукте 0,1% и менее. Это свидетельствует о более активном взаимодействии хрома с кислородом чем углерода.

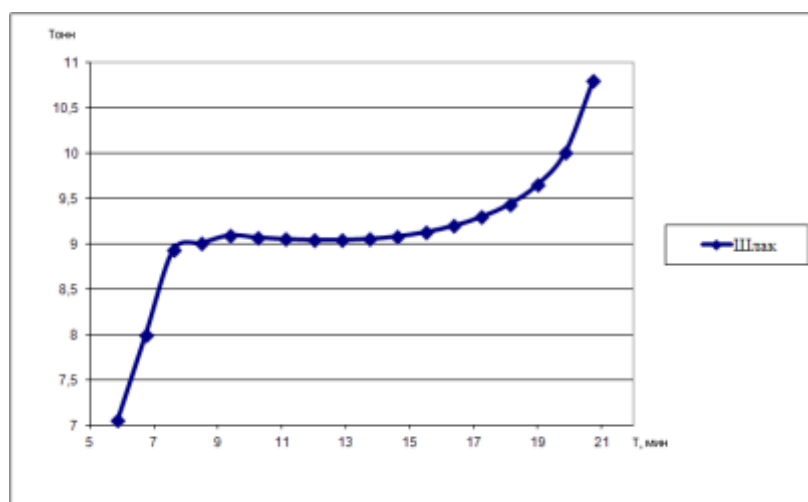


Рисунок 4 - Зависимость массы шлака от времени продувки

На рисунке 4 отражена зависимость массы шлака от времени продувки, которая качественно и количественно совпадает с изменением окисленности вышеуказанных элементов.

На основании проведенных исследований можно считать возможным использование легированного хромом лома при производстве в конвертере полупродукта для выплавки хромистых марок сталей. Для того, чтобы выяснить целесообразность данной технологии по экономии ферросплавов при производстве конкретных марок сталей необходимы экономические обоснования данной технологии.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ СТРУИ ГАЗА С МЕТАЛЛОМ КОВША НА УКП

Первухин Д.В., Мовчан А.Ю., Быковский Р. Ю., Лебедев Е.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В настоящее время применение газа на УКП обеспечивают пористые пробки в днище ковша. Рациональным числом пористых пробок является две. Подвод инертного газа к каждой пробке осуществляется независимо. Наилучших условий взаимодействия газа с металлом добиваются подачей его через одну пробку или через две одновременно. Существует так же режим перекрестного применения продувки металла в ковше.

При этом расход инертного газа-Аг колеблется в широких интервалах. Если применяется перекрестный режим продувки, то в технологических картах редко указывают время пауз между работой каждой из пробок.

Для получения дополнительных данных о взаимодействии газа и жидкости, было выполнено физическое моделирование. Для этого изготовлена прозрачная модель ковша. Ее рабочее пространство заполняли водой, используя ее в качестве жидкости моделирующей сталь. Общий объем жидкости составлял 2000 см³. Высота водяного столба в прозрачной модели ковша была 500 мм.

В донной части модели устанавливали сменные продувочные устройства. Они имели живое сечение: 0,5; 0,6; 1,0 мм. С помощью специальных устройств в объем моделирующей жидкости подавали заданный объем воздуха. Он служил моделью применяемого для продувки аргона. Объем одновременно вдуваемого воздуха составлял: 5, 10, 15, 20, 25, 30 см³.

Динамический след поступающего в жидкость воздуха подвергали фото и киносъёмке. Длинной динамического следа служило расстояние от начала поступления газа в жидкость до момента распада струи. Усредненные данные представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Экспериментальные данные результатов продувки моделирующей жидкости в коше *

№ п/п	V, см ³	Диаметр продувочного устройства, 0,5 мм			Диаметр продувочного устройства, 0,6мм			Диаметр продувочного устройства, 1,0 мм		
		Длина динамического следа струи, мм			Длина динамического следа струи, мм			Длина динамического следа струи, мм		
		min	max	ср.	min	max	ср.	min	max	ср.
1	5	110,0	115,0	113,3	95,0	100,0	96,6	60,0	75,0	66,6
2	10	80,0	90,0	85,0	80,0	85,0	83,3	70,0	85,0	76,6
3	15	65,0	80,0	73,3	80,0	85,0	81,6	80,0	95,0	88,3
4	20	55,0	75,0	68,3	70,0	80,0	75,0	85,0	100,0	93,3
5	25	50,0	65,0	58,3	70,0	75,0	71,6	88,0	105,0	97,6
6	30	45,0	60,0	53,3	60,0	65,0	63,3	90,0	120,0	106,6

* данные усредненные

Исследования включали шесть серий опытов. В каждой из них подавали строго определенный объем воздуха в рабочее пространство ковша. Обобщенные данные изменения отношения высоты столба жидкости в ковше к длине динамического следа струи представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Отношение длины столба жидкости в ковше к длине динамического следа струи газа *

№п/п	$V_{\text{газа}}, \text{см}^3$	Площадь продувочного отверстия, $S, \text{мм}^2$		
		0,78	1,13	3,14
		Отношение Н/н, %		
1	5	28,30	24,16	16,60
2	10	21,25	20,83	19,16
3	15	18,30	20,42	22,08
4	20	17,08	18,83	24,00
5	25	14,58	18,00	24,42
6	30	13,25	15,83	26,83

* - данные усредненные

Из полученных при моделировании данных следует, что на отношение Н/н оказывают взаимное влияние площадь продувочного устройства и объем вдуваемого газа.

В исследованиях зарегистрированы временные параметры существования динамического следа струи газа в жидкости, до момента её разрушения. Его измеряли с помощью хронометра. Отмечали время от начала подачи газа до момента разрушения струи в объеме жидкости.

Обобщенные данные представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты измерений времени существования струи до распада

$V, \text{см}^3$	Площадь продувочного устройства, мм^2			
	0,78 мм^2	1,13 мм^2	3,14 мм^2	
		Время, с	Время, с	Время, с
5	1,0	0,8	0,8	
10	0,8	1,0	0,6	
15	0,8	0,8	0,4	
20	1,2	1,1	0,6	
25	1,6	1,4	0,4	
30	1,6	1,8	0,6	
Среднее время распада струи, с	1,2	1,3	0,6	
Уравнения регрессии	$y = 0,3931\ln(x) + 0,102$	$y = 0,4597\ln(x) - 0,0939$	$y = -0,147\ln(x) + 0,9639$	
Корреляционное отношение	$R^2 = 0,5039$	$R^2 = 0,6144$	$R^2 = 0,4175$	

Результатом обработки полученных данных являются уравнения регрессии

описывающих этот процесс. Относительно низкие значения корреляционных отношений уравнений связаны в первую очередь со сложностью визуального контроля процесса распада струи.

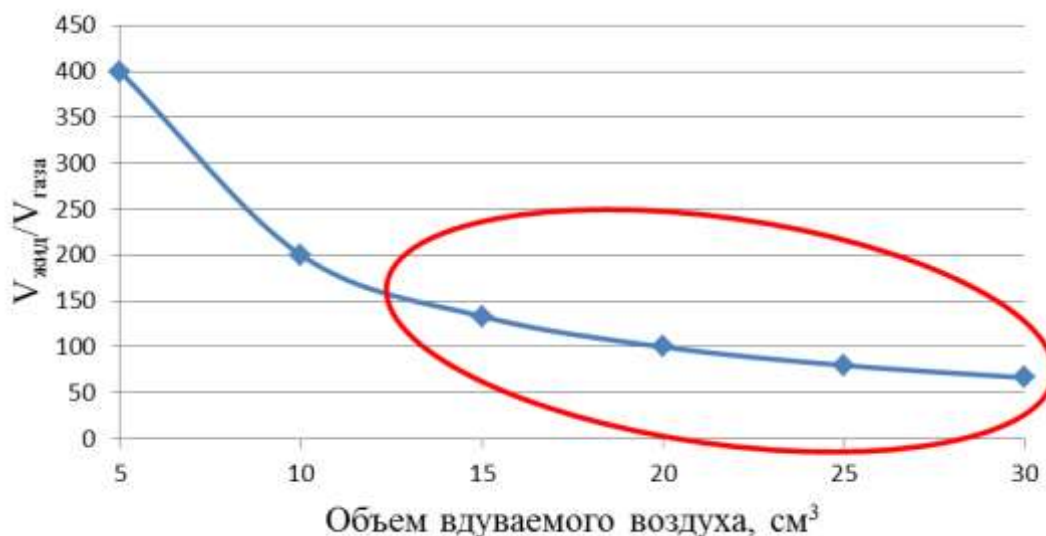


Рисунок 1 – Соотношение общего объема жидкости к объему вдуваемого воздуха

Представленная характеристика на рисунке 1 показывает, какую часть в общем объеме жидкости занимает вдуваемый газ.

В заключение следует отметить, что полученные экспериментальные данные о геометрических параметрах струи вдуваемого газа и временные параметры существования струи до их распада, вследствие сопротивления жидкости, в дополнение с ранее полученными данными [1], позволяют дать рекомендации по перекрёстной продувке металла в ковше, реализуя импульсный режим.

Полученные данные физического моделирования обеспечат рациональный импульсный режим перекрестной продувки с учетом сечения продувочного устройства, давления газа и с рекомендацией временных интервалов: «Продувка-пауза-продувка». Этим будет обеспечено достижение рациональных параметров рафинирования металла при повышении технико-экономических показателей за счет экономии продувочного газа аргона.

Литература:

1. Шевченко, А.А. Модель сталеразливочного ковша / А.А. Шевченко, В.С. Клименко, Д.В. Первухин, Е.Н.Лебедев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов.* - Донецк: ДонНТУ, 2017. – С.21-22.
2. Бойченко Б. М., Охотский В. Б., Харлашин П. С. *Конвертерное производство стали.* - Днепропетровск: РИА «Дншпро-ВАЛ», 2006. - 454 с.
3. Явойский В.И., Дорофеев Г.А., Повх И.И. *Теория продувки сталеплавильной ванны.* - М.: *Металлургия*, 1974. - 495с.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЖИДКОГО ЧУГУНА В ДСП С ЦЕЛЮ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Поляруш А.С., Заика В.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Дефицит лома, а также проблема повышения производительности электродуговых сталеплавильных печей, обуславливают целесообразность применения в шихте электропечей жидкого чугуна.

В большинстве стран после ликвидации мартеновского производства стали, на рынке наблюдается дефицит углеродистых сталей, из которых производится металлический полупродукт в дуговых электропечах и наличие на отдельных предприятиях определённого количества избыточного чугуна.

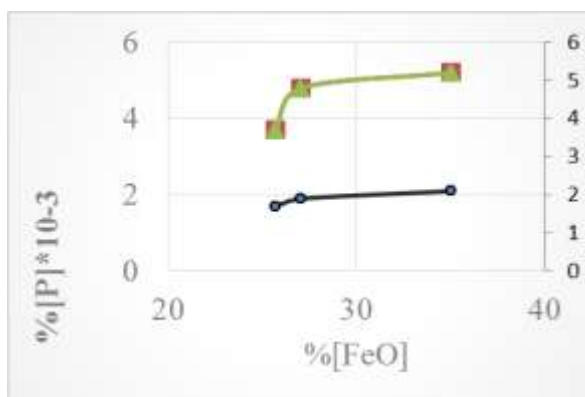


Рисунок 1 - Зависимость содержания фосфора от окисленности и основности шлака

Необходимо отметить, что при расходе чугуна 40% значительно возрастает окисленность шлака (~35%), хотя нормальная окисленность шлака в ДСП после окислительного периода составляет, как правило, не более 20-25%. Возрастание массы шлака с одновременным ростом окисленности шлака значительно ухудшает его свойства, что недопустимо, поскольку идут процессы восстановления кремния и марганца из шлака (Таблица 1).

Таблица 1 - Изменение количества основных оксидов к концу плавки

Название оксида	Содержание жидкого чугуна в шихте, %		
	10%	20%	40%
SiO ₂	12,732	10,593	8,841
MnO	4,0	3,63	3,33
FeO	25,7	27,07	35,0

Современные дуговые печи способны перерабатывать до 40% жидкого чугуна. Это позволяет повысить производительность печей, снизить расход электроэнергии и содержание цветных примесей. Количество используемого чугуна на различных предприятиях отличается и зависит от многих причин: количества жидкого чугуна, ёмкости печей, применяемой технологии и оборудования и

др.

Использование жидкого чугуна в ДСП имеет и недостатки:

- 1) Дополнительные затраты на реконструкцию в цехе, связанную с оборудованием печи системой заливки жидкого чугуна;
- 2) Повышение кратности шлака из-за высокого содержания примесей, что ведёт к увеличению расхода извести для получения необходимой основности шлака и росту затрат энергии на шлакообразование;
- 3) Увеличение расхода кислорода для окисления углерода, поступившего из чугуна.

Технология выплавки стали в электропечах с применением жидкого чугуна получила распространение как за рубежом, так и на предприятиях России.

В данной работе проведены исследования по определению количества переловочного чугуна для дуговой сталеплавильной печи ёмкостью 100 т. с помощью системы «ОРАКУЛ», позволяющей автоматически вести плавку на всём её протяжении, делать расчёт шихты, добавок, легирующих, имитировать весь процесс плавки, прорабатывать любые варианты технологии. В основу расчётов взята технология одного из металлургических предприятий Донбасса. Основные результаты исследований представлены на рисунке 1 и таблицах 1-2.

Таблица 2 - Тепловой баланс плавки с различным содержанием чугуна в расплаве

Наименование статьи	Содержание жидкого чугуна в шихте, %		
	10%	20%	40%
Общий расход энергии	9232674.5	11028756.5	12903505.6
Уд. расход эл. энергии	39.903	36.197	29.847
Полезная теплота процесса	7940100.0	9484730.6	11097014.9

Из рисунка 1 следует, что с повышением окисленности и основности шлака снижение содержания фосфора не наблюдается. Это связано с тем, что при повышении содержания чугуна в шихте, незначительно увеличивается содержание фосфора в металле, и находится практически на одном уровне, в связи с повышением массы шлака при увеличении количества чугуна в шихте.

Данные таблицы 2 по тепловому балансу свидетельствуют, что с повышением расхода жидкого чугуна, снижается расход электрической энергии и увеличивается полезная теплота процесса.

Из выше приведенных данных, следует, что расход жидкого чугуна в общей массе шихты не должен превышать 30%. Для более убедительных утверждений, необходимо привести дополнительные экономические заводские исследования по различным статьям расхода энергетического баланса, а также затраты на приобретение оборудования необходимого для заливки чугуна в ДСП.

ИССЛЕДОВАНИЕ НА МОДЕЛЯХ ПРОЦЕССА ФОРМИРОВАНИЯ ШЛАКОВОГО ГАРНИСАЖА ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ

Романов А.В., Ярёменко Д.А., Ратиев С.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Одним из достоинств электрошлакового переплава (ЭШП), в сравнении с другими рафинирующими переплавами, является высокое качество поверхности слитков. Формирование в процессе ЭШП тонкой равномерной шлаковой корочки (гарнисажа), при стабильных электрических параметрах, практически исключает необходимость "обдирки" поверхности передельных слитков и отливок. Вместе с тем, толщина и равномерность шлакового гарнисажа зависят от величины вводимой в шлаковую ванну электрической мощности и стабильности электрических параметров так как любые изменения энергетического состояния ванны могут вызвать скачкообразный рост шлаковой корки и появление на поверхности слитка так называемых пережимов.

Шлаковый гарнисаж, расположенный на границе кристаллизатор – слиток, играет значительную роль в теплообменных процессах и косвенно может характеризовать тепловое состояние шлаковой и металлической ванн. Зная параметры шлакового гарнисажа по ходу переплава (толщину), вероятно, можно математически описать происходящие при ЭШП процессы.

Изучать формирование и текущее состояние шлакового гарнисажа непосредственно в условиях реальной плавки очень затруднительно. В связи с этим, нами была поставлена задача разработки моделей для качественного описания формирования шлаковой корочки и получения параметров, которые позволили бы осуществить обратную связь то есть управлять электрошлаковым переплавом исходя из благоприятного состояния шлакового гарнисажа. В данной работе сделана попытка на физической модели рассмотреть образование шлакового гарнисажа при электрошлаковом переплаве.

Исследования проводили на "холодной" модели лабораторной установки ЭШП (рис. 1). В качестве жидкости моделирующей шлак использовали соляную кислоту. Переплавляли сплав Вуда, имеющий температуру плавления около 65°C в стальной кристаллизатор. По высоте кристаллизатора, на наружной стороне внутренней стенки, закрепляли термопары железо-константан, подключённые через преобразовательный блок в компьютеру. Термопары расположены на разном расстоянии от поддона.

На рис. 2 представлены изменения температуры в данных точках кристаллизатора по ходу переплава. Как видно, в определённые моменты времени, в контролируемых точках температура достигает максимума (около 880 с и 1780 с). Это моменты, вероятно, достижения их поверхностью "шлаковой" ванны. Затем наблюдается некоторое падение температуры, что связано с нарастанием шлакового гарнисажа. После чего температура опять начинает расти, что,

вероятно, объясняется подплавлением шлаковой корочки, следующей за шлаковой ванной – металлической.



Рисунок 1 – Лабораторная установка электрошлакового переплава

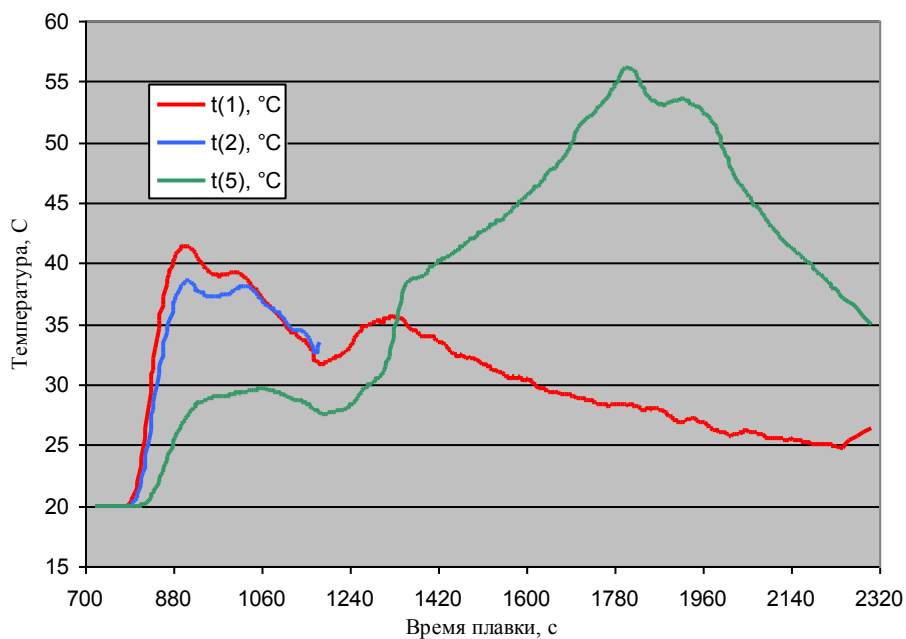


Рисунок 2 – Изменение температуры в некоторых точках наружной поверхности внутренней стенки кристаллизатора по ходу переплава, полученное на физической модели

Адекватность данной физической модели подтверждается результатами реальных исследований при ЭШП выполненных в работе [1] (рис. 3).

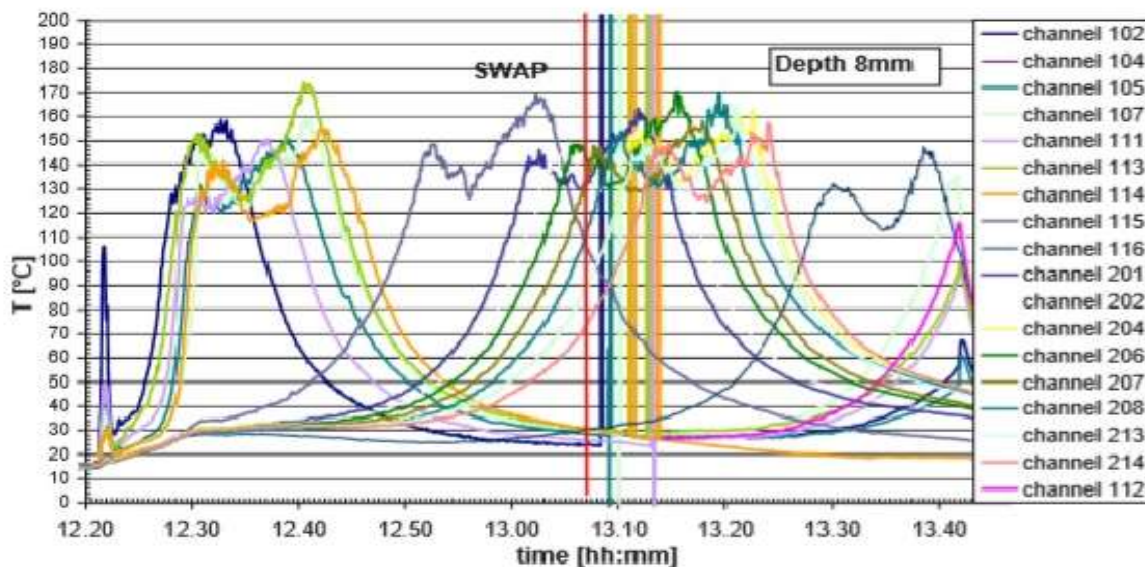


Рисунок 3 – Изменение температуры в некоторых точках медной гильзы кристаллизатора при реальном переплаве [1]

Некоторые отличия в форме седлообразных пиков, полученных на модельных и реальных плавках, объясняются различием физических свойств используемых в экспериментах материалов.

Отслеживание седлообразного пика изменения температуры по ходу переплава можно использовать в качестве параметра для автоматического управления процессом переплава. В частности – управлять скоростью наплавки слитка, величиной вводимой электрической мощности, необходимостью присадки шлакообразующих материалов и т.п.

Кроме того, эти результаты могут лечь в основу математической модели формирования шлакового гарнисажа и описания процесса ЭШП в целом.

Выводы:

1. Методом физического моделирования, адекватность которого подтверждена реальными плавками, установлено характерное (седлообразное) изменение температуры конкретных точек кристаллизатора по мере продвижения шлаковой и металлической ванн.

2. Наличие подобных пиков позволяет использовать их в качестве параметров при разработке систем автоматического управления электрошлаковым переплавом.

Литература:

1. A. Kharicha. Integrated simulation of advanced protective gas electro-slag remelting for the production of high-quality steels (ISA-PESR). Final report. / A. Kharicha, A. Ludwig, M. Wu, H. Scholz, W. Schützenhöfer, G. Reiter, R. Tanzer, A. Mackenbrock, O. Köser, A. Carosi, R. Sorci, F. Arcobello-Varlese. – Luxembourg: Publications Office of the European Union. – 2009. – 150 pp.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ



ОГНЕВОЕ РАФИНИРОВАНИЕ МЕДИ ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

Биневский В.С., Бредихин В.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В зависимости от химического состава вторичного сырья меди, процессы его переработки и рафинирования требуют установления оптимальных технологических режимов для обеспечения заданного качества продукции.

Наибольшими потребителями меди и сплавов на ее основе являются электротехническая, электронная, химическая, строительная промышленности, машиностроение, транспорт и др. [1,2]. В последние годы наблюдается тенденция к расширению традиционных областей применения меди, особенно возросло потребление меди в строительной промышленности [2]. В развитых странах медь активно используют для производства трубопроводов для холодной и горячей воды, трубопроводов для транспортировки бытового газа. Мировое производство меди в 2012 г. достигло 19,95 млн. т, при этом доля меди из вторичного сырья составило ~3 % с увеличением этой доли до 11 % в 2013 г.

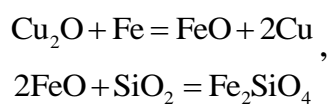
Технологические операции переработки меди из вторичного сырья включают:

- подготовку вторичного сырья к плавке;
- шахтную плавку для восстановления меди из окислов;
- конвертирование меди после шахтной плавки, с получением конвертертной меди, содержание меди в которой достигает (96...98) %.
- огневое рафинирование, целью которого является удаления примесей из конвертертной меди и последующую ее разливку в аноды для последующего электролитического рафинирования. Содержание меди в анодах составляет не менее 99 %.
- электролитическое рафинирование, в результате которого получается высококачественная катодная медь.

Процесс огневого рафинирования обеспечивает удаление из меди значительной части примесей.

Процесс рафинирования осуществляют в две стадии: продувку воздухом и обработку древесиной (дразнение) с целью восстановления меди из оксидов.

При продувке воздухом преимущественно окисляется медь, так как ее содержание в расплаве значительно больше, чем примесей. При этом образуется закись меди Cu_2O , которая хорошо растворяется в меди и распределяется по всему объему расплава. Примеси, например, железо, восстанавливают медь, и при добавлении двуокиси кремния образуют шлак.



Приведенная технология огневого рафинирования обеспечивает получение меди с содержанием примеси (0,8...1,0) %. Для уменьшения содержания примеси авторами работы [1] предлагается обрабатывать расплав водяным паром, что обеспечивает снижение общего содержания примесей до 0,5 %. Еще одним способом, который предлагается в работе [1,2], является добавление в расплав соединения Cu-P. Однако механизм действия Cu-P на поведение примесей в работе не раскрыт.

При проведении огневого рафинирования в расплав добавляют фосфид меди Cu_3P . Влияния фосфида меди на степень очистки оценивают на примесях олова, свинца, цинка и сурьмы.

Добавление фосфида меди в процессе огневого рафинирования обеспечивает снижение содержания примесей. Для физико-химического анализа было рассмотрено поведение фосфида меди в расплаве. Наличие в расплаве растворенного кислорода и закиси меди обеспечивает возможность протекание следующих реакций:



Приведенные реакции способствуют образованию устойчивого окислителя P_2O_5 и восстановлению оксидов меди.

Следующим этапом происходит окисление примесей с образованием сульфатных соединений, которые переходят в шлак.

Этот эффект по величине изменения потенциала Гиббса особенно хорошо проявляется в области температур от 1000 до 1300°C, т.е. в области температур процесса огневого рафинирования.

Литература:

1. Савенков, Ю.Д. Рафинированная медь Украины [Текст] / Ю.Д. Савенков, В.И. Дубоделов, В.А. Шпаковский, В.А. Кожанов, Е.В. Штепан. – Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2008. – 176 с.
2. Бредихин, В.Н. Медь вторичная: монография [Текст] / В.Н. Бредихин, Н.А. Маняк, А.Я. Кафтаненко – Донецк: ДонНТУ, 2006. – 416 с.

РАФИНИРОВАНИЕ ВТОРИЧНОГО НИКЕЛЯ

Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

На электролитическое рафинирование поступает никель в виде анодов, отливаемых после восстановительной плавки закиси никеля в электропечах. Основные примеси анодного никеля — медь, железо, кобальт, платиновые металлы, сера, селен, теллур. Помимо указанных примесей, анодный никель содержит углерод, кремний, кислород, свинец, мышьяк и цинк. Никель из окисленных никелевых руд обычно не содержит благородных металлов, а в никеле из сульфидных руд всегда присутствуют платиновые металлы.

Главная задача электролиза — получение никеля высших марок (ГОСТ 849—70) Н0, Н1У, Н1 с содержанием 99,99...99,93% никеля + кобальта и попутное извлечение кобальта и платиновых металлов, ценность которых выше ценности никеля.

Таблица 1 – Химический состав различных марок никеля

Марка	Химический состав, %								
	Ni и Co в сумме, не менее	В том числе Co, не более	Примеси, не более						
			C	Mg	Al	Si	P	S	Mn
Н-0	99,99	0,005	0,005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
Н-1у	99,95	0,1	0,01	0,001	-	0,002	0,001	0,001	-
Н-1	99,93	0,1	0,01	0,001	-	0,002	0,001	0,001	-

Электролиз никеля — сложный процесс, во многом отличается от электролиза меди, так как отделить примеси других металлов от никеля электролизом труднее, чем от меди. Электролиз никелевых анодов проводят в растворе сульфата или смеси сульфата и хлорида никеля с некоторыми токопроводящими добавками. Растворением никеля в процессе электролиза достигают, присоединяя анод к положительному полюсу источника постоянного тока. Осаждение происходит на металлических листах, подключенных к отрицательному полюсу того же источника. Электроды, присоединенные к положительному полюсу, принято называть анодами, а присоединенные к отрицательному полюсу — катодами.

Основная особенность электролиза никелевого анода на промышленных установках заключается в том, что на катоде вместе с никелем могут осаждаться медь, водород, железо, кобальт и еще ряд металлов. Чтобы обеспечить осаждение на катоде только никеля, при электролизе катодное пространство в электролитной ванне отделяют от анодного диафрагменной ячейкой (ящиком), которую делают из брезента или другой плотной ткани, натянутой на каркас ячейки. Помещая катодную основу в диафрагменную ячейку (рис. 1), разделяют электролит в ванне на два объема. Электролит внутри катодной ячейки называют католитом, а находящийся вокруг анода — анолитом.

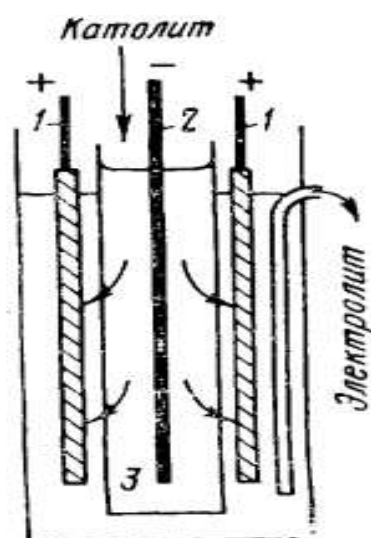


Рисунок 1 – Схема диафрагменной ячейки электролитной ванны для электролиза никеля: 1 – аноды; 2 – катоды; 3 – диафрагма.

Анолит содержит медь и другие примеси; поскольку они растворяются на аноде вместе с никелем, то могут загрязнить катодный осадок. Поэтому анолит выводят из электролитной ванны и он поступает на очистку от примесей в отдельной аппаратуре. Очищенный раствор — католит — непрерывно заливают внутрь диафрагмы со скоростью 20...30 л/ч на каждую катодную ячейку, чтобы уровень католита в диафрагме был всегда на 25...30 мм выше уровня анолита. Благодаря этому католит просачивается через диафрагмы и поступает в анодное пространство, а анолит не может пройти через диафрагму и загрязнить католит. Состав католита (сульфато-хлоридного), г/л: 100 Ni; 110 SO₄⁻; 90Cl⁻; 6 H₃BO₃.

Катодный процесс. На катоде происходит электрохимическое восстановление никеля с образованием на катодной основе плотного слоя металла: Ni₂⁺ + 2e = Ni. На эту реакцию расходуется основная доля электрического тока. Кроме того, на катоде восстанавливается водород, который в виде пузырьков выделяется в воздух: 2H⁺ + 2e → H₂. На выделение водорода непроизводительно расходуется электроэнергия. Для уменьшения выделения водорода желательно вести электролиз при наименьшей возможной концентрации водородных ионов. Поэтому электролиз практически ведут при pH не ниже 2. На ряде заводов pH электролита доходит до 5.

Анодный процесс. Основным анодным процессом является растворение никеля: Ni — 2e = Ni₂⁺. Аналогично растворяются железо, кобальт, медь, содержащиеся в анодах. Медь переходит в раствор в форме одновалентной и двухвалентной: Cu — e = Cu⁺; Cu — 2e = Cu₂⁺. Часть меди в анодах находится в виде Cu₂S. Сульфиды меди не растворяются, оседают на дно ванны, образуя шлам. Туда же переходят с анода шлаковые включения, драгоценные металлы, содержащиеся в анодах, и частицы анодного металла, которые образуются в результате неравномерного растворения анода. Выход шлама составляет 4...5% от массы анода. Его перерабатывают по особой схеме. После растворения значительной части аноды следует менять, т. е. из электролитной ванны следует

вынимать анодные остатки, называемые скрапом, и загружать новые аноды.

Выход по току. Проходящий через анод электрический ток расходуется не только на растворение никеля, но и на растворение других металлов, а также на выделение водорода и кислорода. Согласно закону Фарадея, при прохождении тока силой 1 А в течение 1 часа выделяется или растворяется 1,095 г никеля. Практически никеля выделяется меньше, так как часть тока расходуется на бесполезный процесс выделения водорода, происходит утечка тока. Чтобы определить, сколько тока расходуют на осаждение никеля на катоде, введено понятие катодного выхода по току n , выражаемого в процентах:

$$n = (100 \cdot a) / k,$$

где a — количество выделившегося на катоде металла, определяется взвешиванием катода, кг;

k — теоретическая масса металла, которая должна выделиться по закону Фарадея, кг.

Теоретическую массу металла, которая должна выделиться на катоде, определяют по формуле:

$$k = 1,095 \cdot I \cdot t,$$

где k — теоретическая масса металла, г;

1,095 — электрохимический эквивалент никеля, г на 1 А*ч;

I — сила тока на ванне, А;

t — время, ч.

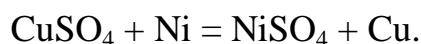
Очистка анолита состоит из трех основных операций: очистки от железа, меди и кобальта. При очистке растворов стремятся по возможности не вводить в электролит ничего лишнего, никаких посторонних ионов, чтобы избежать потом дополнительных операций по выводу из электролита накапливающихся примесей.

Железо в анолите содержится в двухвалентной и частично в трехвалентной форме; требуется перевести его в трехвалентную форму с образованием кека, который затем отфильтровывают. Железо легко окисляют кислородом воздуха, иногда для окисления применяют хлор. Процесс осаждения железного кека можно представить себе в виде трех одновременно идущих процессов: окисление двухвалентного железа: $2\text{FeSO}_4 + \frac{1}{2} \text{O}_2 + 5\text{H}_2\text{O} = 2\text{Fe}(\text{OH})_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4$, гидролиз сульфата окиси железа с образованием осадка — кека и нейтрализация образующейся кислоты карбонатом никеля:



Очень важно получить не только чистый по железу раствор, но и хорошо фильтрующийся кек, для этого необходимо поддерживать температуру и pH раствора на заданном уровне.

Очистку раствора от меди осуществляют никелевым порошком по реакции:



После осаждения (цементации) меди раствор, очищенный от меди, фильтруют и направляют на очистку от кобальта, которую производят хлором с применением в качестве нейтрализатора карбоната никеля по следующей реакции: $2\text{CoSO}_4 + \text{Cl}_2 + 3\text{NiCO}_3 + 3\text{H}_2\text{O} = 2\text{Co}(\text{OH})_3 + 2\text{NiSO}_4 + \text{NiCl}_2 + 3\text{CO}_2$. Пульпу с осадком кобальта фильтруют для отделения кобальтового кека. Кобальтовый кек является сырьем для производства кобальта. При высоком содержании цинка в электролите (анолите) его очищают сорбцией этой примеси анионообменной смолой — анионитом АМП. Анионит, применяемый для поглощения цинка, выпускают в виде зерен диаметром 0,6...1,6 мм.

Очистка электролита от цинка состоит из трех стадий: поглощение цинка (сорбция) из анолита, отмывка смолы (анионита) от никеля и меди в растворе HCl , регенерация смолы — отмывка водного раствора цинка от смолы (десорбция). Очистку раствора от цинка и регенерацию смолы осуществляют непрерывно при противотоке анолита и смолы. Анионит АМП класса А имеет емкость по цинку 6...8 кг/т смолы.

Основные показатели электролиза никеля.

В электролитной ванне устанавливают 31...45 катодов и 32...47 анодов. Электролиз ведут при температуре католита 70...75° С и плотности тока 260...360 А м² площади катода. Выход никеля по току достигает 96% при напряжении на ванне 2,6...3 В. Расход энергии постоянного тока колеблется в пределах от 2400 до 3300 кВт*ч/т никеля.

Никель является опасным металлом

Никель и его соединения относятся к высокотоксичным и опасным веществам, вызывают острые и хронические отравления. Доказано канцерогенное и аллергенное действие. Отравления никелем и его соединениями возникают при вдыхании аэрозолей, поступлении через желудочно-кишечный тракт. Острое токсическое действие аэрозоля никеля характеризуется выраженными головными болями, одышкой, ухудшением аппетита, болями в эпигастральной области, вегетативными расстройствами, артериальной гипотонией, гипо и ацидными гастритами, изменениями сердечной мышцы, тенденцией к лейкопении, моно и анизоцитозу. Острое отравление тетракарбонил никеля сопровождается поражением глубоких дыхательных путей, развитием отека легких, пневмонии.

Тетракарбонил никеля ПДК — это 0,003 мг/м³; пары; остронаправленное действие; канцероген и аллерген; 1-й класс опасности.

ТЕХНОЛОГИЯ И ОБОРУДОВАНИЕ УТИЛИЗАЦИИ ЛОМА КАБЕЛЯ

Лелека М.В., Корицкий Г.Г., Бредихин В.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Поступающий на переработку лом кабеля характеризуется большим разнообразием типов и видов. Первичная переработка освинцованного кабеля осуществляется механическим способом и термическим – в печи.

Переработку силового освинцованного лома кабеля состоит из: фрагментаторов (аллигаторных ножниц), комплекта кабелеразделочных станков, линии дробления, сепараторов и ёмкостей для продуктов разделки.

Основным агрегатом в этой технологической цепи являются кабелеразделочные станки [1]. Известны несколько вариантов станков, которые отличаются принципом разрезания внешних кабельных оболочек, в т.ч. и свинцовой:

1. тремя роликовыми (дисковыми) ножами расположенных под 120° относительно сечения кабеля;
2. профильными П-образными ножами, которые с усилием прижимают к кабельной оболочке;
3. ножа, который вспарывает оболочку при протягивании кабеля навстречу ножу.

Наиболее часто встречаются станки третьего варианта. На рис.1 представлен станок третьего типа.

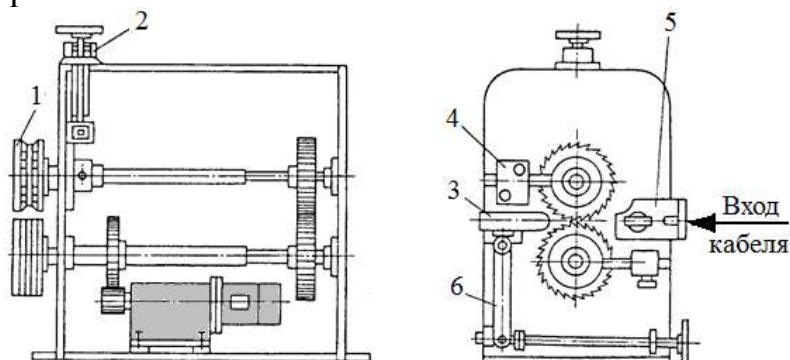


Рисунок 1 – Станок для разделки силового освинцованного кабеля

1 – приводной шкив; 2 – механизм регулирования зазора под диаметр кабеля; 3 – узел разрезания (нож); 4 – чистильщик; 5 – направляющая втулка; 6 – механизм регулирования резания и раскрытия кабельной оболочки.

Технология переработки силового кабеля состоящей из стальной ленты, свинцовой или алюминиевой оболочки включает резку кабеля на мерные куски на аллигаторных ножницах; сортировку кабеля по диаметрам; продольную резку его на кабелеразделочном станке путем вспарывания оболочки кабеля; разделку и сортировку по виду металла жилы и материала

изоляции; дробление, сепарацию, с целью очистки жилы от изоляции; паке- тирование по видам материала - свинец (сталь), алюминий, медь и полиме- ры.

Технологическая линия переработки сталеалюминиевого провода (про- вода ЛЭП) состоит из ножевой дробилки с механизмом подачи, ленточного конвейера, магнитного сепаратора, барабанного грохота и емкостей для сбора материалов переработки, рис. 2. Ножевая дробилка состоит из корпу- са, в котором выполнен цилиндрический канал, предназначенный для за- грузки измельчаемого материала[2]. В корпусе закреплен неподвижный нож и в подшипниках закреплен ротор, по периферии которого установлены подвижные ножи. Скорость подачи измельчаемого материала и скорость вращения ротора согласуются между собой с учетом числа подвижных но- жей и заданной длины отрезков, которые необходимо получать при измель- чении. При взаимодействии подвижного и неподвижного ножей между со- бой и с разрезаемым материалом отрезается кусок заданной длины, падаю- щий вниз через отверстие 5. При использовании описанной ножевой дро- билки имеется возможность измельчения не только кабельного лома, кото- рый обычно разрезают на отрезки малой длины (3...6 мм), но и других стержнеобразных материалов, таких, например, как сталеалюминиевые про- вода воздушных линий электропередач, которые разрезают на достаточно большие куски (шаг скрутки).

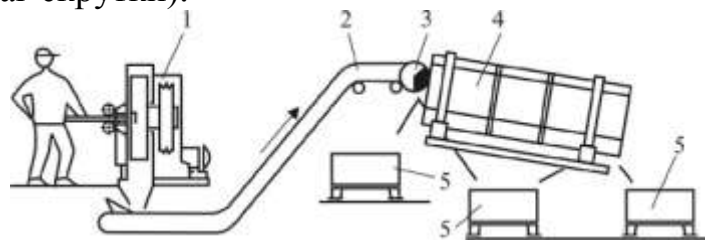


Рисунок 2 – Линия переработки лома стале-алюминиевого провода (провода линий ЛЭП)

1 – ножевая дробилка; 2 – ленточный конвейер; 3 – магнитный сепаратор; 4 – бара- банный грохот; 5 – емкости для сбора продуктов переработки

После ножевой дробилки расположен наклонный ленточный конвейер. Его верхний барабан одновременно является магнитным сепаратором с по- стоянными магнитами, расположенными во внутренней его полости.

Барабанный грохот имеет шестигранную форму. Боковые грани пред- ставляют собой быстросменные перфорированные сита, которые с помо- щью болтовых соединений крепятся к раме барабана. В зависимости от не- обходимой крупности подрешетного продукта можно устанавливать сита с различным диаметром перфорированных отверстий.

Переработка силового кабеля осуществляется аналогичным образом за исключением того, что длина реза составляет 3...6 мм. Разрезанный таким образом кабель транспортируется конвейером в барабанный грохот. В про- цессе транспортирования по конвейеру и грохоту интенсивное встряхивание способствует рассыпанию его на составляющие компоненты. Так как токо-

ведущие металлические жилы по размерам всегда меньше наружных колец изоляции и оболочки, то, попадая в барабанный грохот с перфорированными отверстиями на боковых ситах, они просыпаются в отдельную емкость.

Изоляция кабеля имеет крупность больше диаметра отверстий сит. Она является надрешетным продуктом и, перемещаясь по вращающемуся барабану, разгружается с его противоположного конца в короб.

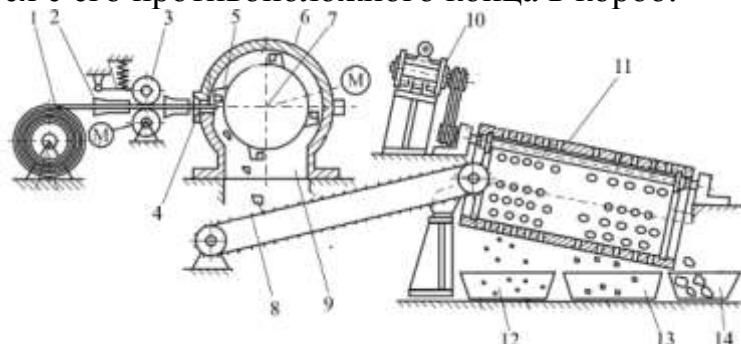


Рисунок 3 – Линия разделки кабельного лома

1 – накопитель лома кабеля; 2 – устройство для ориентации кабеля относительно ножей дробилки; 3–тянущая клеть; 4 – неподвижный нож; 5 – подвижные ножи; 6 – ножевая дробилка; 7–ротор дробилки; 8 – элеватор для отвода дробленого кабеля; 9 – окно для вывода дробленого кабеля; 10–привод грохота; 11 – наклонный барабанный полигональный грохот; 12, 13, 14 – приемники для продуктов переработки, соответственно - токоведущие жилы, изоляционная оплетка, оболочка кабеля

В настоящее время во многих странах технология переработки лома кабельных изделий и проводников тока практически идентичны и включают следующие переделы: фрагментирование, многостадийное дробление (2...4 стадии), магнитная сепарация (2...3 стадии), вибропневматическая сепарация, сепарация на концентрационных столах. Для фрагментирования бухт и спутанных отрезков лома кабеля, с целью облегчения процесса дробления применяют низкооборотные фрагментаторы или гильотинные ножницы. В качестве дробилок применяют только ножевые дробилки. Концентрационные столы используют в подчисточных операциях после вибропневматической сепарации, а также как основная операция переработки лома тонких проводников тока и телефонных кабелей (с диаметром жил менее 0,3 мм).

Литература:

1. Кабелеразделочные станки: [Электронный ресурс] // URL: <http://vtbkabel.ru/articles/razdelka-raznyh-vidov-kabelya>

2. Основные виды измельчения. Ножевые дробилки. Молотковые и роторные дробилки: [Электронный ресурс] // Ножевые дробилки. URL: <https://vikidalka.ru/1-82164.html>.

РАСЧЕТ ВРЕМЕНИ ОХЛАЖДЕНИЯ ОТЛИВОК КРУГЛОЙ ФОРМЫ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ ПРИ ЛИТЬЕ В ЛПМ

Буканов Ж.У., Ашкеев Ж.А.

Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

Большое значение на сегодняшнем этапе развития металлургической и машиностроительной промышленности является создание литейно-прокатных модулей (ЛПМ), как наиболее прогрессивным и перспективным при производстве различных деталей и заготовок.

ЛПМ эффективно можно использовать при производстве различных заготовок и деталей, среди которых можно отметить значение шаров. Значение шаров в народном хозяйстве страны весьма значительна, т.к. их используют в подшипниках качения различных устройствах, машин и агрегатов, для измельчения горных пород, руд, концентратов. Поэтому объем потребления шаров с каждым годом растет, и требуются более прогрессивные, производительные способы производства шаров и средства для его реализаций. Традиционно шары получают литьем, горячей объемной штамповкой, поперечно-винтовой прокаткой в калиброванных валках. Литье шаров способ малопродуктивный и сопровождается большим расходом металла на литники и другие отходы. Кроме того, низкая плотность получаемых шаров ограничивает использования их в ответственных местах, как например, в условиях повышенного износа поверхности шаров, особенно, при измельчении руд и концентратов, т.е. при производстве порошкообразных материалов. Для горячей объемной штамповки и поперечно-винтовой прокатки требуется металлопрокат круглой формы, производство которых занимает значительное время в общем технологическом цикле металлургического производства заготовок. Например, для производства металлопроката круглой формы в качестве исходной заготовки используют блюмы квадратной формы, которые получают из слитков, поступающих из сталеплавильных цехов. Металлопрокат из сортопрокатных цехов доставляют в кузнечно-штамповочные и шаропрокатные цеха, где после разрезки на мерные заготовки нагреваются в нагревательных печах и подвергаются к последующей штамповке или поперечно — винтовой прокатке с получением шаров. Отсюда можно заметить длительный технологический цикл между сталеплавильным производством и шаропрокатным и другими кузнечно-штамповочными цехами, и производствами, которые сопровождаются огромными затратами на материалы, энергии и другие трудоемкие промежуточные операции: рубка металла, нагрев перед штамповкой или поперечно-винтовой прокаткой, транспортировка и др.

Следует отметить, большое значение при разработке и проектировании ЛПМ и определении общей производительности литейно-прокатных агрегатов (модулей), мощности нагревательных устройств играет расчет времени охлаж-

дения $t_{\text{охл.}}$ литой заготовки и определения температурных полей при охлаждении жидкого металла в водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Для определения времени охлаждения жидкого металла $t_{\text{охл}}$ в кристаллизаторе воспользуемся основными уравнениями теплопроводности [1].

Изменение температуры тела при нестационарном трехмерном температурном поле выражается следующим дифференциальным уравнением:

$$\frac{dT}{dt} = a \left(\frac{d^2T}{d\rho^2} + \frac{d^2T}{d\theta^2} + \frac{d^2T}{dz^2} \right). \quad (1)$$

где a -скорость изменения температуры тела, которая определяется с помощью удельной теплоемкости c , плотности тела γ и коэффициента теплопроводности λ через зависимость:

$$a = \frac{\lambda}{(c \cdot \gamma)}, \quad (2)$$

Данное дифференциальное уравнение (1) можно упростить, если принять допущение, что отвод тепла при охлаждении жидкого металла в круглом кристаллизаторе в основном осуществляется в радиальном направлении, т.е. вдоль оси ρ , а по двум другим направлениям, т.е. вдоль оси z и θ (осевом и тангенциальном направлении), отводом тепла можно пренебречь. Тогда уравнение (1) после преобразования можно представить в следующем виде:

$$\frac{dT}{dt} = a \left(\frac{d^2T}{d\rho^2} \right). \text{ или } \frac{d^2T}{dT} = \left(\frac{d\rho^2}{adt} \right). \quad (3)$$

Для решения данного дифференциального уравнения теплопроводности проще использовать метод конечных разностей (МКР) или метод сеток, где сечение круглой формирующейся литой заготовки разбиваем на несколько узлов.

Для всех внутренних точек сетки составляется конечно-разностный аналог исходного дифференциального уравнения на основе применения основных формул МКР [2]:

$$\frac{(T_{i-1} - 2T_i + T_{i+1}))}{(T_{i-1} - T_i)} = \frac{\Delta\rho^2}{a_i(t_i - t_{i-1})}. \quad (4)$$

Для решения задач МКР отрезок, на котором имеется функция, разбивается определенным числом равностоящих точек сетки с координатами: $\rho_i (i=0 \dots L)$, при этом $\rho_0=0$, $\rho_L=L$, $\rho_{i+1} - \rho_i = \Delta\rho$, $t_i (K=0 \dots K)$, $t_0=0$, $t_K=K$, $t_{i+1} - t_i = \Delta t$. В

результате получается $L-1=3$ алгебраических уравнений относительно $L-1$ неизвестных значений t_i в узлах сеточной области, узловые точки $i=0,1,2,3,4$.

Если на обоих краях отрезка значения температуры известны T_0 и T_L , то в первом и последнем узлах уравнения не составляются, а во втором и последующих уравнениях известные значения температуры переносятся в правую часть.

$$\left. \begin{aligned} \frac{(T_0 - 2T_1 + T_2)}{(T_0 - T_1)} &= \frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1}; \\ \frac{(T_1 - 2T_2 + T_3)}{(T_1 - T_2)} &= \frac{\Delta\rho^2}{a_2\Delta t_2}; \\ \frac{(T_2 - 2T_3 + T_4)}{(T_2 - T_3)} &= \frac{\Delta\rho^2}{a_3\Delta t_3}. \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

На обоих краях, т.е. в узловых точках 0 и 4 значения температуры известны, т.е. мы их задаем т.к. в центре сохраняется жидкая сердцевина принимаем температуру около $T_0 \approx 1480^\circ\text{C}$, а на поверхности слитка принимаем температуру горячей обработки (прессование или прокатка) примерно $T_4 \approx 800^\circ\text{C}$. Тогда в первом и последнем уравнениях известные значения переносятся в правую часть:

$$\left\{ \begin{aligned} (T_0 - 2T_1 + T_2) &= \frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} (T_0 - T_1); \\ (T_1 - 2T_2 + T_3) &= \frac{\Delta\rho^2}{a_2\Delta t_2} (T_1 - T_2); \\ (T_2 - 2T_3 + T_4) &= \frac{\Delta\rho^2}{a_3\Delta t_3} (T_2 - T_3). \end{aligned} \right. \quad (6)$$

Из первого уравнения выражаем значение T_2 , т.е.

$T_2 = T_0 \left(\frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} - 1 \right) + T_1 \left(2 - \frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} \right)$, или подставляя соответствующие значения, т.е. $T_0 = 1480^\circ\text{C}$, $a = 4,9 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$, $\Delta\rho = 0,005 \text{ м}$, и $\Delta t_1 = \Delta t_2 = \Delta t_3 = \Delta t_4 = 25 \text{ сек.}$, получим:

$$T_2 = -1178,08 + T_1 \cdot 1,796 \quad (6, a)$$

Подставляя полученное значение T_2 , т.е. уравнение (6,а) во второе уравнение системы (6) выражаем значение T_3 , или,

$T_3 = \frac{\Delta\rho^2}{a_2\Delta t_2} \left[T_1 - T_0 \left(\frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} - 1 \right) - T_1 \left(2 - \frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} \right) \right] - T_1 + 2 \left[T_0 \left(\frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} - 1 \right) + T_1 \left(2 - \frac{\Delta\rho^2}{a_1\Delta t_1} \right) \right]$, или подставляя соответствующие значения, получим

$$T_3 = 2,43T_1 - 2115,84 \quad (6, б)$$

и наконец подставляя значение T_2 и T_3 в последнее третье уравнение системы (6), получим:

$$[- 1178,08 + T_1 \cdot 1,796] - 2[2,43T_1 - 2115,84] + T_4 = \frac{\Delta\rho^2}{\alpha_3 \Delta t_3} [(- 1178,08 + T_1 \cdot 1,796) - (2,43T_1 - 2115,84)]. \quad (6, в)$$

Таблица 1 - Физические свойства стали 35Л

Температура, $T^{\circ}\text{C}$	Удельная теплоемкость, c , Дж/(кг $^{\circ}\text{C}$)	Теплопроводность, λ , Вт/(м $^{\circ}\text{C}$)
20	700-710	53
200	-	49
600	-	35
800 и более	-	27

В результате получили одно уравнение, которое решаем относительно T_1 , затем поочередно вычисляем соответствующие значения T_2 , T_3 соответственно из уравнения (6, а) и (6, б). Далее строим температурное поле при охлаждении заготовки в водоохлаждаемом кристаллизаторе. Для решения полученного последнего уравнения относительно T_1 , необходимо подставлять соответствующие значения скорости изменения температуры a и коэффициента теплопроводности λ . Для расчетов в качестве обрабатываемого материала было принято сталь 35Л, работающую под действием средних статических и динамических нагрузок, физические свойства которой приведены в таблице 1, хотя можно принимать любой металл, которое применяют при разливке и последующей деформации [3].

Выводы: Изложено преимущество литейно-прокатных модулей для производства различных деталей машин, агрегатов и заготовок. Эффективность ЛПМ заключается в том, что исключаются трудоемкие операции, как например, производство слитков, заготовок, металлопроката, доставка металлопроката в шаропрокатные и штамповочные цеха и снижаются другие энергетические затраты. На основании решения дифференциальных уравнений методом конечных разностей предложена методика расчета температурных полей при охлаждении литой заготовки в круглом кристаллизаторе, которое можно использовать при определении общего времени производства заготовок на литейно-прокатных агрегатах или производительности ЛПМ и нагревательных устройств.

Литература:

1. *Долотов, Г.П.* Печи и сушила литейного производства / Г.П. Долотов, Е.А. Кондаков - М.: Машиностроение. 2011. - 232 с.
2. *Капустин, С.А.* Метод взвешенных невязок решения задач механики деформируемых тел и теплопроводности Учебно-методическое пособие / С.А. Капустин. – Нижний Новгород: Нижегородский госуниверситет, 2010. – 60 с.
3. *Сорокин, В.Г.* Марочник сталей и сплавов / Под общей редакций В.Г. Сорокина. - М.: Машиностроение. 2012. - 640 с.

ВОЗМОЖНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ РАСТВОРОВ ОСАЖДЕНИЕМ В ВИДЕ ЧАСТИЦ СУЛЬФИДА МЕДИ

Шакитаев А., Нарембекова А.К.

Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

Существующая потребность в переработке промышленных отходов и отсутствие технологии переработки отработанных техногенных растворов послужили основанием для разработки комплексной технологии по переработке технологических растворов с получением богатого по меди осадка. Для переработки отработанных промышленных медных растворов, с низкой концентрацией цветных металлов, таких как медь, цинк, никель, предлагается способ осаждения этих металлов в коллективный концентрат в виде сульфидов. Реагентом для осаждения металлов предлагается сероводород.

Согласно анализу известных методов извлечение цветных металлов из технологических растворов, были проведены исследования по осаждению металлов из сернокислых растворов с помощью сероводорода, а из солянокислых растворов – известняком.

Во многих гидрометаллургических процессах, где получают разбавленные растворы ценных металлов, необходим экономически выгодный и эффективный способ извлечения этих металлов. Если говорить о металлах, которые осаждаются ионом сульфида, использование сероводорода может быть очень перспективным.

Сероводород имеет три существенных недостатка, которые мешают его промышленному использованию: он относительно дорог, кроме того, он токсичен и горюч, и наконец, его водные растворы вызывают коррозию. Успехи технологии в последнее время несколько изменили ситуацию. Появилась возможность получать сероводород высокой чистоты из отходов производства, разработано эффективное оборудование для этой цели и теперь сероводород можно считать дешевым многотоннажным производством.

Осаждение металлов в виде сульфидов является более привлекательным по следующим причинам:

- высокая реакционная способность сульфид-ионов по отношению к металлам, низкая растворимость сульфидов металлов в широком диапазоне pH;
- осадок сульфидов металлов обладает лучшими характеристиками по сгущению и обезвоживанию по сравнению с осадком гидроксидов, что облегчает дальнейшую обработку;
- высокая способность к селективному осаждению;
- сульфиды малочувствительны к присутствию комплексообразователей и хелатообразователей.

Кроме того, использование сероводорода позволяет:

- снизить затраты на реагенты;
- исключить необходимость транспортировки и хранения сульфидных реа-

гентов (Na_2S , NaHS и др.);

- исключить засоление растворов ионами других осадителей

Таким образом, технология использования сероводорода способствует снижению себестоимости переработки технологических растворов, а также уменьшению затрат на обезвреживание отработанных растворов.

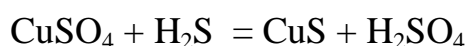
В последние годы технологические усовершенствования привели к тому, что сероводород стал раскрывать свои потенциальные возможности как реагент для крупномасштабного гидрометаллургического производства.

И если приняты меры предосторожности, соответствующие работе с веществами такого класса, сероводород будет не менее опасен, чем пропан, хлор или аммиак, и значительно менее опасен, чем кислород. Наконец, разработка коррозионно-устойчивых материалов свела на нет проблему, связанную с коррозионными свойствами сероводородных растворов. Поэтому в настоящее время уже нет важных причин отказываться от применения сероводорода, и это дает возможность использовать его уникальные свойства как осадителя тяжелых металлов.

Основанием для разработки комплексной технологии по переработке технологических растворов послужила существующая потребность в разработке новых способов извлечения ценных компонентов из отработанных промышленных растворов альтернативных уже существующим [1,2].

Извлечение меди в виде сульфида, полученного при взаимодействии с сероводородом, не зависит от кислотности среды.

Химическая реакция протекает по следующему уравнению:



Поэтому осаждение меди сероводородом можно проводить из медьсодержащих сернокислых растворов в широких пределах концентраций меди и серной кислоты.

Литература:

1. *Шадрунова, И.В.* Совершенствование технологии извлечения меди из медьсодержащих промышленных растворов / И.В. Шадрунова, М.В. Рыльникова, Е.А. Емельяненко, Н.Н. Старостина, А.В. Сизиков // Доклад на симпозиуме «Неделя горняка-2001» Москва, МГГУ, 2001 г.

2. *Соложенкин, П.М.* Сорбционная флотация металлов / П.М. Соложенкин и др. // Исследование процессов кучного выщелачивания для переработки окисленных медных руд месторождений Южного Урала // Развитие идей И.Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: Тезисы докладов юбилейных Плаксинских чтений. - М. 2000. - С. 121-122.

КЛАСТЕРНЫЙ АНАЛИЗ СИСТЕМЫ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Семенов Д.О., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Одним из методов научного подхода к формированию моделей анализируемых систем, способствующих раскрытия их структуры, а также пониманию внутренних и внешних связей между их элементами, является классифицирование. В процессе классифицирования выявляют группировки объектов, обладающих каким-либо общим признаком или группой признаков. При необходимости дополнить описание системы анализом структуры отдельной классификационной группировки, используют кластеризацию (от англ. *cluster* - скопление), которая позволяет выявить более глубокие внутренние связи между объектами на основе анализа тех признаков и характеристик, которые не были использованы при классифицировании. Например, подобным образом удобно анализировать группы промышленных металлических сплавов на основе какого-либо металла. В этой ситуации уместно использовать специфические понятия и термины. Наиболее важными из них являются следующие.

- Основа сплава – элемент, количество которого в сплаве преобладает.
- Компонент сплава – любой элемент, введенный в сплав для придания ему нормируемых характеристик.
- Примесь – элемент, оказавшийся в сплаве вследствие специфики технологического процесса или использованного сырья. Обычно их количество не превышает 0,5%.
- Ведущий (сплавообразующий) компонент – компонент сплава, количество которого преобладает.
- Легирующий компонент – компонент сплава, количество которого уступает количеству ведущего компонента.
- Ранг компонента – его порядковый номер в ранжированном перечне компонентов сплава. Первый ранг присваивают ведущему (сплавообразующему) компоненту. Металл, составляющий основу всех сплавов анализируемого множества, имеет нулевой ранг.
- Ранг сплава – количество основных компонентов сплава, присутствующих в сплаве в количестве, превышающем 0,5%.
- Простой сплав – сплав, содержащий только компонент первого ранга, также имеет собственный ранг, равный единице.
- Рейтинг компонента – условный показатель, соответствующий количеству сплавов системы (группы, выборки), содержащих данный компонент в качестве ведущего. При этом предпочтение отдают элементу, представленному в большем количестве простых сплавов. Значение рейтинга устанавливают исходя из структуры проанализированной системы сплавов.

Кластеризация, как и классифицирование, процедура многоуровневая и способна генерировать иерархическую модель кластеров, аналогичную системам классификаций. Преимущество кластерных систем состоит в их динамичности и относительной локализации, то есть возможности изменять структуру в соответствии с комплексом признаков, а также место в общей системе анализируемых объектов. Практика кластеризации хорошо известна, однако в большинстве случаев ее анонсируют как классифицирование, пытаясь создать группировки объектов с локальным признаком. Ее удобно проводить при детализации отдельных классификационных группировок на любом этапе анализа сложных систем. Подобному анализу была подвергнута группа промышленных сплавов на основе меди. Сформированная модель позволила визуализировать информацию о системе медных сплавов в целом [1].

Кластеризация систем, представляющих собой группы промышленных сплавов, позволяет визуализировать особенности их внутренней иерархии на основе структурирования каждого кластера; определять и сопоставлять рейтинговые оценки сплавообразующих и легирующих компонентов сплавов, а также формировать обобщающую характеристику не только отдельного кластера, но и выборки в целом (суперкластера). Визуализированная кластер-модель может быть использована для демонстрации обобщающей структуры всей группы промышленных сплавов.

Существующую систему магниевых сплавов идентифицируют как классификационную группировку, состоящую из более мелких скоплений, обладающих локальными приоритетными признаками, среди которых преобладают назначение, система легирования, способ формообразования изделий из данного сплава. Сплавы специального применения составляют кластеры электротехнические, медицинские, пищевые, ювелирные, припои и пр. По технологическому признаку обычно выделяют литейные и деформируемые, но очень редко говорят о свариваемых сплавах.

В современной мировой практике нашли применение более 360 сплавов на основе магния. Область их применения не ограничена только машиностроением - она включает электротехнику и электронику, производство средств измерения, ювелирных и бытовых приборов, транспорт и пр. Их составы регламентированы многими отечественными и зарубежными нормативными документами, однако обобщающих характеристик и строгой системной модели эта группа сплавов еще не имеет.

Цель настоящей работы состоит в попытке моделировать кластер сплавов на основе магния с выделением приоритетных компонентов и их комбинаций.

Методика выполнения работы построена на сборе и кластерном анализе информации о химическом составе отечественных и зарубежных сплавов. Была собрана и проанализирована информация о химическом составе магниевых сплавов, применяемых не только на постсоветском пространстве, но и в основных промышленно развитых зарубежных странах. Источниками информации послужили отечественные нормативные документы, содержащие данные о химическом составе сплавов [2...5], а также ресурс Интернета [6].

Анализ построили следующим образом. В каждом сплаве выделили основной, сплавообразующий компонент и присвоили ему первый ранг. Второй и последующие ранги присвоили компонентам, содержание которых в сплаве уступает содержанию компонента с предыдущим значением ранга. Сплавы с компонентами первого ранга рассортировали по наименованиям компонентов и подсчитали удельный вес каждой группы (подкластера) в общем кластере. Это позволило оценить приоритеты сплавообразующих компонентов. Аналогичным образом были рассортированы сплавы в каждом подкластере, что позволило составить модели их легирования. Приняли во внимание сложность их составов, а также систему и степень легирования, поскольку официально эти сплавы не систематизированы по выделенным признакам. Сложность состава сплава оценивали количеством основных компонентов, перечисленных в его паспорте (в нормативном документе) и представленных в сплаве в количестве не менее 0,5%. Систему легирования оценивали комбинацией химических элементов, составивших ранжированный по убыванию перечень основных компонентов сплава. Степень легирования оценивали суммарным содержанием основных компонентов сплава.

Прежде всего, сплавы были сгруппированы в подкластеры по региональному признаку, по наименованию страны. Подкластеры с малым количеством сплавом объединены и включены в полную выборку. Результаты анализа системы магниевых сплавов приведены в таблицах 1,2.

Таблица 1 отображает макроструктуру всего кластера магниевых сплавов. Здесь указаны доли ранжированных подкластеров. Подкластеры с рангом пять не обнаружены. Это позволило идентифицировать иерархию кластера следующим образом: простые сплавы первого ранга, низколегированные сплавы второго ранга, среднелегированные сплавы третьего ранга и высоколегированные сплавы с рангом выше третьего.

Таблица 1 - Общая структура кластера магниевых сплавов

Объем выборки	Распределение сплавов по рангам, %			
	1	2	3	4
Полный	18,0	52,2	28,6	1,2
Страны СНГ	14,6	56,2	25,0	4,2
Евросоюз	41,2	58,8		
Британия	3,4	31,0	65,5	
Германия	11,7	47,1	41,2	
Канада	15,8	63,2	21,0	
США	30,8	49,2	18,5	1,5
Франция	14,3	50,0	35,7	
Япония	31,8	63,6	4,5	

Обращает на себя внимание то, что практически во всех странах мира максимальную долю в номенклатуре магниевых сплавов составляют низколегированные сплавы второго ранга. И только в Британии преобладают среднелегированные сплавы третьего ранга при самой низкой доле простых сплавов – ниже 5%. В то же время в странах Евросоюза предпочитают использовать сплавы с

минимальной степенью легирования, не выше второго ранга. А группа сплавов с высокой степенью легирования – третьего ранга, получила распространение исключительно в странах СНГ и в США.

В таблице 2 приведены данные о системах легирования магниевых сплавов, характерных для каждого из рассмотренных регионов. Здесь приведены доли подкластеров сплавов с соответствующим сплавообразующим компонентом, составивших нашу выборку. Данные расположены в порядке убывания предпочтений в использовании компонентов в качестве основы системы легирования, то есть их доли в перечне ведущих (сплавообразующих) компонентов.

Таблица 2 - Региональные особенности систем легирования магниевых сплавов

Объем выборки	Доля сплавов со сплавообразующими											
	Al	Zn	PЗМ	Mn	Th	Zr	Ag	Nd	Li	Ni	Y	Ce
Полный	51,4	20,8	5,9	4,3	4,3	3,5	2,7	2,7	2,4	0,8	0,8	0,4
Страны СНГ	37,5	16,7		10,4		16,7		12,5	4,2			2,1
Евросоюз	41,2	29,4	11,8		5,9		5,9	5,9				
Британия	55,2	24,1	10,3	3,4	3,4						3,4	
Германия	41,2	29,4	5,9	5,9	5,9		11,8					
Канада	52,6	26,3	5,3		10,5		5,3					
США	49,2	20,0	9,2	4,6	6,2		3,1		6,2		1,5	
Франция	35,7	28,6	7,1	7,1	7,1	7,1	7,1					
Япония	72,7	13,6	4,5									9,1

Обращает на себя внимание практически повсеместное использование в качестве основы системы легирования магниевых сплавов металлов из группы редкоземельных, а также таких нетрадиционных металлов, как торий, ниодим, иттрий и церий.

Выводы:

1. По количеству компонентов, что соответствует рангу сплава, магниевые сплавы можно идентифицировать как простые, низко-, средне- и сложнолегированные;
2. Среди сплавообразующих компонентов наивысшим рейтингом обладают алюминий и цинк;
3. Замыкают список сплавообразующих компонентов никель, иттрий и церий.

Литература:

1. *Корицкий, Г.Г.* Кластеризация в описании системы медных сплавов / Г.Г. Корицкий // Научные труды ДонНТУ. Серия "Металлургия". – 2013. -№1(16)-2(17).
2. ГОСТ 14957-76 Сплавы магниевые деформируемые. Марки
3. ГОСТ 2581-78 Сплавы магниевые в чушках. Технические условия.
4. ГОСТ 2856-79 Сплавы магниевые литейные. Марки
5. ГОСТ 804-93 Магний первичный в чушках. Технические условия
6. <https://redmetsplav.ru/store/magniy-i-ego-splavy/>

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ГЕРМАНИЯ ИЗ ОТХОДОВ ЦИНКОВОГО И МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Печура А С¹., Бредихин В.Н¹., Чернюк О.В.²

¹)Донецкий национальный технический университет

²) ГУ НИИ «Реактивэлектрон»

г. Донецк, ДНР

В настоящее время германий используется, главным образом, при изготовлении полупроводниковых элементов, которые широко используются в радиотехнической промышленности.

Основное количество германия находится в силикатах, сульфидах, и минералов, представляющих собой сульфосоли [1]. Содержание германия в земной коре составляет 7×10^{-7} %. Непосредственное извлечение германия из руд было признано нецелесообразным.

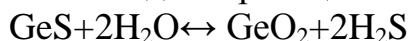
Учитывая низкое содержание Ge в отходах и значительные его потребности в промышленности, представляет интерес проведения исследований по извлечению германия, в частности из отходов цинкового и медного производств.

Для исследований выбрали сырье следующего состава, %: Ge- 0,35; Pb- 30,0; As – 0,03; Zn – 4,5; Fe – 2,0; Cd – 0,1; Si – 7,8; Al- 0,5; S – 14,1; Ba – 0,5; Ca – 4,7.

Из литературных данных [2] известно, что для повторного обогащения германиевого продукта применяют сульфидирующий и восстановительный обжиг, а также восстановительную плавку. Если материал плавить с восстановителем и флюсами для ошлакования Al_2O_3 , SiO_2 , то легко восстанавливаемые окислы Fe_2O_3 , GeO_2 , AsO_3 и т.д. можно получить в виде металлического королька.

Способ металлургического обогащения восстановительной плавкой дает возможность обогащения по германию в (3...10) раз в зависимости от характера исходного сырья.

Известно, также, что кислотное, водное или щелочное вскрытие сырья, в том числе и сплавлением со щелочами, имеет целью перевод германия в раствор для последующего выделения германиевого концентрата. Германаты щелочных металлов сравнительно хорошо растворимы в воде. Дисульфид германия также постепенно разлагается в воде по реакции:



Германаты тяжелых металлов фактически нерастворимы в воде.

Ввиду сложного химического состава и возможности существования сложных комбинаций связей германия с различными элементами были опробованы различные методы обработки германиевого концентрата для перевода сульфидов и полисульфидов в растворимую форму методом сульфатизации, сплавлением с кальцинированной содой и коксиком, в расплаве щелочи с добавками глета и без.

Первыми двумя методами (сульфатизацией и сплавлением с кальцинированной содой и коксиком) удовлетворительного результата не достигнуто – в раствор перешло 0,2% германия.

Хорошие результаты по выщелачиванию германия дали исследования с применением сплавления с щелочью.

Результаты опытов показаны в табл.1, 2.

Таблица 1 - Материальный баланс сплавления германиевых отходов со щелочью при $t=(420...450) ^\circ\text{C}$

Задано	Масса: г, л	Ge:%, г/л	Ge, г
Ge отходы	500,0	0,28	1,4
NaOH,	500,0	-	-
Итого плава	555,7	-	1,4

Таблица 2 - Материальный баланс выщелачивания плава ($t=85^\circ\text{C}$, $\tau = 5$ час.)

Задано	Масса, г, л	Ge: г, л	Ge: ,г	Извлечение
Плав	555,7	0,25	1,4	
Вода	1,6			
Получено				
Раствор	2,8	0,382	1,12	80,0
Нерастворимый осадок (ковкая часть)	19,74	0-,01	0,002	0,14
Нерастворимый осадок (севкая часть)	112,56	0,22	0,27	19,3
Потери			0,01	
Итого			1,39	

Результаты опытов показали, что наибольшее извлечение в осадок Ge показало при использовании танина -97%. Полученную соль GeO – танин после сушки прокаливали при температуре 600°C и получали золу с содержанием Ge 40%.

Таким образом, показана возможность получения Ge концентрата из Ge – содержащих отходов с высоким извлечением Ge в концентрат.

Литература:

1. Зеликман, А.Н. *Металлургия редких металлов* / А.Н. Зеликман, Б.Г. Коршунов - М., *Металлургия*, 1991. - 431 с.
2. *Основы металлургии. Т. IV, Редкие металлы.* - М., «Металлургия», 1967. - 650с.

ЗАДАЧИ МОДЕЛИРОВАНИЯ КЛАСТЕРА АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Шишкин В., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Важнейшими признаками объектов, составляющих сырьевую базу вторичной металлургии, являются их геометрические параметры и химический состав. Геометрические параметры – конфигурация и размеры, определяют условия и способы подготовки металлургической шихты к переработке в соответствующих технологических агрегатах. Химический состав определяет, прежде всего, потенциальную возможность производства конкретного материала с заданными параметрами качества, и лишь затем – характер и особенности технологического процесса переработки сырья в готовый продукт. Это обстоятельство позволяет, при оценке технологических процессов утилизации металл-содержащих изделий, отдавать предпочтение вопросам производства металлов, а точнее – вопросам обеспечения нормированного уровня показателей их качества.

Известно, что качество сырьевой базы и особенности технологического процесса производства металла, в том числе и его рафинирования, однозначно определяют его химический состав, в частности - характер и количество примесей, не оказывающих существенного влияния на показатели качества готового продукта. Однако, накапливание подобных примесей в производимом продукте за счет использования шихтовых материалов с ненормативным химическим составом может существенно снизить показатели его качества и потребовать дополнительных затрат на рафинирование. Поэтому при формировании сырьевой базы вторичной металлургии, а особенно при составлении шихтовых пакетов, приоритетными становятся вопросы тщательной сортировки сырья по химическому составу. К сожалению, решение этой задачи потребовало использования сложного оборудования, например, переносных портативных спектрометров, которые, к тому же, имеют весьма скромные возможности и существенно снижают темпы сортировки, уступая пивидовой.

Техника пивидовой сортировки основана на информации о предпочтительном использовании определенных сплавов при изготовлении изделий конкретных типов. Это обстоятельство значительно упрощает сортировку сырья при составлении шихтовых пакетов конкретного назначения, но никак не способствует переработке их на сплав заданного состава, поскольку мала вероятность составления пакета из объектов одного или хотя бы подобных составов.

Выделение из всего ассортимента сплавов локальной группы, пригодной для производства продукта заданного состава, возможно лишь при наличии модели кластера, в который входит сплав заданного состава. К сожалению, такие модели отсутствуют, а их создание требует детального анализа всего массива информации о промышленных сплавах, производимых в соответствии с действующими нормативными документами – ГОСТами, ОСТАми, ТУ и заводскими

нормальями. В настоящей работе нами предпринята попытка подвергнуть подобному анализу и моделировать кластер промышленных сплавов на основе алюминия. Из-за отсутствия достаточной информации об алюминиевых сплавах, производимых фирмами зарубежных стран, мы ограничились анализом информации о сплавах, производимых на постсоветском пространстве, в странах СНГ.

Цель настоящей работы состоит в попытке моделировать кластер сплавов на основе алюминия с выделением приоритетных компонентов и их комбинаций.

Методика выполнения работы построена на сборе и кластерном анализе информации о химическом составе отечественных сплавов. Источниками информации послужили отечественные нормативные документы, содержащие данные о химическом составе сплавов, а также ресурс Интернета [1...6]. Анализ построили следующим образом. В каждом сплаве выделили основной, сплавообразующий компонент и присвоили ему первый ранг. Второй и последующие ранги присвоили компонентам, содержание которых в сплаве уступало содержанию компонента с предыдущим значением ранга. Компоненты первого ранга, выявленные в анализируемой группе, пронумеровали с учетом их частоты. Сплавы рассортировали по наименованиям компонентов первого ранга и присвоили каждой группе номер основного компонента. Это позволило систематизировать получаемые данные, а также оценить приоритеты сплавообразующих компонентов, составить полную модель кластера и выделить схемы легирования. Оценивая информацию о сплавах, принимали во внимание сложность их состава, которую оценивали количеством основных компонентов и обозначали как ранг сплава. Обработку информации о сплавах завершили их ранжированием по сложности (рангу) и сплавообразующему компоненту. В полученных группировках подсчитали количество сплавов с каждым из сплавообразующих компонентов. Полученные данные представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Структура кластера отечественных алюминиевых сплавов

Ранг субкластера*	Сплавообразующие компоненты								
	Mg	Si	Cu	Zn	Mn	Sn	Sb	Fe	Ni
	28,8	26,6	21,6	12,9	3,6	3,6	1,4	0,7	0,7
1 (27,3)	52,6	34,2	2,6	2,6	2,6			2,6	2,6
2 (27,3)	47,4	13,2	13,2	7,9	7,9	5,3	5,3		
3 (30,9)	2,3	25,6	34,9	27,9	2,3	7,0			
4 (8,6)	8,3	41,7	41,7	8,3					
5 (5,8)		37,5	50,0	12,5					
* - в скобках указано содержание субкластеров в кластере алюминиевых сплавов									

На рисунке 1 представлена графическая модель кластера отечественных алюминиевых сплавов.

Структура субкластеров алюминиевых сплавов

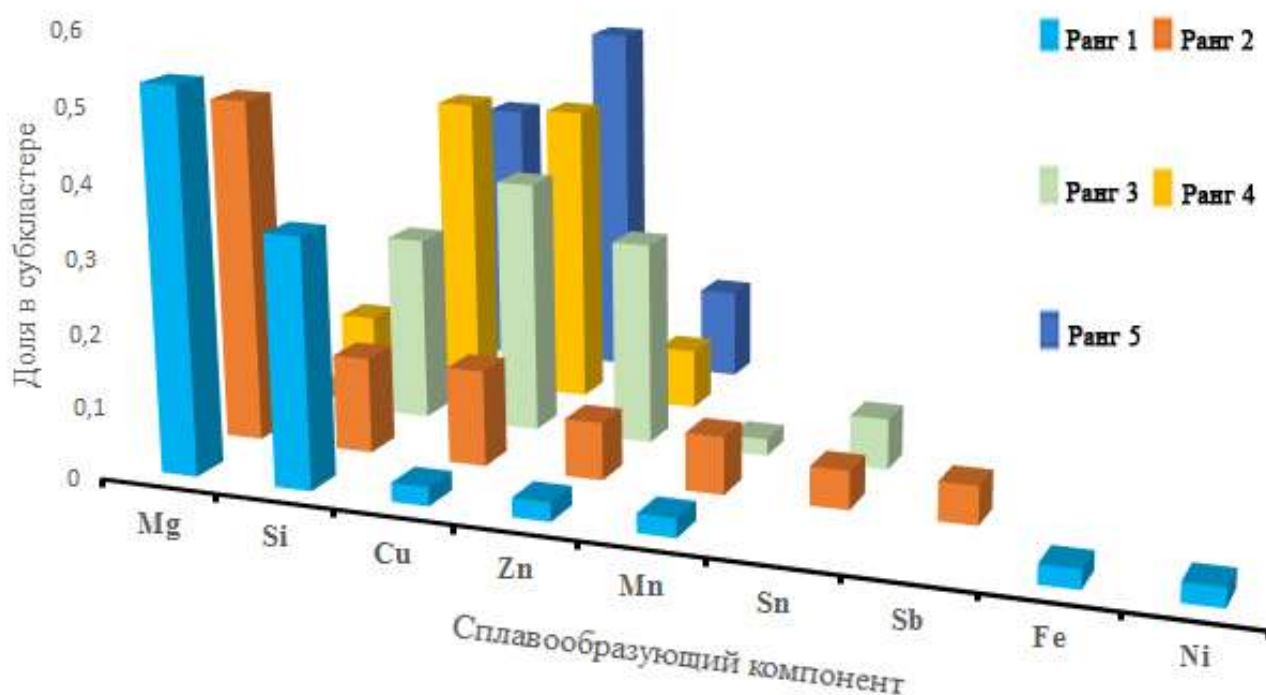


Рисунок 1 - Графическая модель кластера отечественных алюминиевых сплавов

Выводы:

1. Кластер отечественных алюминиевых сплавов включает преимущественно сплавы 1...3 рангов, то есть не сложнее среднелегированных.
2. Сложнолегированные сплавы (ранг 4...5) составляют не более 9% от общего количества.
3. В составе простых сплавов преобладают магний и кремний.
4. В состав большинства низколегированных сплавов вводят магний. Кремний и медь в сплавах этой группы имеют второстепенное значение.
5. Среди среднелегированных сплавов преобладают сплавы, легированные медью, цинком и кремнием.
6. Высоколегированные сплавы в большинстве случаев содержат медь и (реже) кремний.

Литература:

1. ГОСТ 1131-76 Сплавы алюминиевые деформируемые в чушках. Технические условия.
2. ГОСТ 14113-78 Сплавы алюминиевые антифрикционные Марки.
3. ГОСТ 1583-93 Сплавы алюминиевые литейные. Технические условия.
4. ГОСТ 30620-98 Сплавы алюминиевые для производства поршней. Технические условия.
5. ГОСТ 4784-97 Алюминий и сплавы алюминиевые деформируемые. Марки.
6. <https://redmetsplav.ru/>

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КЛАСТЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ПРИ АНАЛИЗЕ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ВТОРИЧНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Колодин И.И., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Сырьевые базы первичной и вторичной металлургий существенно различаются. Рудоминеральное сырье первичной металлургии, обычно, характеризуется сравнительно стабильными показателями, поскольку представлено однотипными минералами из ограниченного количества месторождений или концентратами с нормированным химическим составом. Сырье вторичной металлургии характеризуют широким спектром таких показателей, как источники и методы концентрирования, характер изделий и их размеры, способы распределения и поставки, объем и содержание предварительной подготовки. Его импровизированными «месторождениями» являются все, без исключения, сферы деятельности, в которых человек использует объекты или субстанции, содержащие любые металлы в различных состояниях и комбинациях. Формируются эти «месторождения» в производственных процессах либо в результате эксплуатации (использования) готовых изделий, в том числе и в быту. В этом случае не приходится говорить не только о локализации «месторождения», но, тем более, о фиксированных характеристиках сырья, поскольку условия и механизмы формирования таких «месторождений» не поддаются нормированию, динамически меняются во времени и в пространстве, а также зависят от множества факторов.

Установившаяся практика использования металлургического сырья предопределила обязательное нормирование его физических и химических характеристик, что достаточно легко реализуется при работе с минеральным сырьем, добываемым из естественных месторождений и проходят специальную подготовку – обогащение, концентрирование, агломерацию и пр. Механизмы формирования и разработки материальных систем, которые могут служить импровизированными «месторождениями» вторичных металлов, к сожалению, не способны создавать запасы сырья с фиксированными параметрами и характеристиками.

Международная практика разработки сырьевой базы вторичной металлургии основана на национальных системах, ориентированных на нормирование с помощью стандартов, регламентов и других нормативных документов не только общих вопросов, например, терминологии, но и общих технических условий, охватывающих порядок сбора лома и отходов металл-содержащей продукции, требования по его химической, пожаро-, взрыво- и радиационной безопасности, правила приемки, транспортирования и хранения, методы испытаний и контроля показателей качества, а также формы и содержание документов, гарантирующих все виды безопасности металлургического сырья и реальные значения его важнейших характеристик. На постсоветском пространстве действовал разработанный в 11.06.2009г. и введенный в качестве межгосударственного ГОСТ

1639-2009 «Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Общие технические условия». С 01.01.2011г. он получил статус национального стандарта Российской Федерации, но уже 29 ноября 2011 г. он был заменен стандартом ГОСТ Р 54564 с таким же названием, но исключительно со статусом национального стандарта Российской Федерации. Помимо указанных документов, на территории каждой из стран СНГ разработаны и действуют аналогичные национальные стандарты. Например, предприятия Украины руководствуются положениями стандарта ДСТУ 3211-2009. [1...3].

Различаются они тем, что классифицируют элементы сырьевой базы вторичной металлургии на металлический лом и отходы промышленных продуктов, содержащих либо черные, либо цветные металлы и их сплавы. Они интересны лишь с общих, познавательных позиций, но практической ценности для производителей конкретных изделий или материалов не имеют. В последнем случае для классифицирования приоритетными становятся, прежде всего, физические параметры и химический состав сырья. Именно они определяют технологию производства поделочного или технологического материала нормированного состава в процессе утилизации сырья. Полностью и однозначно обладать подобными, приоритетными параметрами могут только локальные группировки (кластеры) элементов сырьевой базы, что приводит к необходимости ее детальной кластеризации.

Практика кластеризации хорошо известна, однако в большинстве случаев ее анонсируют как классифицирование, пытаясь выявить возможные группировки объектов, обладающих каким-либо локальным признаком, не поддающимся универсализации. Подобным образом была проанализирована группа промышленных сплавов на основе меди с целью смоделировать выделенный фрагмент системы цветных металлов и сплавов в целом [4]. Проведенный анализ позволил выявить и визуализировать особенности его внутренней иерархии на основе структурирования выделенного кластера сплавов. Была предпринята попытка ввести рейтинговые оценки компонентов сплавов, определить их приоритеты, а также формировать обобщающую характеристику не только кластера в целом, но и отдельных его элементов. Визуализированная таким образом модель кластера может быть использована не только для демонстрации обобщающей структуры всей группы промышленных сплавов, но и для оценки принципиальной возможности использовать определенную группу сплавов в качестве шихтовых составляющих при производстве конкретного материала.

Цель настоящей работы состоит в моделировании кластера специфических медных сплавов – бронз с выделением приоритетных компонентов и их комбинаций.

Методика выполнения работы построена на сборе и кластерном анализе информации о химическом составе отечественных бронз. Источниками информации послужили нормативные документы, действующие на постсоветском пространстве и содержащие данные о химическом составе сплавов [4...7]. Схему анализа построили следующим образом. Сплавы, информация о которых была собрана, составили кластер отечественных бронз. В каждом сплаве выде-

лили основной, сплавообразующий компонент и присвоили ему первый ранг. Второй и последующие ранги присвоили компонентам, содержание которых в сплаве уступало содержанию компонента с предыдущим значением ранга. Составленный перечень сплавообразующих компонентов ранжировали произвольным образом и каждому присвоили соответствующий номер. Сплавы рассортировали по наименованиям компонента первого ранга и сформировали группировки, которым присвоили номера сплавообразующих компонентов. Подсчитав объем каждой из этих группировок, вычислили их долю (удельный вес) в общем кластере. Это позволило оценить приоритеты сплавообразующих компонентов в каждом подкластере. Аналогичным образом были рассортированы сплавы в каждом подкластере, что позволило составить модель кластера в целом. Полученные данные представлены на рисунке 1.

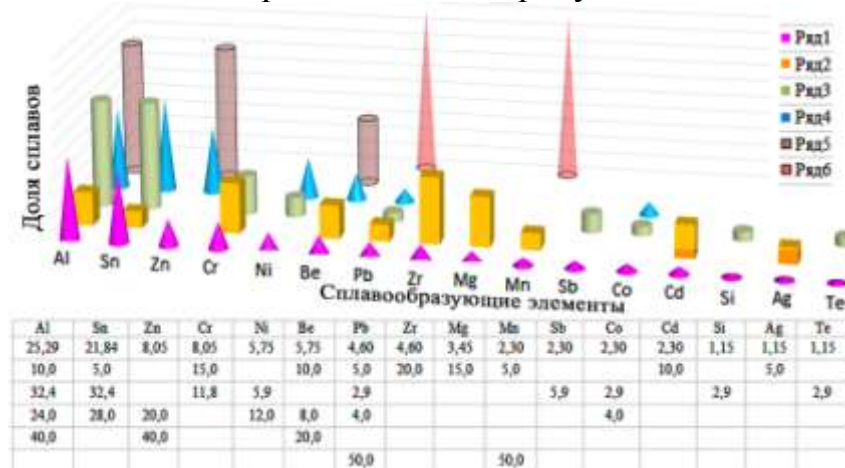


Рисунок 1 - Структура кластера отечественных бронз

Выводы:

1. Среди сплавообразующих компонентов в кластере в целом наивысшим рейтингом обладают алюминий и олово (ряд 1).
2. В сложнолегированных сплавах ведущими элементами являются свинец и марганец.
3. В составе простых бронз (ряд 2) преобладают цирконий, магний, хром, алюминий, бериллий и кадмий.
4. Самым низким рейтингом среди сплавообразующих компонентов обладают кремний, серебро и теллур.

Литература:

1. ГОСТ 1639-2009 Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Общие технические условия.
2. ГОСТ Р 54564 Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Общие технические условия.
3. *Корицкий, Г.Г.* Кластеризация в описании системы медных сплавов / Г.Г. Корицкий // Наукові праці ДонНТУ. Серія "Металургія". – 2013. - №1(16)-2(17).
4. ГОСТ 18175-78 Бронзы безоловянные, обрабатываемые давлением. Марки.
5. ГОСТ 493-79 Бронзы безоловянные литейные Марки.
6. ГОСТ 5017 Бронзы оловянные, обрабатываемые давлением. Марки.
7. ГОСТ 613-79 Бронзы оловянные литейные. Марки.

ВОЗМОЖНОСТЬ ПОЛУЧЕНИЯ ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ С ГАРАНТИРОВАННЫМИ ПОКАЗАТЕЛЯМИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

Сенин А.М., Пасечник А.Ю.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Актуальность выбранной темы обусловлена тем, что основным препятствием широкому применению титана и его сплавов является высокая стоимость, прежде всего, титановой губки. Для того, чтобы снизить стоимость титановой продукции, можно использовать отходы, которые удешевят вторичные сплавы, сохранив при этом все основные конструкционные свойства, которые присущи титановым сплавам.

Ряд авторов Колобова Г. А., Пожуева В. И., Тэлин В. В. [1], В. В. Тетюхин, И. В. Левин, И. Ю. Пузаков, Н. Ю. Таренкова [2], рассматривая в своих работах вопросы получения титана и титановых сплавов делают вывод, что в настоящее время в отличие от большинства металлов при производстве титановых сплавов отходы используются ограниченно. Используется всего - лишь 20% титановых отходов переплавляя титановую губку, что является низким показателем использования вторичного сырья.

Промышленные титановые сплавы в основном получают путем легирования титана различными элементами при переплаве титановой губки.

По своему характерному влиянию на свойства титановых сплавов легирующие элементы делятся на три группы:

- α -стабилизаторы (Al, O, N и др.), которые повышают температуру полиморфного превращения $\alpha \leftrightarrow \beta$ и расширяют область твердых растворов на основе α - титана;

- β -стабилизаторы - изоморфные (Mo, V, Ni, Ta и др.), которые понижают температуру $\alpha \leftrightarrow \beta$ - превращения и расширяют область твердых растворов на основе β – титана;

- нейтральные элементы (упрочнители) (Zr, Sn) не оказывают существенного влияния на температуру полиморфного превращения и не меняют фазового состава титановых сплавов.

Группа - α -стабилизаторов.

Алюминий, который применяется практически во всех промышленных сплавах, является наиболее эффективным упрочнителем, улучшая прочностные и жаропрочные свойства титана. Содержание алюминия в сплаве принято от 0,01 до 6,5%, при содержании алюминия более 6,5% происходит нежелательное снижение пластичности.

Азот, кислород и углерод повышают температуру аллотропического превращения титана и в основном присутствуют в промышленных титановых

сплавах в виде примесей. Влияние этих примесей на свойства изготавливаемых из титана сплавов столь значительно, что должно специально учитываться при расчете шихты, чтобы получить механические свойства в нужных пределах. Наличие в сплаве азота $<0,07\%$, кислорода $<0,3\%$, углерода $<0,1\%$ не оказывает заметного влияния на снижения термической стабильности, сопротивления ползучести и ударной вязкости.

Группа нейтральных упрочнителей.

В последнее время в качестве легирующих элементов применяют цирконий. Цирконий образует с α - титаном широкий ряд твердых растворов, относительно близок к нему по температуре плавления и плотности, повышает коррозионную стойкость. Микролегирование цирконием в диапазоне $0,01-0,5\%$ обеспечивает сочетание высокой прочности и пластичности как для крупногабаритных штамповок и поковок, так и для полуфабрикатов малого сечения, таких как прутки, плиты листы, позволяет производить теплую и холодную деформацию со степенью осадки до 60% .

Группа β -стабилизаторов, которые широко применяются в промышленных сплавах (V, Mo, Cr, Fe, Ni, Si).

Ванадий и железо являются β -стабилизирующими элементами, повышающими прочность сплава, практически не снижая пластичности. Содержание ванадия в заявляемом сплаве по сравнению с прототипом изменено в сторону меньших концентраций от $0,01$ до $5,5\%$, что позволяет использовать отходы титановых сплавов в различных комбинациях. При содержании ванадия более $5,5\%$ происходит нежелательное снижение пластичности.

При содержании железа менее $0,1\%$ не обеспечивается достаточный эффект, а при содержании более $2,5\%$ происходит нежелательное снижение пластичности сплава.

Из-за большого разнообразия сплавов, выплавка вторичных сплавов титана из 100% отходов затруднена в связи большим количеством применяемых легирующих элементов и невозможности в процессе плавки провести рафинирование от нежелательных металлических примесей.

Данная проблема решается получением вторичного титанового сплава с регламентируемыми прочностными свойствами при использовании 100% титановых отходов различного химического состава в использовании дополнительных легирующих элементов.

Переплав осуществляется в вакуумно-дуговой гарнисажной печи. При изготовлении расходоуемого электрода, учитывают химический состав каждого компонента, определяют прочностные свойства будущего сплава на основе предлагаемой авторами методики определения предела прочности по содержанию легирующих компонентов [2].

Для того, чтобы получить заданные показатели прочности и пластичности авторы дополнительно вводят хром, молибден, никель, кремний.

В сплаве в небольшом количестве присутствует β -стабилизирующий элемент - хром, действие которого направлено на повышение прочности сплава.

При содержании хрома менее 0,01% не обеспечивается достаточный эффект, а верхний предел хрома 1,5% обусловлен содержанием его в титановых отходах.

Введение молибдена в пределах 0,05-2,0% обеспечивает полную растворимость его в α - фазе, что позволяет получать необходимые прочностные характеристики без снижения пластических свойств. Если содержание молибдена превышает 2,0%, увеличивается удельный вес сплава вследствие того, что молибден является тяжелым металлом, и пластические свойства сплава снижаются.

Повышенные содержания алюминия и ванадия усиливают стойкость сплава к окислению и эрозии при работе в условиях направленного потока агрессивных газов. Присутствие в составе сплава никеля также усиливает сопротивление коррозии. При содержании никеля менее 0,01% не обеспечивается достаточный эффект, а верхний предел никеля 0,5% обусловлен содержанием его в составе титановой губки низших сортов.

Также в сплав дополнительно вводится еще один β - стабилизатор - кремний, который в заявленных пределах полностью растворяется в α - фазе, обеспечивая упрочнение α - твердого раствора и образование небольшого (до 5%) количества β - фазы в сплаве. Кроме того, добавка кремния в сплав повышает его жаропрочность.

Таким образом, предлагаемый способ позволяет использовать в качестве сырья 100% отходов титановых изделий, и позволяет путем дополнительного легирования получить свойства металла на уровне требований потребителей, однако использование данного метода в данный момент не имеет широкого применения вследствие невозможности соблюдения требования ГОСТов на марки титановых сплавов по химическому составу и требует принятия нормативных документов регламентирующих применение титановых сплавов полученных из вторичного сырья.

Исходя из вышесказанного, можно сделать вывод, что производство дешевых вторичных титановых сплавов позволяет решить задачу вовлечения широкого спектра отходов титановых сплавов с получением конечного продукта, обладающего заданными технологическими и конструкционными свойствами.

Литература

1. Колобов, Г. А. Титан вторичный. Часть 1/ Г. А. Колобов, В. И. Пожуев, В. В. Тэлин. Монография. – Запорожье: Издательство Запорожской государственной инженерной академии. – 2006. – 124 с.: ил.

2. Пат. 2425164 Российская Федерация, МПК С 22 В. Вторичный титановый сплав и способ его изготовления / В. В. Тетюхин [и др.] (Российская Федерация).- № 2010101764/02, заявл. 20.01.2010; опубл. 27.07.2011, Бюл. № 21.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ВТОРИЧНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Зозуля А.О., Бредихин В.Н.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Алюминиевые сплавы находят широкое применение в быту и в промышленности, поэтому их производство постоянно растет.

В зависимости от химического состава и назначения алюминиевые сплавы подразделяют на литейные, деформируемые и антифрикционные, а по видам и качеству материалов шихты и ассортименту готовой продукции сплавы подразделяют для производства литья, для проката и вторичные алюминиевые сплавы.

Технология приготовления сплавов и плавильные агрегаты для каждого из видов производства имеют свои специфические особенности. Наибольшее влияние на выбор плавильных агрегатов для отдельных предприятий оказывают следующие факторы:

- состав шихтовых материалов, объемы производства и номенклатура выпускаемых сплавов;
- технологические ограничения по использованию отходов собственного производства;
- необходимость обеспечения технологических требований по качеству выпускаемых полуфабрикатов;
- рентабельность производства сплавов;
- наличие энергетических источников.

Мировое производство отливок из алюминиевых сплавов достигло более 16,0 млн.т/год, в том числе из вторичных сплавов около 12,0 млн. тонн. Понятие алюминиевые сплавы из первичных металлов и вторичных алюминиевых сплавов условно, если они по физическим, механическим и эксплуатационным свойствам отвечают требованиям машиностроителей.

При производстве литья широкое применение нашли индукционные тигельные печи вместимостью от нескольких килограмм до нескольких десятков тонн. Индукционные тигельные печи имеют высокий КПД, в них отсутствуют потери металла с отходящими газами и перегрев футеровки печи выше температуры расплава.

Канальные индукционные печи широко используют для плавки и в качестве миксеров. Эти печи работают в непрерывном режиме с «болотом». КПД канальных печей выше, чем тигельных. Электрические канальные печи вместимостью 16 т имеют следующие показатели:

- удельный расход электроэнергии – 350 кВт×час/т;
- безвозвратные потери (угар) – (0,5...0,8) %.

Например, комплекс установок горизонтального непрерывного литья (УГНЛ) [1, 2].

Основным типом плавильного агрегата в СНГ являлась пламенная отражательная печь, имеющая несколько разновидностей.

Однако пламенные двухкамерные печи имеют существенные недостатки, которые сдерживают создание нормальных санитарно-гигиенических условий труда обслуживающего персонала и тормозят дальнейшее увеличение производительности труда.

Основные недостатки этих печей:

- низкий термический КПД (20...30) %, обусловленный недостаточным использованием тепла отходящих газов;
- высокие безвозвратные потери, достигающие (3...6) % от загрузки металла.

В мировой практике в последние десятилетия используются преимущественно роторные барабанные печи, отапливаемые природным газом или дизельным топливом. В роторной барабанной печи можно перерабатывать практически все виды лома и отходов, в том числе и такие как съемы с содержанием металла менее 20%, сильно окисленные отходы от дробления и пакетирования пищевых банок, фольгу, мелкую стружку, которые в иных типах печей плавить неэффективно.

В роторной барабанной печи осуществляется:

- очищение расплава от газовых и неметаллических включений в результате непрерывного перемешивания расплава, жидким флюсом и обмывание расплавом загруженной шихты;
- обеспечение удаления магния из расплава за счет реакции с составляющими флюса;
- снижение потерь металла в печи за счет интенсивного обмывание шихтовых материалов солевым раствором, что способствует удалению оксидных включений из расплава;
- полная механизация операций загрузки шихтовых материалов, контроль температурного режима плавки, выдачи расплавленного металла и удаления из печи шлака;
- полное исключение настыл образования на футеровке печи, так как она непрерывно очищается расплавленным металлом и флюсом;
- герметичность рабочего пространства печи, исключение выбивания газов в помещение цеха.

В последние годы при производстве вторичных алюминиевых сплавов широкое применение находят наклоняющиеся роторные вращающиеся печи.

Литература:

1. *Виноградов, О.Н.* Производители литья в 2005 г. / О.Н. Виноградов, В.М. Езжев – К.: Союз-литье, 2005. – 688с.
2. *Гогин, В.Б.* Развитие технологии и оборудования литейного производства алюминия / В.Б. Гогин, Д.А. Шадаев // Технология легких сплавов. ВИЛС. – 2007, № 4. – С.83- 85.

АНАЛИЗ И ПЕРСПЕКТИВЫ МЕТОДОВ ЛИТЬЯ ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ

Чукманова М.Т.

Satbayev University, Институт Metallургии и Обогащения
г. Алматы, Казахстан

Титан – конструкционный материал, который обладает превосходным комплексом свойств, таких как низкая плотность (4,5 г/см³), высокая удельная прочность и вязкость разрушения, усталостная прочность и сопротивление распространению трещин, хорошая низкотемпературная вязкость и превосходная устойчивость к коррозии. Легирование титана алюминием, хромом, молибденом, ванадием, марганцем, оловом и другими элементами позволяет существенно повысить его удельную прочность, при этом другие характеристики снижаются не существенно. Поэтому титановые сплавы все шире используются в авиационной, аэрокосмической, химической, судостроительной и других отраслях промышленности [1]. Благодаря своей превосходной коррозионной стойкости, хорошим механическим свойствам и биоинертности, титан и его сплавы являются одними из лучших материалов для производства медицинских имплантатов [2].

Отливки из титанового сплава легко поддаются полному уплотнению горячим изостатическим прессованием, потому что они растворяют свои собственные оксиды при высоких температурах, что позволяет полностью закрыть всю пористость, не связанную с поверхностью, путем диффузионного соединения. Полное закрытие пористости может дополнительно улучшить механические свойства, особенно усталостные свойства, что делает детали из титановых отливок конкурентными среди кованных и механически обработанных деталей [3].

Наиболее вредными примесями в титане являются водород, азот, кислород и ряд других веществ, которые делают его хрупким и непригодным для промышленного использования. По этой причине плавку, разливку и дуговую сварку титана и титановых сплавов производят в вакууме или в атмосфере инертных газов [4]. Отливка титана и его сплавов представляет особую проблему из-за высокой реакционной способности материала в расплавленном состоянии. Это требует специальных методов плавления, изготовления литейных форм и оборудования для предотвращения загрязнения сплава. К основным методам литья титановых сплавов можно отнести вакуумное литье под давлением, центробежное литье, и литье по выплавляемым моделям.

Наиболее перспективным способом, позволяющим сократить объем механической обработки литых заготовок, является литье под давлением. Этот метод обеспечивает более высокие показатели производительности и является относительно недорогим [5]. По сравнению с другими процессами, такими как литье по выплавляемым моделям, изготовление титановых компонентов с помощью литья под давлением включает меньше этапов обработки, что обычно

приводит к снижению затрат на компоненты. Требования к литью титана под давлением сильно отличаются от требований, предъявляемых к традиционным литейным сплавам из цветных и черных металлов. А именно наиболее важно чтобы, уровень вакуума поддерживался не менее 2,6 Па как в камере расплава, так и в полости матрицы литейного оборудования. Выше этого уровня вакуума в сплаве происходит сильное загрязнение кислородом, что делает невозможным выполнение требований для литья сплава [6].

Качество поверхности отливок зависит не только от шероховатости поверхности литейной формы, но также и от условия заполнения металлом литейной формы. Если заливку металла ведут в холодную литейную форму, то на поверхности отливки может происходить образование литейных дефектов в виде неспаев, следов движения металла или незаливо, особенно в местах тонких кромок. Поэтому заливку необходимо вести в литейные формы, нагретые до 450-500°C. При более высокой температуре нагрева литейная форма быстро выходит из строя за счет более интенсивного размывания ее струей жидкого металла. Наряду с поверхностными дефектами наблюдаются и внутренние: микропористость и засоры, что связано с условиями кристаллизации и технологии заливки [7]. В настоящее время методом литья под давлением можно отливать только одноплоскостные титановые компоненты простой формы, в то время как литье по выплавляемым моделям позволяет получать очень сложные, в том числе, полые отливки.

Большинство отливок из титановых сплавов получают методом центробежного литья. Этому способствуют такие его особенности как отсутствие какого-либо рабочего тела для создания давления в металле и простота конструкции центробежного устройства. Высокая химическая активность титана обуславливают комплекс требований к материалам форм для центробежного литья: прочность к воздействию ударных и изгибающих нагрузок, термостойкость и химическая инертность к заливаемому металлу [8]. Недостатками центробежного литья являются трудность получения качественных отливок из ликвидирующих сплавов, невозможность получения отверстий в отливках точных размеров, при вертикальной оси вращения формы отливки имеют параболическую внутреннюю поверхность.

Тенденция развития современного производства направлена на повышение качества, точности и эксплуатационной надежности литых изделий, получаемых методом литья по выплавляемым моделям. Однако при использовании данной технологии на поверхности отливок образуется насыщенный примесями и отрицательно влияющий на характеристики изделия поверхностный альфированный слой, который необходимо удалять, особенно с деталей, работающих в условиях долговременных знакопеременных нагрузок и вибраций [9]. Под понятием альфированного слоя в первую очередь подразумевается поверхностный слой отливки, имеющий повышенную твердость, приводящий к поверхностной хрупкости всего изделия. Данный слой является газонасыщенным, и содержит повышенное количество не только кислорода, но и таких элементов, как алюминий и кремний. Повышенное содержание кислорода, алюминия

и кремния в поверхностном слое отливки в основном связаны с взаимодействием титанового расплава с поверхностным слоем материала формы на стадии получения отливки. Перспективным путем устранения поверхностного альфирированного слоя является создание высокотемпературных и термохимически стойких керамических форм, которые должны обеспечить огнеупорность и сформировать химически инертный барьерный слой.

С 1960 по 1990 годы были разработаны три технологии получения форм для литья титановых сплавов, такие как механически обработанная графитовая форма, специальная песчаная форма и керамическая оболочка с низкой реакционной способностью.

Сущность литья в песчаные формы заключается в получении отливок из расплавленного металла, затвердевшего в формах, которые изготовлены из формовочных смесей путем уплотнения с использованием модельного комплекта. Главное преимущество литья титана и его сплавов в песчаные формы состоит в том, что это самый простой и дешевый способ изготовления отливок по сравнению с другими способами литья. Но этот метод невозможно использовать для изготовления мелких, тонкостенных отливок из титана и его сплавов [10]. Наибольшей химической стойкостью по отношению к титану обладают формы на основе углеродных материалов. Они нашли широкое применение, как в отечественной, так и зарубежной практике. Однако применение графита в качестве материала форм для литья титановых сплавов значительно увеличивает трудоемкость, стоимость и время процесса изготовления отливок. Кроме того, производство графитовых форм сопряжено с экологически негативными факторами, в частности с выделением графитовой пыли, фенола и тяжелых углеводородов [11]. Оксидная керамическая оболочка имеет много преимуществ и благодаря чему наиболее распространена в промышленности. Поскольку его теплопроводность является маленькой, она прекрасно подходит для изготовления сложных тонкостенных деталей. Отливки, изготовленные этим способом, имеют низкую шероховатость поверхности, очень мало включений высокой и низкой плотности и высокую точность размеров.

Для расширения области применения титановых отливок в технике необходимо повышать их качество, искать новые способы для предупреждения и исправления литейных дефектов, совершенствовать конструкции плавно-заливочных установок, делать их более производительными и экономичными. Не менее важным является поиск новых огнеупорных и одновременно инертных по отношению к жидкому титану материалов для изготовления форм и стержней.

Литература:

1. Cui Chunxiang, Hu Bao Min, Zhao Lichen, Liu Shuangjin. Titanium alloy production technology, market prospects and industry development // *Materials and Design*. – 2011. Vol. 32. – P. 1684-1691.

2. Pankaj Patil , Mahendra Pawar , Chandrashekhar K. Patil. Study of manufacturing of titanium knee implant by using additive manufacturing, powder metallurgy, and conventional // International Journal of Innovative Research in Science and Engineering. – 2016. – Vol. 2, №2.
3. D. Eylon, F. H. Froes, and R. W. Gardiner. Developments in Titanium Alloy Casting Technology // Journal of metals. – 1983. – №2.
4. *Никитченко*, М.Н. Изучение термодинамической возможности взаимодействия материалов литейной формы с металлом при литье титановых сплавов / М.Н. Никитченко, А.С. Семуков, Д.В. Саулин, А.Ю. Ябуров // Вестник ПНИПУ, Химическая технология и биотехнология. – 2017. – №4.
5. Si-Young Sunga and Young-Jig Kimb. Melting and Casting of Titanium Alloys // Materials Science Forum. – 2007. – Vols. 539-543. – P. 3601-3606
6. Don Larsen, Greg Colvin. Vacuum die casting titanium for aerospace and commercial components // JOM. – 1999, June.
7. *Бибиков*, Е.Л. Титановые сплавы. Производство фасонных отливок из титановых сплавов / Е.Л. Бибиков, С.Г. Глазунов, А.А. Неуструев, Г.Л. Ходоровский, К.К. Ясинский. – М.: Металлургия, 1983 – 296с.
8. *Кочетков*, А.С. Особенности процесса получения отливок из экономно-легированного литейного титанового сплава ВТ40Л / А.С. Кочетков, Н.А. Ночовная, К.А. Боков // Труды ВИАМ. – 2016. – №3 (39).
9. *Деменок*, А.О. Разработка ресурсосберегающей технологии получения крупногабаритных отливок из титановых сплавов / А.О. Деменок, А.А. Ганеев, О.Б. Деменок, С.В. Бакерин, Б.А. Кулаков // Вестник ЮУрГУ. «Металлургия». – 2015. – Т. 15, №2. – С. 20 – 25.
10. NAN Hai, XIE Cheng-mu, ZHAO Jia-qi, Development and application of titanium alloy casting technology in China // China Foundry. – 2005. – Vol. 2, №4.
11. *Варфоломеев*, М.С. Высокотермостойкие керамические формы для литья фасонных отливок из титановых сплавов / М.С. Варфоломеев, В.С. Моисеев, Г.И. Щербакова // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2016. – №6. – С. 49-54.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ОТЛИВКИ ПО ЛГМ

Тулеген Т.К., Абдрахманова С.Т.

Кокшетауский государственный университет им. Ш.Уалиханова
г. Кокшетау, Казахстан

На этом рисунке видно, что на поверхности отливки при литье по газифицируемым моделям образовались пригаринки и газовые раковины.



Рисунок 1 – Коронка зуба экскаватора

Литье по газифицируемым моделям, по котором производилось литье отливки, одна из современных и очень перспективных технологий, которые позволяют снизить в разы себестоимость выпускаемой продукции машиностроительных предприятий.

Главным преимуществом данного метода литья является возможность получения отливок высокого качества при этом сокращается трудоемкость и себестоимость изделия.

Суть способа литья по газифицируемым моделям заключается в следующем: модель отливки, предварительно изготовленная из пенополистирола засыпается песком, вакуумируется и заливается жидким металлом. При этом заливаемый жидкий металл способствует выгоранию и превращению в газ пенополистироловой модели принимая форму модели.

В этом способе литья сокращаются затраты на оборудование и материалы, уменьшается количество технологических операций и снижаются отходы от литейного производства. Качественно изготовленные отливки по методу ЛГМ позволяют снизить затраты на финишную обработку и в некоторых случаях отказаться от механической обработки.

Производство отливок методом ЛГМ начинается с производства моделей будущей отливки из специального литейного полистирола. Технология получения моделей в массовом и в крупносерийном производстве состоит из двух этапов: предварительного вспенивания гранул полистирола и окончательного

вспенивания гранул в полости пресс-формы и пресс-автоматах. Это процесс получения модели отливки

Технология изготовления моделей в пресс-формах состоит в нагреве предвспененных и активированных гранул пенополистирола, которые помещаются в пресс-форму. В результате воздействия пара гранулы полистирола окончательно вспениваются и спекаются между собой при этом образую пенополистирольную модель будущей отливки.

Готовые модели собираются в литниково- питающую систему, так называемые модельные блоки. Собранные модельные блоки красятся антипригарной краской до 2 мм толщины и сушатся в сушильных камерах.

Высушенная покрытие предохраняет поверхность отливки от пригара и повышает прочность модели при формовке и заливке. Далее модельные блоки формуются в опоку, под воздействием вибрации вибраций. Для формовки в опоку используется кварцевый песок без связующего, что является одной из особенностей литья по ЛГМ. После формовки опоки вакуумируются и заливаются жидким металлом. Под воздействием вакуума и газов полистирола форма не теряет свою прочность. Во время заливки модель выгорает, а образовавшуюся пустоту занимает жидкий металл, так формируется отливка.

Пригар - это плотно приставший к отливке твердый неметаллический слой, состоящий из зерен песка, сцементированных чаще всего силикатным расплавом или металлом. Причина заключается в окислительных процессах между отливкой и литейной формой.

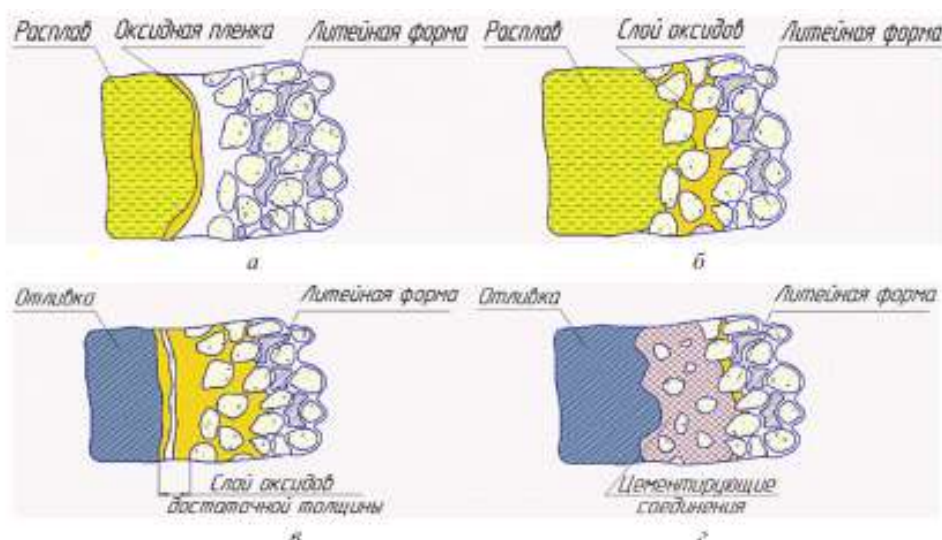


Рисунок 2 – Схема многостадийного процесса взаимодействия расплава и литейной формы; а – этап окисления расплава в период заполнения литейной формы; б – этап фильтрации расплава и капилляры литейной формы; в – этап формирования оксидной пленки; г – этап образования легкоплавких цементующих соединений типа фаялита

Пригар ухудшает товарный вид отливки и требует дополнительной механической обработки для ее устранения. Чтобы пригар не образовался, на по-

верхности отливки следует использовать противопригарное покрытие, которое увеличивает степень окисления расплава и тем самым не дает образованию пригаров.

Газовые раковины – пустоты, имеющие округлую форму, могут располагаться внутри или на поверхности отливок, быть одиночными или гнездными. Основными причинами образования газовых раковин являются плохое качество расплава, нарушения правил заливки формы и недостаточная газопроницаемость форм.

Газовые раковины в отливке образуются, когда газовые пузырьки с поверхности формы проникают в жидкий металл отливки и не успевают выйти из него до кристаллизации.

Правильная заливка формы важным аспектом всего дела. Если скорость заливки металла будет низким, то расплав кристаллизуется быстрее и газы из формы не успеют выйти и тем самым образуют газовую раковину. А если скорость заливки будет быстрой, тогда количество газа будет вырабатываться еще больше и тем самым возможность появления газовых раковин увеличиться. Это так же может привести к тому, что формовочный песок может поменять свою форму и таким образом может получиться некачественная отливка. Чтобы такого не случилось, рекомендуется использовать вакуумную систему для уплотнения песка.

При заливке жидкого металла выделяется большое количество газа. И, что бы они не застревали в самой отливке, нужно сделать вентиляционные каналы тем самым мы увеличиваем выводимость газа.

Таким образом, было разобрано основные причины появления пригарин и газовых раковин. После применения противопригарной покрытий ППУ-1 на газифицируемой модели, также соблюдения оптимальной температуры и скорости заливки жидкого металла в форму, а также после того как были сделаны вентиляционные каналы в форме и подсоединение опоки к вакуумной системе для уплотнения формовочного песка, все дефекты, которые были обнаружены при отливке коронки зуба, были полностью удалены. Таким образом, было улучшено качество будущих отливок.

Литература:

1. Шуляк, В.С. Литье по газифицируемым моделям / В.С. Шуляк. - Спб.: Професионал, 2007 – 408 стр.
2. Просяник, Г.В. Изготовление оболочковых форм и стержней: Учебник для подготовки рабочих на производстве / Г.В. Просяник. – М.: Высшая школа, 1978 – 240 стр.
3. Николайчик Ю.А., Рудницкий Ф.И., Батайчук В.В., Мудрый В.В. Анализ методов профилактики пригара на поверхности стальных и чугуновых отливок. Статья, 2015 – 6 стр.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СВАРКИ ТРЕНИЕМ С ПЕРЕМЕШИВАНИЕМ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ТЕПЛОТВОДЯЩИХ КОНСТРУКЦИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Трубихин В.О., Пасечник С.Ю.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Технологическое оборудование, используемое для металлургического передела черных и цветных металлов предполагает применение водоохлаждаемых элементов: воздушные фурмы доменных печей; фурмы для подачи кислорода в конверторах для производства стали; кристаллизаторы машин непрерывного литья; кристаллизаторы процессов спецэлектрометаллургии (ВДП, ЭШП, ЭЛП); кессоны для футеровки шахтных печей, используемых, например, в технологии производства никеля и т.п.

Традиционные технологии изготовления таких элементов предполагают применение различных способов сварки плавлением, которые обладают существенными недостатками. Например, сварка изделий из меди предполагает предварительный и/или сопутствующий подогрев деталей во время сварки, наличие соответствующих сварочных материалов (покрытые электроды, сварочные флюсы, инертные газы); сварка изделий из алюминия и его сплавов связана с тщательной зачисткой и химической обработкой (травление) свариваемых поверхностей, применения специального сварочного оборудования (инверторные источники питания с возможностью изменения доли переменного тока в цикле сварки).

В данной работе предполагается использование для получения таких сварных конструкций сравнительно нового технологического процесса сварки – сварка трением с перемешиванием.

В 1991 году Институтом сварки Великобритании (TWI) был запатентован новый способ сварки трением, названный *сваркой трением с перемешиванием* (СТП) от английского *Friction Stir Welding*. Однако, согласно авторскому свидетельству №195846 (СССР, 1967) Ю.В. Клименко, родиной процесса, с исторической точки зрения, следует считать СССР. Но на тот момент времени способ не нашел широкого применения и был забыт.

В отечественной литературе можно встретить и другие названия данного процесса: «*фрикционная сварка*» и «*ротационная сварка трением*». Однако, сварка трением с перемешиванием – это более правильное название, отражающее сущность процесса.

Принципиальная схема процесса СТП показана на рисунке 1. Сущность процесса состоит в следующем. Сварка ведется вращающимся не расходуемым инструментом. Инструмент в общем случае представляет собой цилиндр с плоским торцом диаметром D , данный элемент называется *заплетчиком*. Из заплетчика выступает цилиндр меньшего диаметра d – *пин*. При сварке ось инструмента наклонена на угол α относительно нормали. Вначале инструмент, враща-

ясь со скоростью n (или ω), погружается в свариваемый металл на определенную глубину l и перемещается вдоль стыка (сварка углом «вперед») со скоростью сварки $V_{св}$. В результате нагрева от трения и приложенного давления от силы P_z металл под заплечиком находится в пластифицированном состоянии. За счет перемешивания пластифицированного металла и приложения к нему давления за инструментом образуется сварной шов. После сварки в соединении (в месте выхода инструмента) остается характерное глухое отверстие, повторяющее форму пина инструмента. Процесс сварки ведется на подкладке. Система инструмент-деталь-подкладка должна обладать достаточной жесткостью.

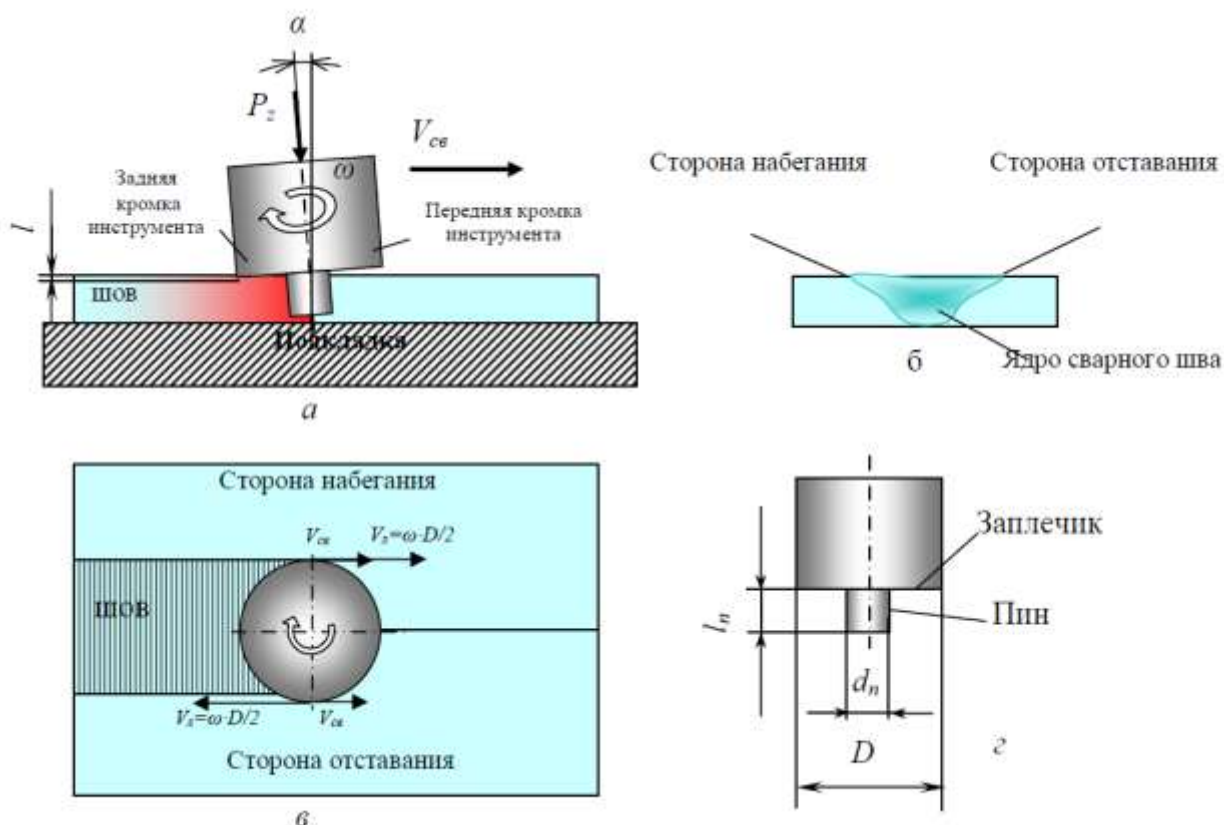


Рисунок 1 – Сущность сварки трением с перемешиванием:
 а – схема СТП; б – поперечное сечение сварного шва;
 в – схема скоростей движения при СТП; г – инструмент для СТП

Процесс СТП может быть реализован по двум схемам: по заданному усилию P_z или по заданному заглублению инструмента l по толщине свариваемого металла.

Правильно выбранная конструкция инструмента, частота его вращения и угол наклона, а также скорость сварки, обеспечивают стабильность процесса сварки и высокое качество.

В связи с асимметрией схемы сварки, в поперечном сечении сварных соединений, полученных СТП, принято различать сторону «набегания» (сторона «захвата»), где направление линейной скорости вращения инструмента совпа-

дает с направлением скорости сварки, и противоположную сторону — «отставания» (сторона «приема»), согласно рис. 1 б и в. Со стороны «отставания» металл переносится на сторону «набегания».

В сварном соединении различают четыре зоны (рис.2 а): А — основной металл; В - зона термического влияния (HAZ); С – зона термомеханического воздействия (ТМАЗ) и D – ядро сварного шва (часть зоны термомеханического воздействия).

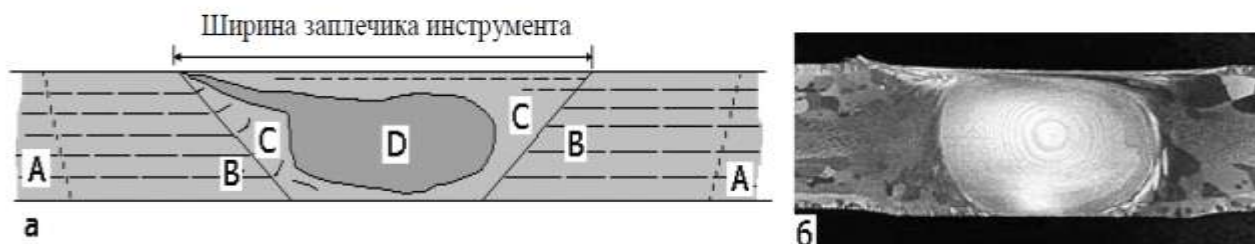


Рисунок 2 – Схема строения поперечного сечения сварного соединения:
а – зоны сварного соединения; б – макрошлиф сварного соединения.

Основной металл – это зона А, удаленная от шва, которая не подвергается деформированию и не претерпевает структурных или механических изменений в результате воздействия тепла при сварке.

Зона термического влияния В - это зона сварного соединения, в которой в результате нагрева при сварке произошли структурные изменения или изменения механических характеристик, но металл не подвергался пластическому деформированию.

Зона термомеханического воздействия С: в этой зоне материал подвергался пластической деформации при сварке трением с перемешиванием, а выделившееся тепло могло оказать влияние на свариваемый металл, но рекристаллизация металла не происходила. Обычно существует четкая граница между зоной рекристаллизации (ядро шва) и деформированной зоной.

Ядро шва D: это область внутри зоны термомеханического воздействия, в которой произошла рекристаллизация металла. На рис. 2, б чётко видна граница этой зоны. Несмотря на то, она является частью зоны термомеханического воздействия, ее рассматривают как отдельную зону, поскольку она отличается более мелким размером зерна.

В виду отсутствия расплавления металла и интенсивного перемешивания материала, находящегося в состоянии пластического течения, металл шва приобретает мелкозернистую структуру (более мелкозернистую, чем у основного металла) без включений окисной пленки, находящейся на поверхности деталей из алюминиевых сплавов.

Данный способ сварки рекомендуется использовать для соединения деталей из алюминиевых сплавов толщиной от 1,5 до 75 мм при односторонней

сварке без разделки кромок и до 100 мм при сварке с двух сторон (двумя инструментами). Скорость сварки может достигать до 2 м/мин.

Преимущества процесса СТП:

- Высокие показатели механических свойств соединений при растяжении, изгибе; статической нагрузки и при действии переменных нагрузок.

- Возможность соединения сплавов трудно свариваемых традиционными способами (алюминиевые сплавы, содержащие цинк; дуралюмины; литейные алюминиевые сплавы).

- Стабильность параметров процесса, повторяемостью служебных свойств сварных соединений в партии деталей, сваренных на одном и том же режиме.

- Простота автоматизации процесса, низкая квалификация сварочного персонала.

- Малая величина остаточных сварочных деформаций даже при сварке протяженных швов.

- Высокие экономические показатели. Значительно упрощается технология подготовки свариваемых кромок (не требуется химическое травление, механическая обработка перед сваркой); одним сварочным инструментом можно выполнить до 1000 м шва алюминиевого сплава 6000 серии (сплавы системы алюминий-магний-кремний); отсутствие сварочных материалов – проволоки, защитных газов, флюсов; нет необходимости в трудоемких после сварочных работах, таких как зачистка, шлифовка или правка. В целом производственный цикл уменьшается на 50-75% по сравнению с традиционными способами сварки. Одним из основных достоинств изделий, сваренных сваркой трением с перемешиванием, является их готовность к применению. Корректно спроектированные элементы готовы к дальнейшему применению сразу после сварки.

- Экологичность процесса: отсутствие светового излучения, выделения вредных аэрозолей.

В дальнейшей работе предполагается использовать способ СТП для меди и его сплавов.

Литература:

1. *Ищенко, А.Я.* Сварка трением с перемешиванием алюминиевых сплавов (обзор) / А.Я. Ищенко [и др.] // Автоматическая сварка. – 2007. – №11. – С. 32-38.

2. *Фролов, В.А.* Сварка трением с перемешиванием – плюсы и минусы / В.А. Фролов [и др.] // Сварочное производство. – 2008. – №10. – С. 12-19.

3. *Котлышев, Р.Р.* Сварка трением с перемешиванием / Р.Р. Котлышев – Ростов-на-Дону - Изд. центр ДГТУ. – 2012. – 137 с.

ОПТИМИЗАЦИЯ ЛИТНИКОВОЙ СИСТЕМЫ ДЕТАЛИ ТИПА «СЕКТОР РАЗМАЛЫВАЮЩИЙ» В ТЕХНОЛОГИИ ЛИТЬЯ ПО ГАЗМОДЕЛЯМ (ЛГМ) С ПРИМЕНЕНИЕМ ПО LVM-flow

Полухин В.С., Троянский А.А., Симоненко В.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Метод литья по газифицируемым моделям (процесс ЛГМ) в настоящее время получил довольно широкое распространение. Суть метода заключается в том, что газифицируемая модель, изготовленная из пенополистирола, помещена в опоку с песком и не извлекается из нее, а при заливке горячего расплава плавится, переходит в газообразное состояние и испаряется через массу формовочной смеси. Металл занимает освободившееся место, повторяя в мельчайших деталях ее форму и структуру поверхности.

В данной работе проведена оптимизация литниковой системы детали типа «сектор размалывающий D31-KF», которая отливалась из чугуна ИЧХ28Н2, по стандартной технологии ЛГМ.

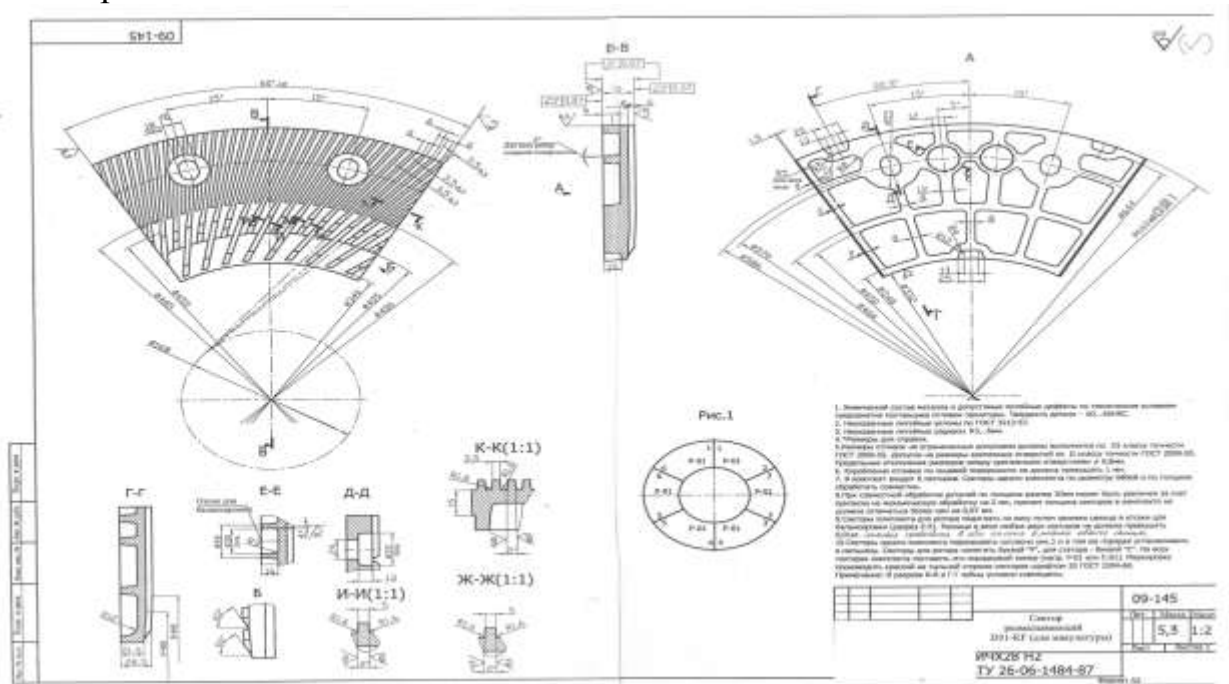


Рисунок 1 – Чертеж сектора размалывающего D31-KF

На базе этого чертежа (Рисунок 1), была разработана 3D литейная модель с припусками на усадку и литниковыми системами с разными вариантами количества питателей (2, 3, 4) в ПО «Компас-14» (Рисунок 2). По данной модели были проведены эксперименты по моделированию процесса затвердевания отливки по технологии ЛГМ в программе LVM-flow.

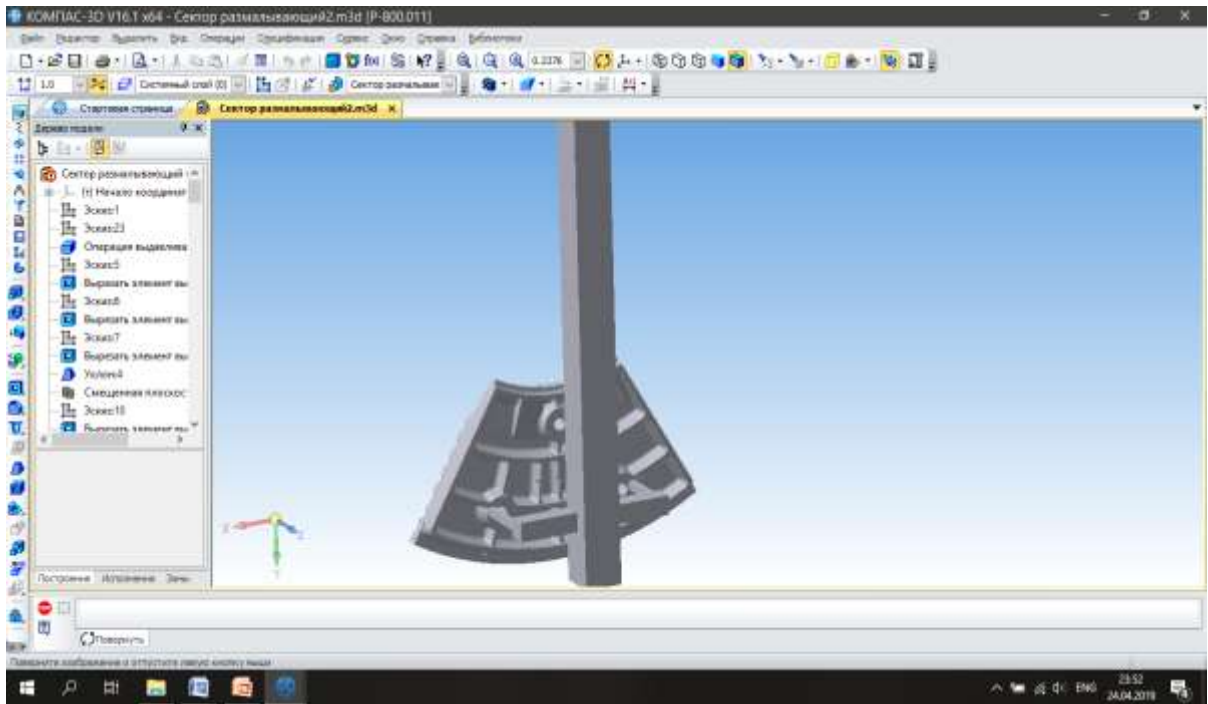


Рисунок 2 – 3D модель с литниковой системой

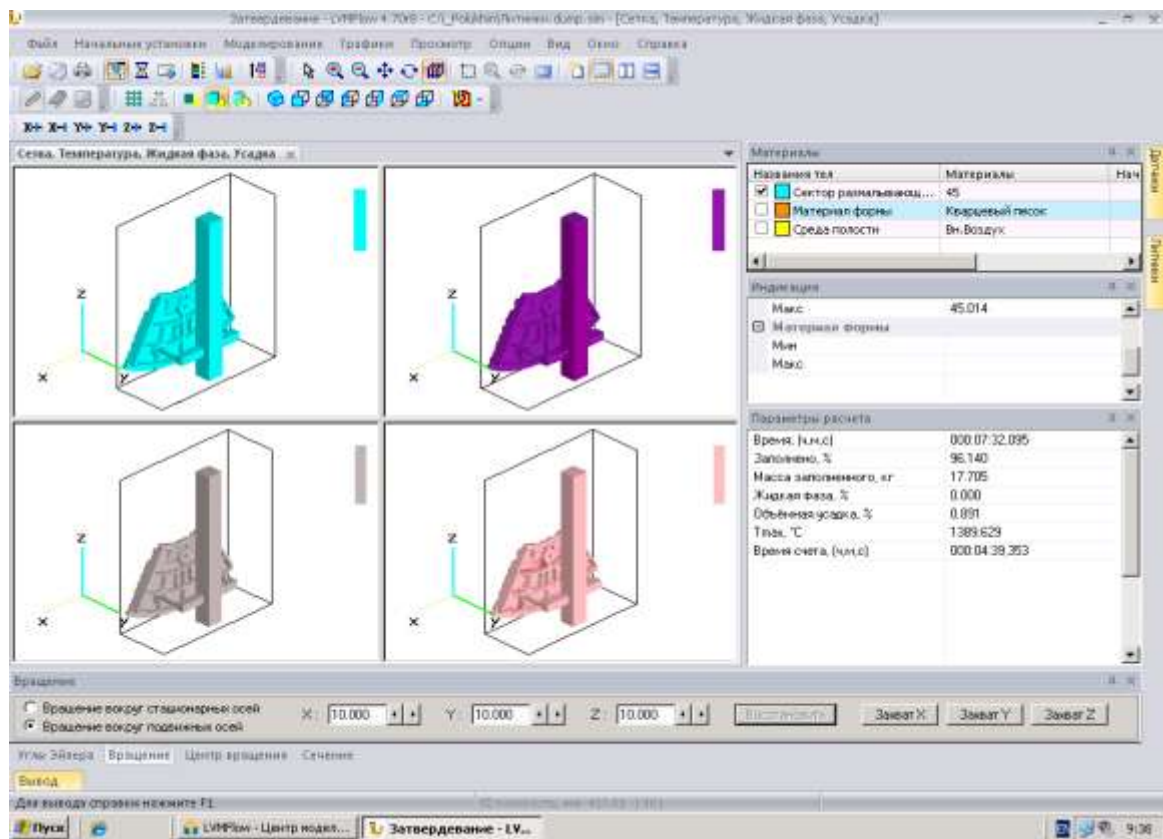


Рисунок 3 – Результат 3D моделирования с отдельными этапами затвердевания и усадки в LVM-flow.

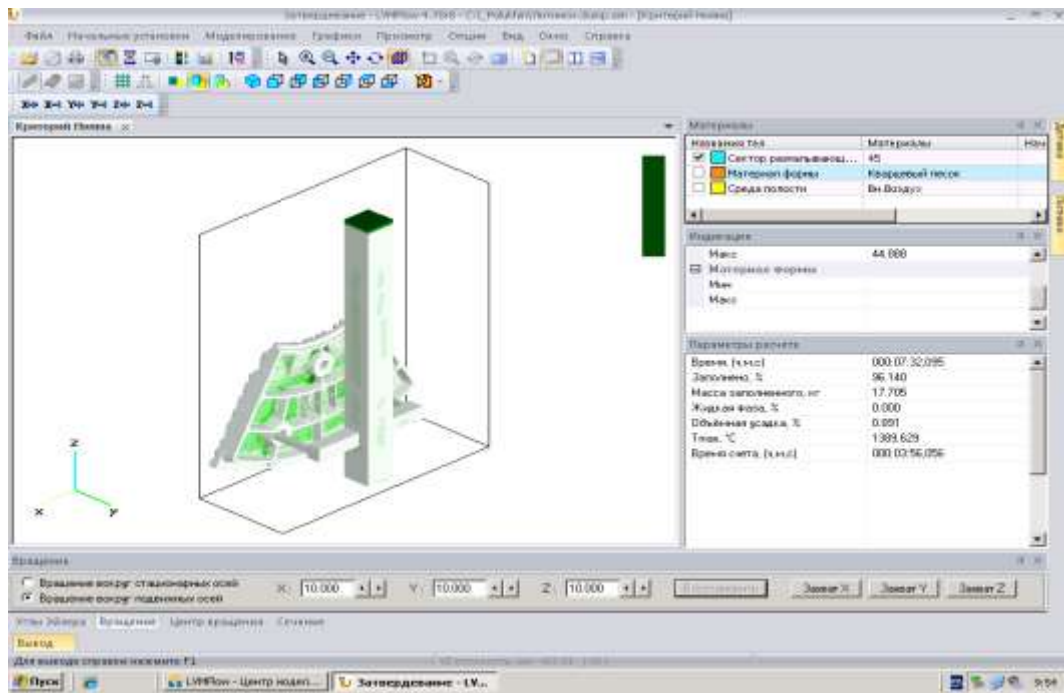


Рисунок 4 – Результат расчета критерия Ниямы



Рисунок 5 – Литая(ЛГМ) заготовка, сектора размалывающего D31-KF

Выводы:

1. Проведение цифрового моделирования в ПО LVM-flow позволяет сократить число натуральных опытных плавок.
2. Ускоряется создание технологической карты ЛГМ литья в которую входит:
 - конструкция литниковой системы,
 - температура заливки металла,
 - темп заливки металла.

Литература:

1. Рыбаков, С. А. Инновационные возможности литья по газифицируемым моделям, состояние и перспективы этого метода в России / С. А. Рыбаков С. А. // Литейщик России. 2009. - №4. - С. 44 - 45.

ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ЛИТНИКОВОЙ СИСТЕМЫ

Русевич О.А., Гуминский Ю.Ю.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Литейное производство – один из старейших и до настоящего времени основных способов получения металлических заготовок для различных отраслей промышленности. В мировом литейном производстве более 80% отливок изготавливают в разовых формах. Все формовочные смеси состоят из связующего и огнеупорного наполнителя. В качестве последнего наиболее часто применяют различные марки кварцевого песка.

В условиях современного производства, для снижения трудовых затрат и экономии времени невозможно обойтись без информационных технологий. Необходимость разработки и использования новых программных продуктов, которые позволяют упростить и оптимизировать процесс конструирования изделий.

Одним из возможных решений является разработка программы для расчета литниковых систем, которые используются при производстве практически всех видов отливок, получаемых различными способами. Процесс расчета геометрических параметров литниковой системы является трудоемким и требует неоднократного перерасчета и поэтому программное обеспечение автоматизации данного процесса будет хорошим инструментом для конструкторов и технологов в литейной отрасли промышленности.

Исходными данными являются физические и геометрические параметры отливки. К ним относятся: масса отливки, материал, плотность металла и геометрические параметры, такие как длина, ширина и высота отливки, диаметр (если таковой является определяющим размером), толщина стенки, влажность формы, тип чаши.

К возможным входным данным могут относиться и минимальные толщины формовочной смеси между моделью и опокой, между моделями, между моделью и шлакоуловителем, а также сверху и снизу от модели.

Результатом работы программы являются площади основных элементов литниково-питающей системы, а именно: суммарная площадь питателей $F_{пит}$, площадь шлакоуловителя $F_{шл}$, площадь стояка в самом узком сечении $F_{ст}$.

Математическая модель расчета параметров литниковой системы описана в [2].

Описание алгоритма в псевдокодах:

- 1) Начало работы программы;
- 2) Ввод исходных данных в окне «Расчет литниковой системы»;
- 3) Ввод исходных данных в окне «Параметры формы»;
- 4) Проверка правильности ввода данных (соответствие типа и возможных значений);

5) Выбор необходимых коэффициентов и расчет параметров литниковой системы;

6) Вывод результатов в окне «Результат»;

7) Конец.

На рисунке 1 представлена блок-схема программного продукта «Расчет литниковой системы»

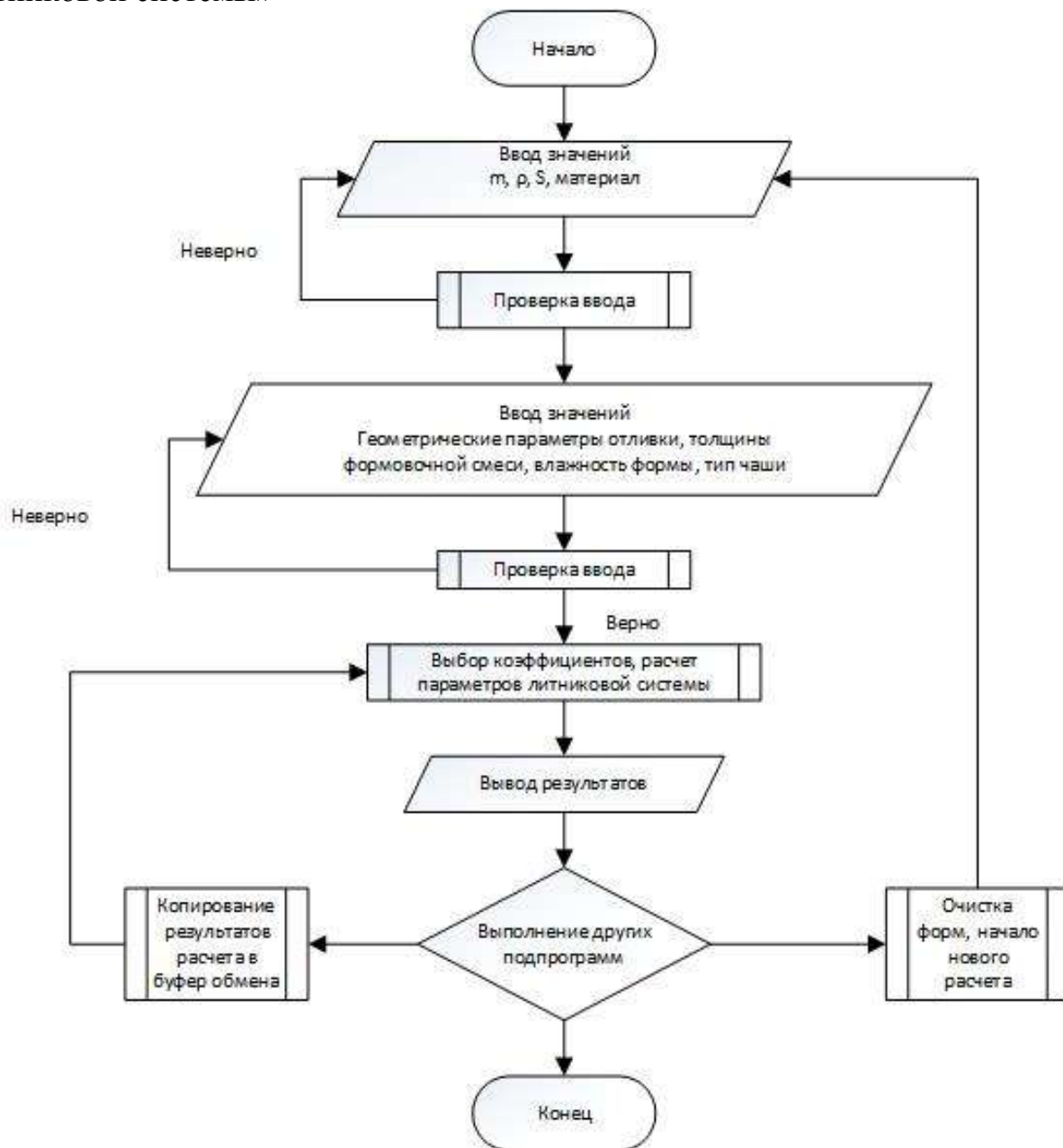


Рисунок 1 – Блок-схема программы «Расчет литниковой системы»

Программа содержит основную программу по вычислению параметров литниковой системы и выводу значений в удобном для пользователя формате, а также ряд подпрограмм:

1) Подпрограмму для очистки полей ввода исходных данных;

2) Подпрограмму завершения работы;

- 3) Подпрограмму для вызова инструкции по работе с программой;
- 4) Подпрограмма вызова сведений об авторе;
- 5) Подпрограмма копирования результатов расчета в буфер обмена.

На рисунках 2-3 представлены рабочие окна и окна ввода исходных данных.

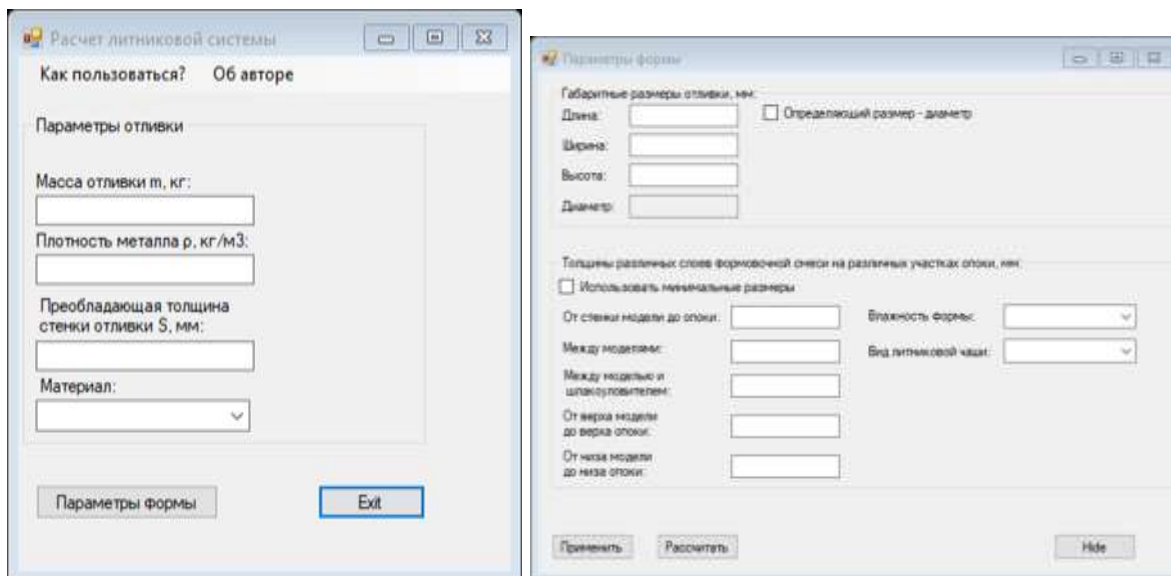


Рисунок 2 – Рабочие окна программы «Расчет литниковой системы»

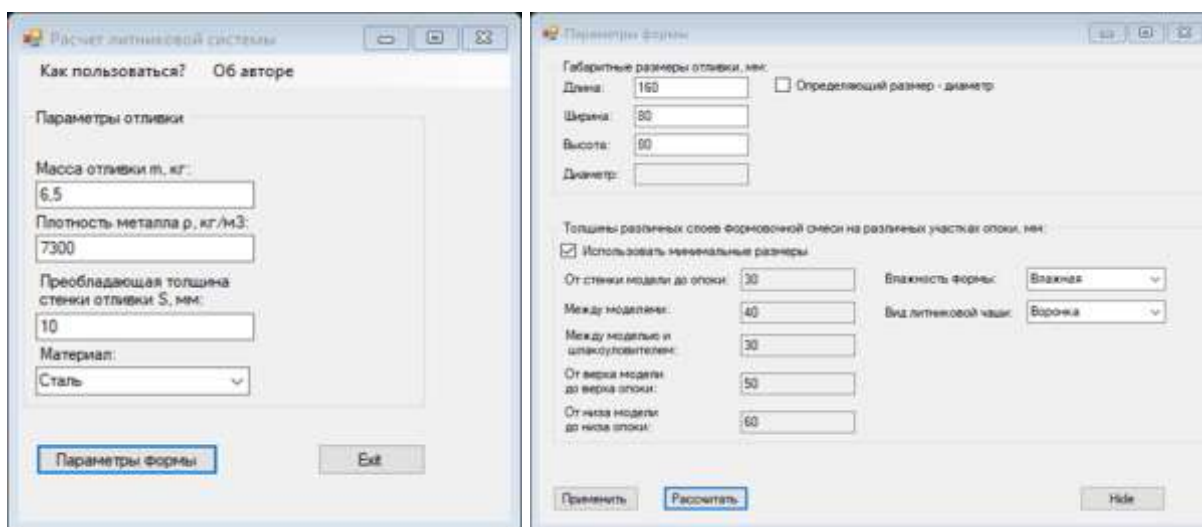


Рисунок 3 – Ввод исходных данных

По данным из форм, изображенных на рисунках 2-3, в соответствии с математической моделью получаем значения площадей элементов литниковой системы, минимальные, размеры опок, значение металлостатического напора, коэффициенты расхода расплава и толщины стенки. Результат представлен на рисунке 4.

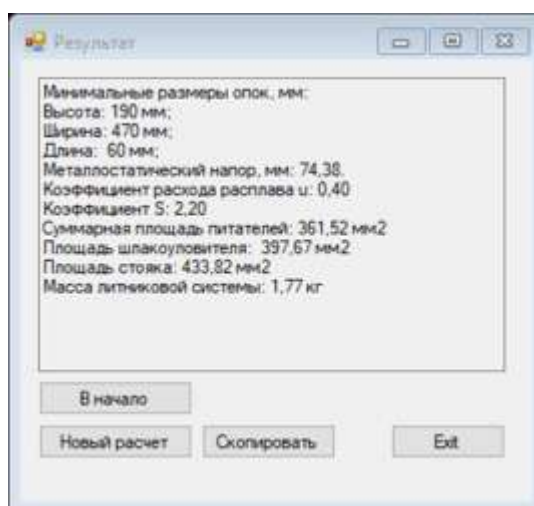


Рисунок 4 – Результаты расчетов

Разработанная программа обеспечивает расчет геометрических параметров горизонтальной литниковой системы. Автоматизированный расчет сокращает время на проектирование модельной оснастки при литье в песчано-глинистые формы.

Результатом работы программы являются расчет и отображение, в простом для понимания виде, значений площадей питателя, шлакоуловителя и стояка, а также рекомендуемый номер литниковой чаши.

Программа написана на высокоуровневом языке программирования Visual Basic, которая имеет средства быстрой разработки, что позволяет в короткие сроки и в значительной степени расширить функционал программы, при наличии математических моделей. Примером новых функций могут являться: расчет литниковых систем как иных типов, так и для различных методов литья.

Литература:

1. *Кукуй, Д.М.* Технология процессов смесеприготовления и изготовления песчаных литейных форм: монография / Д.М. Кукуй [и др.]; под общ. Ред. Д.М. Кукуя. - Минск: БНТУ. 2009. - С. 437.
2. *Скворцов, В.А.* Проектирование и расчет литниковых систем для разовых форм: Учебно-методическое пособие. / В.А. Скворцов, Ю.А. Николайчик. - Минск: БНТУ, 2016. - 85с.

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ СПОСОБОВ ПОДГОТОВКИ ТИТАНОВОГО ЛОМА ДЛЯ ПЕРЕПЛАВА

Большаков А.С., Пасечник А.Ю.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Титановые отходы, образующиеся в промышленности, могут быть загрязнены неметаллическими примесями (окислы, нитриды и т. д.). Кроме того большое разнообразие марок сплавов приводит к тому, что конечный состав получаемого продукта имеет большое количество легирующих элементов, получаемых из лома, что затрудняет получение ГОСТируемых марок.

В отличие от сплавов других металлов, которые могут быть получены из 100% вторичного сырья титановые сплавы получают, в основном, из первичного сырья (титановая губка). Вовлечение в переработку вторичного сырья на современном этапе ограничивается 10-15%.

Массовому использованию титановых сплавов препятствует окисленность поверхностного слоя. Пути решения данной задачи могут быть определены после анализа условий образований и структуры окисленного слоя.

В основу качественной классификации титановых отходов положен принцип возможности или невозможности использования их в шихте для выплавки слитков. Отходы, которые после соответствующей подготовки можно использовать для подшихтовки в плавку, считаются кондиционными.

Отходы титановых сплавов, как и других можно разделить на кусковые отходы (различные крупногабаритные отходы, которые подвергаются измельчению), листовую обрезь (листового и ленточного проката) и стружку.

Некондиционными являются отходы, которые окислены по всему сечению или большей его части, кусковые отходы с глубокими расслоениями, трещинами закатами, заковами, зажимами, из которых поверхностной обработкой невозможно удалить оксиды, а также смешанные по маркам сплавов отходы. Большую часть некондиционного лома составляет именно листовая обрезь и стружка, в связи с тем, что толщина данных отходов не велика и может легко окисляться по всему сечению либо по большей его части [1].

Из общей массы образующейся стружки попадает в категорию некондиционной лишь 10-15 % - это окисленная и очень мелкая стружка.

Таким образом, основным источником загрязнения титановых отходов является окисленный поверхностный слой.

Титан образует ряд окислов. Из них наиболее изучены TiO_2 , Ti_2O_3 и TiO . Кроме того, известны окислы промежуточного состава, например Ti_3O_5 и ряд других. Они представляют собой титанаты (или титаниты) титана, т. е. содержат атомы титана различной валентности. Высший окисел амфотерен, окислы низших валентностей имеют основной характер.

Окись титана Ti_2O_3 — порошок темнофиолетового цвета получается при восстановлении TiO_2 водородом при температуре 1200—1400°.

Закись титана TiO — вещество золотисто-желтого цвета с металлическим блеском. Закись получается при прокаливании в вакууме при температуре 1550° смеси порошка металлического титана с двуокисью титана, а также при восстановлении TiO_2 магнием, алюминием или углеродом.

Исследование системы титан — кислород показало, что кристаллическая решетка кубического типа, свойственная закиси титана, сохраняется в области составов от $TiO_{0,69}$ до $TiO_{1,33}$.

Анализ (β -модификация) получается при нагревании при температуре не выше 400° гидроксида титана. При 642° β -анатаз обратимо переходит в α -модификацию. Последняя при 915° необратимо переходит в рутил. Таким образом, рутил является наиболее устойчивой модификацией двуокиси титана.

Двуокись титана практически не растворима в воде и разбавленных кислотах. Она растворяется в концентрированной серной, соляной и азотной кислотах при нагревании и в плавиковой кислоте.

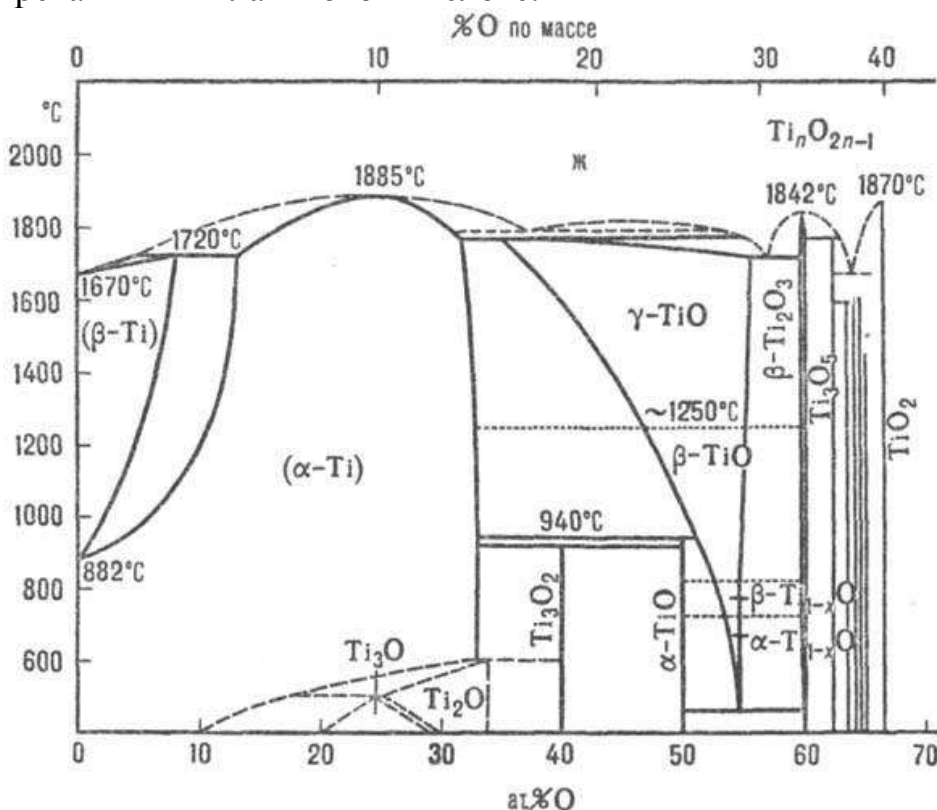


Рисунок 1 – Диаграмма состояния систему титан-кислород.

Двуокись титана TiO_2 является основным продуктом переработки титанового сырья. Она представляет собой порошок белого цвета. В природе встречается в виде трех минералов — рутила, анатаза и брукита, представляющих собой модификации двуокиси титана.

Искусственно получены только рутил и анатаз, причем для последнего известны α - и β -модификации. Брукит, кристаллизующийся в ромбической сис-

теме, при нагревании выше 650° необратимо переходит в рутил. Это сопровождается уменьшением объема примерно на 2%.

Таблица 1 – Свойства окислов титана

Окисел	Температура плавления, °С	Удельный вес	Температура образования, ккал моль	Кристаллическая решетка	Период решетки
TiO ₂	1850	4,18-4,25	218	Ругил – тетрагональная Анализ – тетрагональная Брукит – ромбическая	a = 4,48 c = 2,95 a = 3,73 c = 9,37 a = 9,16 b = 5,43 c = 5,13
Ti ₂ O ₃	1900	4,6	388,1	Тригональная, тип корунда	a = 5,14 c = 13,61
TiO	175	4,93	145	Кубическая гранцентрированная	Область гомогенности от TiO _{0,69} до TiO _{1,33} Период соответственно изменяется от 4,182 до 4,152

Таким образом, использование ста процентов лома затруднено, в связи со сложностью получения марки сплава соответствующий ГОСТу (не существует методов рафинирования от металлических примесей вторичных титановых сплавов), и высокой окисленностью отходов. Если поверхностный окисленный слой, возможно, убрать при подготовке, то слой образующийся в результате диффузии кислорода в металл не поддается удалению существующими способами. Переплав вторичного лома, который проводится в вакуумных печах должен быть дополнен методами позволяющими снизить содержание кислорода за счет, на пример, обработки синтетическим флюсами. Вторым направлением использования сильно окисленного лома может быть получение из него карбида титана.

Литература:

1. Колобов, Г.А. Титан вторичный. Часть 1: монография / Г.А. Колобов. – Запорожье: Издательство Запорожской государственной инженерной академии, 2006 – 124с.

АДДИТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Мирошниченко В. С., Голофаев А. Н., Тараненко Н. А.
Луганский национальный университет имени Владимира Даля
г. Луганск, ЛНР

На сегодняшний день аддитивные технологии занимают особое место в любой сфере. Как повседневной жизни, так и научной деятельности. Литейное производство не является исключением. Целые комплексы программ значительно облегчают разработку и усовершенствования параметров литья. Переход на цифровое описание изделий – САД, и появившиеся затем аддитивные технологии произвели настоящую революцию в литейном производстве, что особенно проявилось в высокотехнологичных отраслях – авиационной, аэрокосмической, атомной, медицине и приборостроении – тех отраслях, где характерно малосерийное, зачастую, штучное производство. Именно здесь уход от традиционных технологий, применение новых методов получения литейных синтез-форм и синтез-моделей технологиями послойного синтеза радикально сократило время создания новой продукции. Программы для создания САД-моделей являются неотъемлемой частью любого производства. А программы инженерного анализа – САЕ, помогают значительно снизить процент брака или же вовсе, добиться полного его отсутствия.

На примере учебной модели было проведено исследование по изготовлению модели на 3D-принтере с дальнейшим получением отливки. Данная тема очень актуальна и перспективна, потому что позволяет значительно сократить цикл и затраты на получение отливок.

САД-модель была создана при помощи программного обеспечения SolidWorks [1] (Рис. 1).

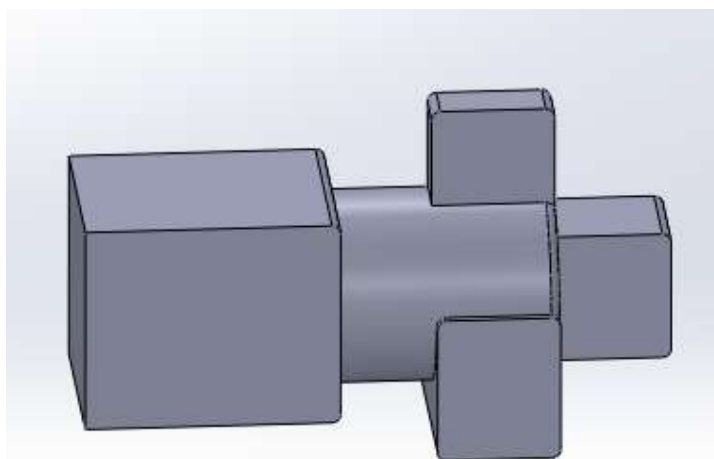


Рисунок 1 - САД-модель

После расчета литниково-питающей системы (ЛПС) было проведено моделирование заливки при помощи САЕ-программы LVMFlow [2] (Рис. 2).

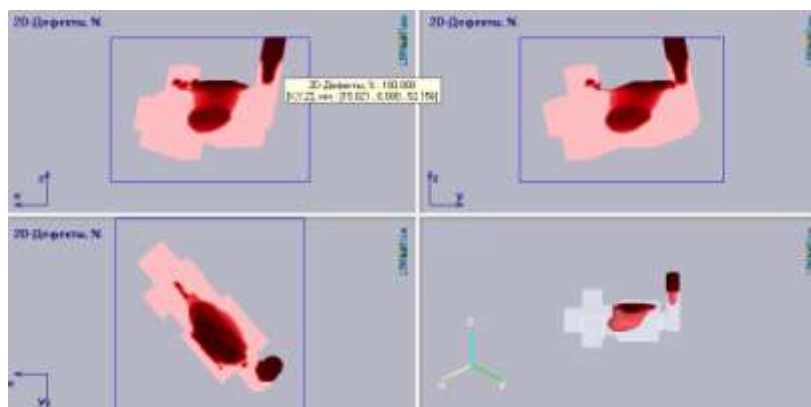


Рисунок 2 - Дефекты, полученные при моделировании заливки

Не смотря на небольшие размеры и простую конфигурацию учебной модели, необходима установка прибыли, что бы избежать дефектов по усадке (Рис. 3).

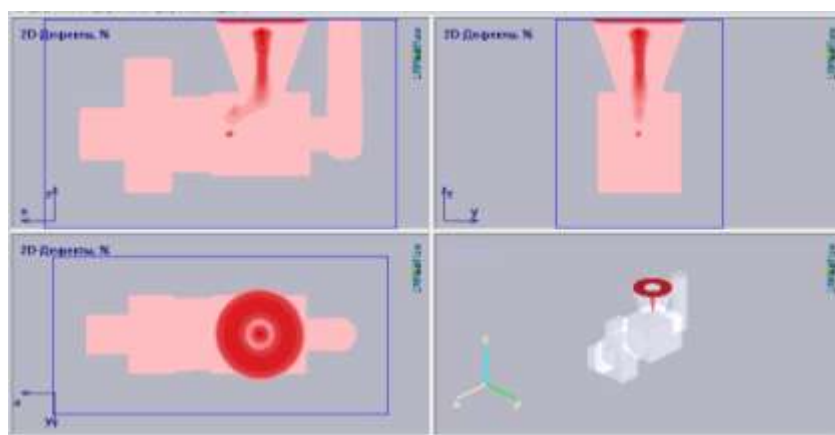


Рисунок 3 - Дефекты полученные при повторном моделировании заливки с переработанной ЛПС

Подготовка учебной модели для печати на 3D-принтере производилась в программе CURA. Сама же печать выполнялась на 3D-принтере Tevo Tarantula. 3D-принтер Tevo Tarantula I3 имеет область построения 200 x 200 x 200 мм, платформу с подогревом, 1 экструдер и может использовать для печати разнообразные пластики, такие как ABS [3], HIPS, PLA, и другие, толщиной 1,75мм. В данном принтере сопло диаметром 0,4 мм и может достигаться толщина слоя в 50 микрон.

Для печати были выбраны три разных пластика ABS, HIPS, PLA [4]. Учебные модели распечатывались с толщиной стенок в 1 мм. и внутренней матрицей. Все элементы ЛПС изготавливались из пенопласта отдельно (Рис. 4).



Рисунок 4 - 3D-модель

Заливка производилась алюминием в песчаную вакуумируемую форму. К сожалению, не один из произведенных экспериментов не увенчался успехом. Все из вышеперечисленных пластиков имеют слишком плотную структуру, которая полностью не выгорает под воздействием жидкого металла. Наиболее близкой к выгоранию, была модель, изготовленная из нити HIPS [5]. Не смотря на точно полученную конфигурацию учебной модели, верхний слой пластика расплавился и пригорел к поверхности (Рис. 5).



Рисунок 5 - Наиболее удачная полученная отливка

Из проведенного эксперимента можно сделать вывод, что данная тема очень актуальна в плане исследований. Необходимо подобрать или же разработать нить, которая бы полностью сгорала при контакте с расплавом. Это позволит значительно облегчить и сократить время получения отливок.

Литература:

1. Дударева, Н.А. Самоучитель SolidWorks 2010 / Н.А. Дударева, С. И. Загайко С-Пб.: БХВ, 2011. – 416с.
2. Моделирование литейных процессов [Электронный ресурс] // ООО«НПО«ПроМодель». Воронеж. URL: <http://www.lvmflow.ru> (дата обращения: 07.02.2019).
3. ABS-пластик для 3D-печати [Электронный ресурс] // С. Пушкин, С. Шило, А. Пузын. [2013 - 2019]. URL: http://www.3dtoday.ru/wiki/ABS_plastic.html (дата обращения: 07.02.2019).
4. PLA-пластик для 3D-печати [Электронный ресурс] // С. Пушкин, С. Шило, А. Пузын. [2013 - 2019]. URL: http://www.3dtoday.ru/wiki/PLA_plastic.html (дата обращения: 07.02.2019).
5. Полистирол для 3D-печати [Электронный ресурс] // С. Пушкин, С. Шило, А. Пузын. [2013 - 2019]. URL: <http://www.3dtoday.ru/wiki/polystyrol.html> (дата обращения: 07.02.2019).

ОЦЕНКА ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ОСОБЕННОСТЕЙ СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЯ ЛИГНИНСОДЕРЖАЩИХ ВЕЩЕСТВ ДЛЯ СОЗДАНИЯ СОВРЕМЕННЫХ ЛИТЕЙНЫХ СВЯЗУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Свинороев Ю.А., Гутько Ю.И.

Луганский национальный университет им. В.Даля
г. Луганск, ЛНР

Постановка проблемы. Одной из главных причин, ограничивающих области применения технических лигносульфонатов (ЛСТ) в качестве связующих материалов для производства литья, является не стабильность их свойств и малая связующая способность, при том, что этот вид связующих материалов, среди всей номенклатуры используемых материалов данного типа наиболее дешёвый, не дефицитный и наиболее экологически чистый материал.

Расширение объемов использования ЛСТ в производственных процессах – яркий пример комплексного подхода к решению проблем современного производства, поскольку в этом случае выполняется целый ряд требований и условий безопасной организации производственных процессов, а именно:

- снижается себестоимость продукции (ЛСТ – наиболее дешевый связующий материал в общей номенклатуре этих продуктов);
- улучшается экологическая обстановка в районах размещения данного производства (из производственного цикла выводятся, полностью или частично потенциальные источники вредных выбросов – масляные связующие типа КО, УСК, СКТ и синтетические смолы, продукты термической деструкции которых являются токсичными и канцерогенными веществами, а ЛСТ их замещает);
- повышаются санитарно-гигиенические условия труда на рабочих местах (связующие – источники генерации токсинов полностью или частично замещены ЛСТ);
- происходит экономия дорогостоящего ресурса (например – синтетических смол), снижается ресурсоёмкость производства;
- технологический процесс переориентируется на сырьё, производимое из возобновляемого экологически чистого ресурса.

Анализ последних исследований и публикаций. Основной вектор современных научных разработок, в области поиска, оптимизации составов и непосредственного применения связующих материалов, посвящен совершенствованию технологических процессов литья за счет: применения современных синтетических смол; комбинирования с различными масляными материалами; расширение использования не органических связующих, например, различных жидкостекольных композиций; и поиск эффективных составов с ЛСТ. Это реализуется за счет применения методов физических, химических, комбинированных воздействий на связующий материал.

Альтернативные решения могут быть найдены за счет расширения использования продуктов, а вернее отходов, переработки растительного сырья.

Цель статьи. Исследование методов, способов и приёмов воздействий на ЛСТ, направленных на повышение их связующей способности, изучение формирования их прочностных характеристик, с целью выработки практических рекомендаций по применению этих инструментов в литейном производстве для повышения его эффективности.

Материалы и результаты исследования. Перспективность этого направления совершенствования технологических процессов литья диктуется необходимостью разработки и применения экологически чистых, относительно дешевых, доступных, технологичных и, в то же время, технически эффективных связующих материалов. Концептуальные представления о потенциальных возможностях ЛСТ, как инструмента совершенствования литейных технологий приведены на рисунке 1.

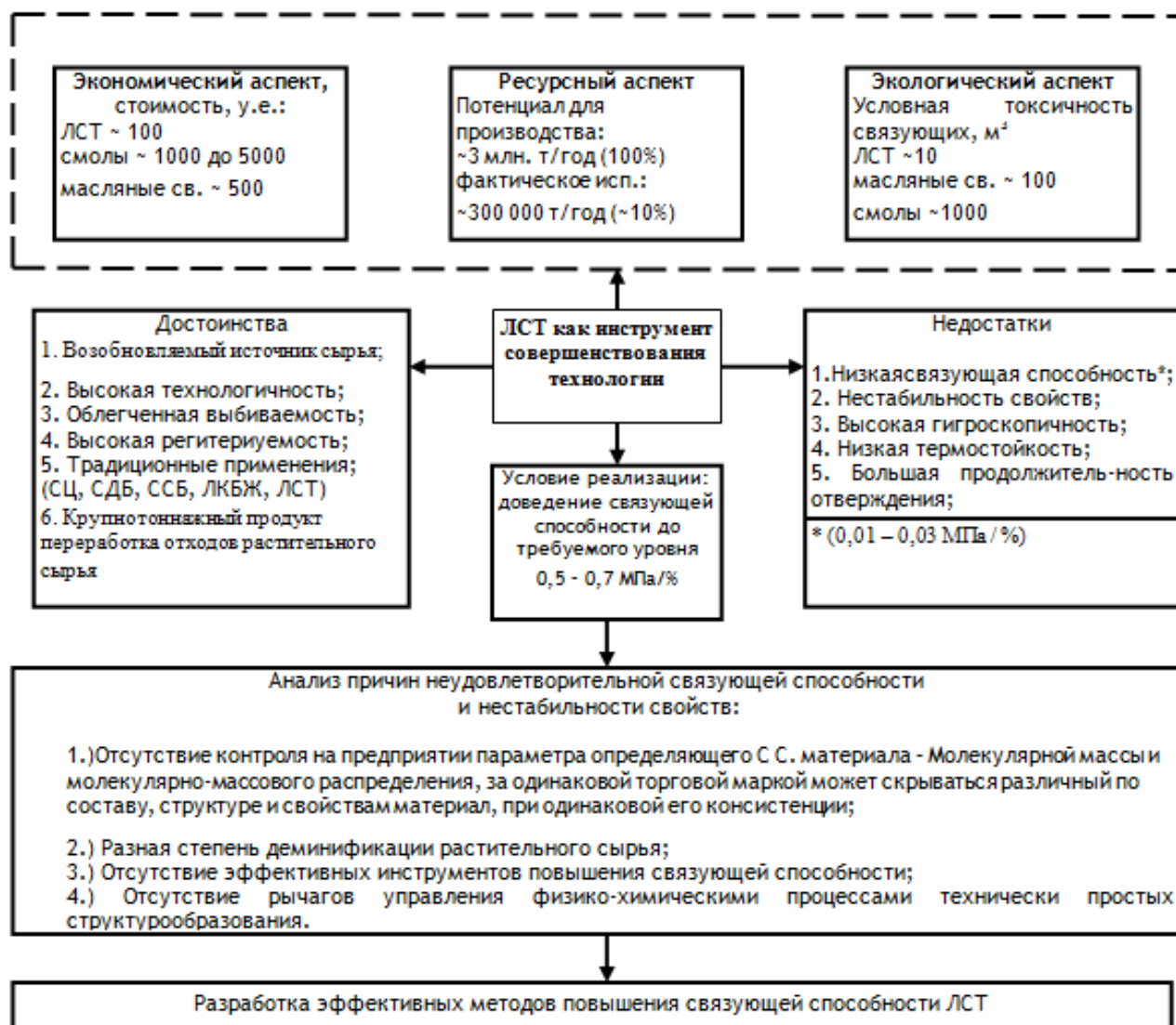


Рисунок 1 - Концептуальная схема содержания проблемы повышения связующей способности ЛСТ, как инструмента совершенствования литейных технологий

Объектом исследования являются технические лигносульфонаты - ЛСТ. Рассмотрим их физико-химическую природу. Это вторичный продукт переработки отходов (сульфитного щелока) при делигнификации древесины в процессе сульфитной варки в технологии производства целлюлозы.

На микроуровне ЛСТ представляют собой полидисперсную коллоидную систему, состоящую из олигомерных цепей лигносульфоновых кислот. Это позволяет предположить, что при определённых условиях возможен процесс сшивки олигомерных цепей ЛСТ в линейный или пространственный полимер. Из этого следует, что решение данной задачи лежит в плоскости поиска способов обеспечивающих протекание процессов структурообразования ЛСТ с образованием трехмерных сетчатых структур, что в интегральном выражении обеспечивает повышенные прочностные характеристики непосредственно литейных стержней и форм.

Эффективность того или иного метода можно оценивать по степени повышения связующей способности ЛСТ, при этом, необходимо контролировать изменение скорости отверждения и влияние рассматриваемого воздействия на стабильность свойств лигносульфонатных связующих. Связующая способность ЛСТ оценивается по прочности на разрыв образца технологической пробы в соответствии с ТУ 13-0281036-05-04. Как правило, этот показатель для ЛСТ соответствует 0.4-0.6 МПа или 0.08-0.12 МПа/% связующего в смеси. Если проводить оценку по удельной связующей способности, то ЛСТ в значительной степени уступает другим связующим материалам (как правило, для традиционно применяющихся, так называемых - эффективных связующих, этот показатель соответствует 0.5-0.8 МПа/%, т. е. на порядок выше).

Для устранения указанных недостатков ЛСТ известно большое разнообразие методов обработки и различных технологических приёмов, однако на практике, в силу разных причин, эффективными оказались лишь несколько из них.

В силу ужесточающихся требований к технологическим процессам литья в аспектах обеспечения норм охраны труда и экологии в литейном производстве все более широко находят применение различные методы повышения технологических свойств связующих материалов, получившие название активации.

Термин активация, и производная от него активизация, происходит от латинского слова «*activus*», обозначающего деятельность. Он охватывает усиление механических, физических, химических и технических функций, свойств, процессов, действий и содержательно отождествляет: активацию, активизацию, активизаторы, активаторы, активизировать, активировать.

В практике активизация известна применительно как к металлическим материалам, так и к неметаллическим материалам с различным толкованием существа смысла. В одних случаях ее именуют модификацией, в других интенсификацией, в третьих – активизацией, улучшением. Как отмечает в своих работах Н.Х. Иванов - активация это воздействие, изменяющее свойства, но не меняющее состав предмета по существу.

Применительно к связующим материалам, в частности ЛСТ, термин «активация» характеризует улучшение их свойств в заданном направлении. При

этом происходит усиление их активности или реакционной способности, что приводит к повышению связующей способности.

Следует отметить, что терминология, связанная с процессами активации, еще не установилась окончательно. Вообще, в области литейного производства различные способы активации недостаточно разработаны и изучены. Поэтому в литейном производстве активация не играет той роли, которая соответствует ее значительным возможностям.

Появился целый ряд работ, посвященных вопросам активации связующих материалов. Одни из них освещают обработку связующих магнитными и электрическими полями, другие посвящены обработке ультразвуком, третьи охватывают воздействие вакуумированием, вибрацией, теплом и механическими активаторами, пятые описывают сочетания различных воздействий и т.д.

В связи с обилием работ, посвященных вопросам активации и различным направлениям ее развития, в литейном производстве делаются попытки классификации накопленного материала. Предложено в основу классификации положить способ обработки (воздействия) связующего материала. При этом все имеющиеся методы активации можно разделить на химические или реагентные и физические или безреагентные, а также комбинированные.

К химическим методам активации относятся такие методы, при которых в качестве активатора или модификатора применяются различные химические вещества.

К физической активации относятся методы воздействия различными полями (электрическим, магнитным, механическим и т.д.).

В комбинированной активации применяется сочетание химических и физических методов воздействия на связующие материалы.

Химическая активация или модифицирование, связана с химическим изменением связующего материала.

Выводы. Проведенный анализ и серии экспериментов установили:

- Наиболее эффективным способом повышения связующих лигно-сульфонатов являются химические методы или методы модифицирования, состоящие во введении в состав ЛСТ модификаторов, действие которых обеспечивает формирование трехмерной пространственной полимерной сетки.
- Целесообразно модифицирование применять в комбинации с другими методами обработки ЛСТ, поскольку в этом случае облегчается протекание процессов структурообразования результирующей конструкции образующейся полимерной матрицы.

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ БРИКЕТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ

Зорин Е. А., Пасечник С.Ю.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Конкуренция и усиление экологических требований, усложнение добычи и предварительной подготовки сырья – эти и другие факторы предъявляют всё более высокие требования к металлургической отрасли. Поэтому совершенствование традиционных и разработка новых технологий является необходимым условием устойчивого развития металлургии.

Ежегодно в металлургии образуется огромное количество пыли, шламов, шлаков, золы и других отходов.

Эти отходы содержат такие ценные вещества, как оксиды железа, магния, марганца, кальция, цинка, свинца, калия и натрия, а также углерод, соединения серы и т. д.

Шламы и пыль, образуются в металлургическом производстве от: печей прямого восстановления железа и доменного производства, агломерационных фабрик, мартеновских печей, конвертеров, электросталеплавильных печей.

Богатые и относительно богатые шламы и пыли можно использовать сразу для выплавки стали, но только после приведения их в компактное состояние [1].

Рассмотрим процесс получения брикетов из металлизированного сырья и шлама на примере.

Исходными материалами в данной работе являются: шлам получаемый, при очистке колошникового газ через скрубберы мокрой очистки и отходы металлизированного сырья. Связующим являлся водный раствор на основе поливинилацетата.

Одиночный монтажный пресс, предназначенный для монтирования образцов от (1,0...1,5 дюймов) (25...40 мм) в поперечном сечении.

Состав: шлам, мелочь, связующее – водный раствор на основе поливинилацетата. Сухая смесь и связующие перемешивалось в течении десяти минут.

Содержание связующего составляет 10,7 % от общей массы брикета. Форму покрывали силиконовым слоем смазки для того, чтобы брикет хорошо можно было удалить. Затем заполняли формы подготовленной смесью по 95 г и заполняли форму.

Затем прессовали и выдерживали под давлением в течение 5, 7 и 10 минут различные брикеты. В результате получались брикеты цилиндрической формы, размером диаметром 4 см и высотой 2 см представлены на рис. 1.



Рисунок 1 – Брикетты, спрессованные из металлизированной мелочи и шлама

Брикетты должны обладать достаточной прочностью для транспортировки и складирования. Поэтому провели исследования на их прочность с помощью гидравлического пресса рис. 2. Прикладывание нагрузки к отдельному металлургическому брикету с заданной скоростью и постепенным нарастанием нагрузки до начала разрушения брикета. Регистрируют максимальную нагрузку, при которой испытуемый брикет начинает разрушаться, брикет 5-минутный, после испытания на прочность по сжатию рис. 2.



Рисунок 2 – Пресс для проведения исследования брикеттов на сжатие

Прочность на сжатие определяется как среднеарифметическое результатов всех измерений.

Ударная прочность - это показатель, характеризующий хрупкость материала и способность материала не разрушаться, не давать трещин при ударах, оценивается количеством работы, которую нужно затратить на разрушение материала.

Максимально допустимая нагрузка напрямую зависит от времени изготовления брикета. Так десяти минутный брикет выдерживает нагрузку 2,6 тонны. А пяти минутному достаточно 1,70 тонны до первых трещин.

Испытания на ударную прочность проводят с целью проверки способности изделия противостоять разрушающему действию механических ударов, сохранять свои параметры; определить максимальное количество работы, необходимой для разрушения образца. Проверка способности изделия сохранять свои основные параметры в условиях действия механических ударов. Данный метод предназначен для испытания металлургических брикеттов.

Сущность метода – падение отдельно взятого брикета с высоты 2м на металлическую платформу, до начала его разрушения.

Результаты исследования представлены в рисунках 3 и 4.

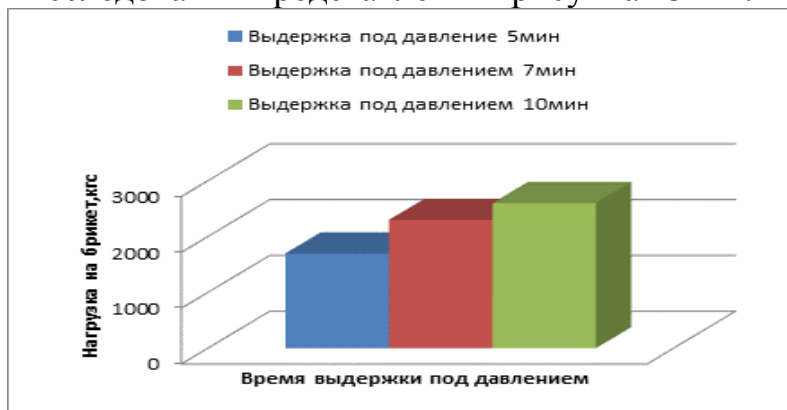


Рисунок 3 – Влияние времени выдержки под давлением на прочность (сжатие)

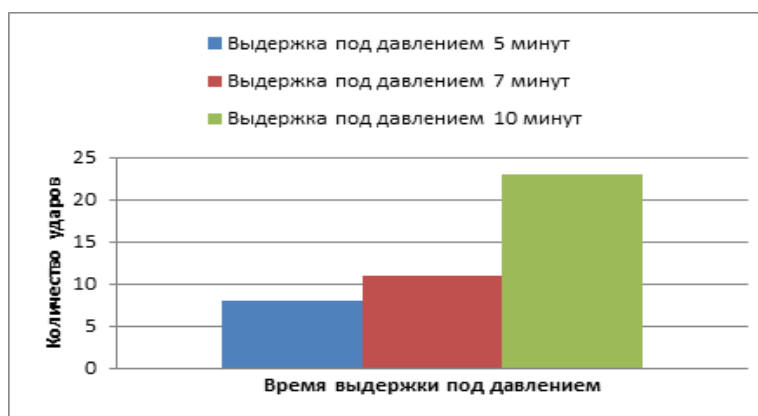


Рисунок 4 – Влияние времени выдержки под давлением на прочность (удар)

Из результатов данного эксперимента ясно, что наибольшей ударной прочностью обладают брикеты с выдержкой 10 минут под давлением.

Для реального производства предлагается производить брикеты холодным способом при выдерживании 10 минут под давлением 27...30 МПа при этом брикеты имеют форму цилиндра диаметром 4 см и высотой 2 см, плотностью 3750 кг/м³, ударной прочностью более 20 раз при сбрасывании на металлическую плиту с высоты 2 м, нагрузка на сжатие 2,6 Тс, содержание железа общего не менее 60 %; содержание диоксида кремния не более 7,0 %; Содержание серы не более 0,01 % [2].

Подводя итог стоит сказать, что при использовании метода холодного брикетирования можно уменьшить отрицательное воздействие отходов на окружающую среду и получить дополнительное использование этих отходов в металлургическом производстве, в этом случае большое количество переработанной руды возвращается в производство.

Литература:

1. Инновационные технологии: [Электронный ресурс] // URL: <https://sibac.info/studconf/natur/xxxix/47902>.

2. Брикет металлургический. Способ изготовления: [Электронный ресурс] // URL: http://briquet.ru/briquet_his.shtml.

ТЕХНОЛОГИЯ СВАРКИ ОГОЛОВКА БУРОНАБИВНОЙ СВАИ

Викторов Н.А., Гольцова М.В.

Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Буронабивные сваи используются для возведения фундаментов в условиях нестабильных (структурно-неустойчивых) грунтов. Следует отметить, что в Республике Беларусь такими грунтами являются водонасыщенные грунты, например, на юге страны [1]. В Российской Федерации к регионам с нестабильными грунтами относят регионы, занятые вечной мерзлотой (Восточная Сибирь и Забайкалье). Хотя Россия является крупнейшей страной мира, её географическое расположение таково, что вечной мерзлотой занято более 60% территории, что накладывает отпечаток на специфику ведения хозяйства в этих регионах [2].

Белорусское предприятие ОАО «Буровая компания «Дельта» занимается устройством буронабивных свай и свайных фундаментов уже в течение многих лет, поставляя в Российскую Федерацию буронабивные сваи для строительства фундаментов на вечной мерзлоте. Специалисты компании работают в Тюмени, на Урале, и других регионах Российской Федерации. Накоплен большой опыт производства продукции и сотрудничества с российскими коллегами. Это мощнейшее предприятие Беларуси, работающее в данной отрасли [3]. Целью данной работы является усовершенствование технологии сборки-сварки оголовка буронабивной сваи для предприятия ОАО «Буровая компания «Дельта».

Кратко, технология строительства заключается в следующем. Буронабивная установка должна высверлить отверстие в мерзлой земле, в который опускают арматурный каркас и заливают бетоном. Для того, чтобы бетон не успел замерзнуть в процессе заливки, используется бетон с присадками специальных составов. Бурение значительно упрощает процесс, так как раньше, для установки свай, грунт было необходимо оттаивать паром в течение нескольких месяцев. Ценность технологии состоит в том, что при проведении работ оказывается минимальное воздействие на грунт и здания, находящиеся в непосредственной близости от участка застройки.

Сборку-сварку оголовка буронабивной сваи, на которую впоследствии укладывают строительные плиты, осуществляют именно с помощью сварки. Схема сваи показана на рис. 1а, а схема ее оголовка – на рис. 1б.



Рисунок 1 – Схема буронабивной сваи (а) и ее оголовка (б)

Оголовок буронабивной сваи является тем элементом, на который впоследствии устанавливаются строительные плиты. От точности его сборки зависит точность всей последующей строительной конструкции. Сборку оголовка буронабивной сваи осуществляют с помощью сварки.

Анализ действующей технологии изготовления оголовка сваи показал, что можно внести ряд технологических решений, которые должны уменьшить трудоёмкость изготовления, уменьшить время на изготовление одного оголовка сваи и повысить качество продукции. Рассмотрим технологию сварки и варианты ее усовершенствования подробнее.

Свариваемый материал. Материал, используемый для изготовления оголовка сваи – сталь марки 09Г2С, конструкционная низколегированная обыкновенного качества, морозостойкая, с содержанием легирующих элементов не более 2,5%. Она не имеет ограничений в свариваемости (сварку можно производить без предварительного подогрева металла), не флокеночувствительна и не склонна к отпускной хрупкости.

Способ сварки. В используемой ныне технологии изготовления оголовка сваи используется способ дуговой сварки по ГОСТ 5264-80. Этим способом выполняют основные сварные соединения, а именно потолочный шов пластины к трубе и вертикальный и потолочный швы центрирующих косынок к трубе и пластине.

Однако наиболее выгодным способом сварки стали 09Г2С для оголовков свай является механизированная сварка по ГОСТ 14771-76 в смеси CO₂+Ar, поскольку производительность сварки в смеси газов в 3-5 раз выше, чем при ручной сварке покрытыми электродами, а стоимость наплавки 1 кг металла при сварке в смеси газов в 2-2,5 раза меньше, чем при ручной сварке. Логично, что изменение способов сварки влечет за собой изменение сварочного оборудования и сварочных материалов.

Оборудование и сварочные материалы. Принцип работы оборудования для механизированной дуговой сварки основан на применении устройства, производящего подачу электродов по мере сгорания и обеспечивающего устойчивое горение дуги. Вместо отдельных коротких электродов, применяемых в процессе ручной сварки, при механизированной сварке используется электродная проволока большой длины, в мотках или бухтах, сматываемая электродвигателем установки и подаваемая в зону дуги по мере её плавления. В качестве основного сварочного оборудования можно выбрать полуавтомат сварочный ВД-506ДК, поскольку его можно использовать как для автоматической, так и для механизированной сварки. Сварочная проволока Св-08ГС-О с медным покрытием обеспечит высокие сварочно-технологические характеристики процесса и хорошие механические свойства сварного соединения конструкции.

Свариваемая конструкция. Анализ действующей конструкции оголовка сваи показал, что наличие специальных косынок, центрирующих рабочую плиту, увеличивает трудоёмкость изготовления сваи. Изначально убрать косынки не представлялось возможным, т.к. они позволяли избежать погрешности кривизны шнека. Поэтому на ОАО «Буровая компания «Дельта» был разработан

специальный «центратор» – механизм, благодаря которому проводится центрирование сваи относительно рабочей плиты. Использование центратора позволяет проводить сварку конструкции без дополнительных затрат на приваривание центрирующих косынок.

Благодаря центратору удалось предотвратить смещения шнека. Это произошло благодаря тому, что шнек проходит через центратор без смещения по всей оси своего вращения. Из-за того, что шнек не смещается по всей своей оси, шнек забуривает скважину ровно, что позволяет опустить трубу без смещения от нужной точки. Таким образом, оголовок сваи устанавливается в допустимых размерах, и косынки становятся не нужны. Это удешевляет производство оголовка сваи, за счет меньших затрат на материалы.

Рассчитанные параметры сварных швов, соединяющих элементы конструкции, представлены в таблице 1. Рассчитанные режимы сварки представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Параметры сварных швов, соединяющих элементы конструкции



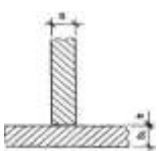
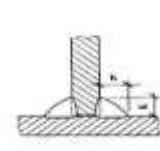


№ п/п	Свариваемые детали	Условное обозначение сварного соединения	Конструктивные элементы		Длина шва, мм	Площадь поперечного сечения сварного шва, мм	Количество проходов
			кромки свариваемых деталей	шва сварного соединения, мм			
С косынками							
1	Труба сваривается с пластиной	T1Δ6			1338	24,3	1
2	Косынки свариваются с трубой	T3Δ6			3200	48,6	2
С использованием центратора							
1	Труба сваривается с пластиной	T1 Δ6			1338	24,3	1

Таблица 2 – Режимы сварки

С косынками							
№	Условное обозначение сварного соединения	Диаметр электрода, $d_э$	Сварочный ток $I_{св}$	Напряжение на дуге, U	Скорость сварки, $V_{св}$	Расход электродов кг	
1	T ₁	3	179	30	16,2	0,4	
2	T ₃	4	100	26	9	1,92	
С центратором							
№	Условное обозначение сварного соединения	Диаметр электрода, $d_э$	Сварочный ток $I_{св}$	Напряжение на дуге, U	Скорость сварки, $V_{св}$	Расход эл. проволоки, кг	Расход смеси $G_{CO_2 + Ar}$ кг
3	T ₁	1,2	255	33	25,4	0,332	0,578

В заключение необходимо отметить, что вследствие особенностей бетона, составляющего основу буронабивных свай, гарантийный срок службы свай может достигать 100 лет, что гарантируется предприятием «ОАО «Буровая компания «Дельта». При этом, экономические расчеты показали, что предлагаемый вариант изменения технологии сварки оголовка буронабивной сваи позволяет снизить себестоимость производимой продукции, повысить рентабельность производства, сократить длительность сварочных операций и уменьшить вес конструкции.

Литература:

1. Гладкая, П. А. Грунтовые толщи Беларуси, как основания зданий и сооружений / П. А. Гладкая, П. Л. Малафеевская, Д. А. Черняк; науч. рук. Г. А. Колпашников // Актуальные проблемы геотехники, экологии и защиты населения в чрезвычайных ситуациях : материалы 74-й студенческой научно-технической конференции : секция "Геотехника и экология в строительстве", 25 апреля 2018 года / редкол.: В. А. Сернов, Т. В. Тронда. – Минск : БНТУ, 2018. – С. 10-13.
2. <https://www.rosreserv.ru/>
3. <https://www.bkdelta.by/ru/articles/vtoroy-raz-podryad-otkrytoe-akcionernoe-obshchestvo-burovaya-kompaniya-delta-stalo>

ПРОБЛЕМЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОКОМПОЗИТНЫХ СВЯЗУЮЩИХ НА ОСНОВЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ЛИГНИНА И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Свинороев Ю.А.¹, Батышев К.А.², Деев В.Б.³

¹Луганский национальный университет им. В.Даля, г. Луганск, ЛНР

²Московский государственный технический университет им. Н.Э. Баумана, г. Москва, Российская Федерация

³Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

Литейная форма занимает центральное место в технологическом процессе производства отливки, вопрос материалов из которых она изготавливается неизменно является ключевым, поскольку от этого зависит качество конечной продукции (отливок), ее себестоимость, санитарно-гигиенические условия работы в литейном цеху, экологическая обстановка в районе размещения предприятия. Вопрос материалов литейной формы предопределяет комплекс вопросов жизнеспособности производства.

Доминирование смоляных связующих материалов, на данном этапе развития литейного производства, объясняется их технологичностью, приближенной к идеальной, способностью реализовывать самые сложные формы и конфигурации форм и стержней и производить, таким образом, сколь угодно сложные отливки. Примером этому являются отливки разнообразных элементов автомобильных, и не только, двигателей.

В то же время, применяемые смоляные связующие, Alphaset процесс, в производстве литейных форм, и Cold-Box Amin процесс, в производстве стержней, имеют высокую стоимость связующих (3,5-5,0 евро за кг.) и являются опасными в использовании. Согласно директиве еврокомиссии по вопросам экологии и охраны окружающей среды смолы на фенольной основе должны быть изъяты из производственных процессов в странах ЕС до 2020г., и заменены альтернативными материалами, не содержащими высокотоксичных канцерогенных веществ [1]. В частности, в документе говорится, что содержание фурфуроилового спирта в составе связующего не должно превышать 30%, при оптимальном его содержании, для обеспечения требуемой прочности, в 70-80%. Этот императив предопределяет поиск альтернативных решений.

Для России, помимо высокой стоимости экологических требований, стоит проблема импортозамещения. Основным производителем литейных связующих в РФ является химический комбинат, совместное российско-немецкое предприятие «Уралхимпласт – Хюттенес Альбертус» (УСР-НА), начавшее свою деятельность в 2013 году [2]. Согласно данным Российской ассоциации литейщиков, указанное предприятие может полностью удовлетворить потребности отечественного литейного производства, но на основе импортного (немецкого) исходного сырья [3]. Доля импорта в структуре сырья, для производства смол, данного предприятия составляет 100%. Такое состояние дел, в сложившихся

для России сложных внешнеполитических обстоятельствах, является неприемлемым. Актуальна задача поиска альтернатив, причем, как для российских, так и для европейских литейщиков.

Цель работы. Рассмотреть возможность применения в качестве альтернативы, хотя бы в отдельном сегменте применения (мелкие и средние стержни для чугунного и алюминиевого литья) материалов на основе технического лигнина, на примере технических лигносульфонатов (ЛСТ).

Основные результаты работы.

Лигнинные материалы, можно рассматривать как типичный биокompозитный материал. Применение подобного рода материалов, является набирающим силу направлением. Цитата из отчета Министерства энергетики США [4]: *«...1,3 миллиарда тонн биомассы ежегодно доступно для промышленного использования в Соединенных Штатах. Это количество биомассы может потенциально произвести 130 миллиардов галлонов жидкого транспортного топлива (этанол, смешанные спирты, зеленый бензин, биодизель и зеленый дизель)...Значительные новые технологические разработки в этой области необходимы, чтобы максимизировать производство и захватить ресурсы. ...одного и того же ресурса (технического лигнина) достаточно по размеру, чтобы поставлять практически все сырье, необходимое для химической промышленности США».*

Технический лигнин может стать альтернативой для разработки новых связующих материалов. Его отличительные черты: доступность на рынке, производство из возобновляемого сырья; низкая стоимость, не склонность к удорожанию; экологическая чистота.

В то же время, технические лигносульфонаты (ЛСТ), как наиболее распространенные представители технического лигнина, в настоящее время, практически полностью вытеснены из литейного производства России. Причин две: неудовлетворительное качество, не отвечающее современным требованиям и успешная маркетинговая политика иностранных компаний по продвижению своего технологического оборудования на российский рынок. Покупка оборудования, сопровождается обязательным регламентом его эксплуатации, где указывается номенклатура материалов, которые могут на нем применяться. Не соблюдение регламента, чревато санкциями, против предприятия, в виде снятия оборудования с технического обслуживания и отказ в консультациях по его использованию. В номенклатуре материалов не указаны отечественные материалы!

Неудовлетворительное качество ЛСТ состоит в нестабильности свойств, низкой связующей способности, длительности цикла отверждения, что в совокупности, при использовании конвективной сушки могло приводить к 50-60% брака стержней, что является неприемлемым.

Исследования и результаты, достигнутые в их итоге, позволяют говорить о том, что основные трудности могут быть преодолены.

Проблемы стабильности и повышения прочности свойств решаются подбором модификаторов [5,6], см. рис. 1, и рис. 2.

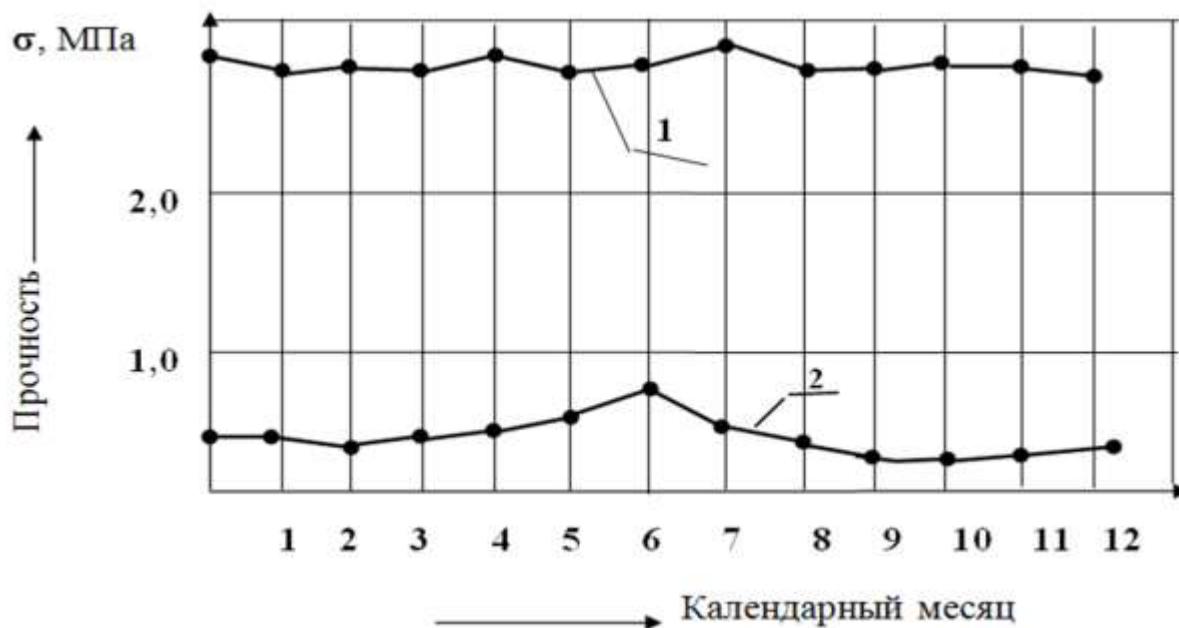


Рисунок 1 - Стабильность связующей способности композиций ЛСТ при проверке в течение календарного года:
1 – композиция ЛСТ – НПАВ, 2 – ЛСТ (без какой-либо обработки)

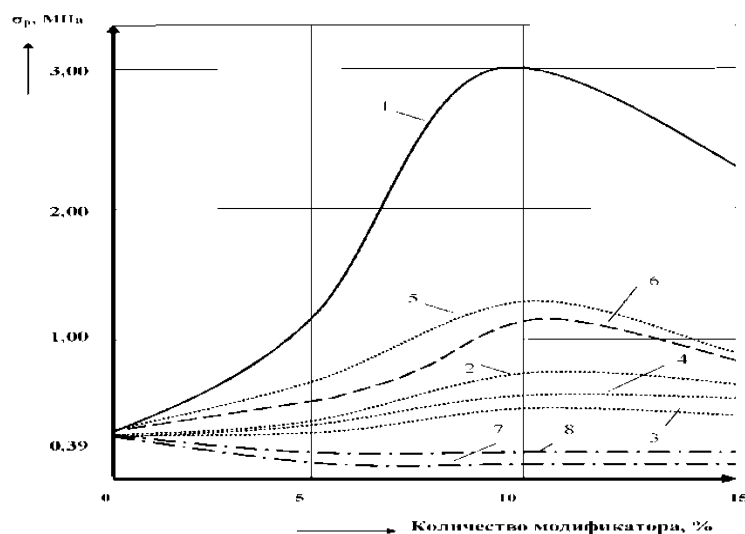


Рисунок 2 - Показатели действия веществ различных классов (кислоты, соли, щелочи) на связующую способность ЛСТ, кривые: 1. – неионогенные поверхностноактивные вещества (НПАВ); 2. - соляная кислота; 3.- серная кислота; 4.- азотная кислота; 5.- сульфоновая кислота; 6- сульфат аммония (12% водный раствор); 7- раствор едкого кали; 8 – раствор едкого натрия.

Длительность цикла отверждения может быть существенно сокращена, за счет использования продувных технологий, в частности, отверждения заформованного в стержневом ящике стержня, с последующей продувкой горячим

воздухом (см. рис. 3.) и извлечением готового стержня. За 50 сек., достигается требуемая прочность.

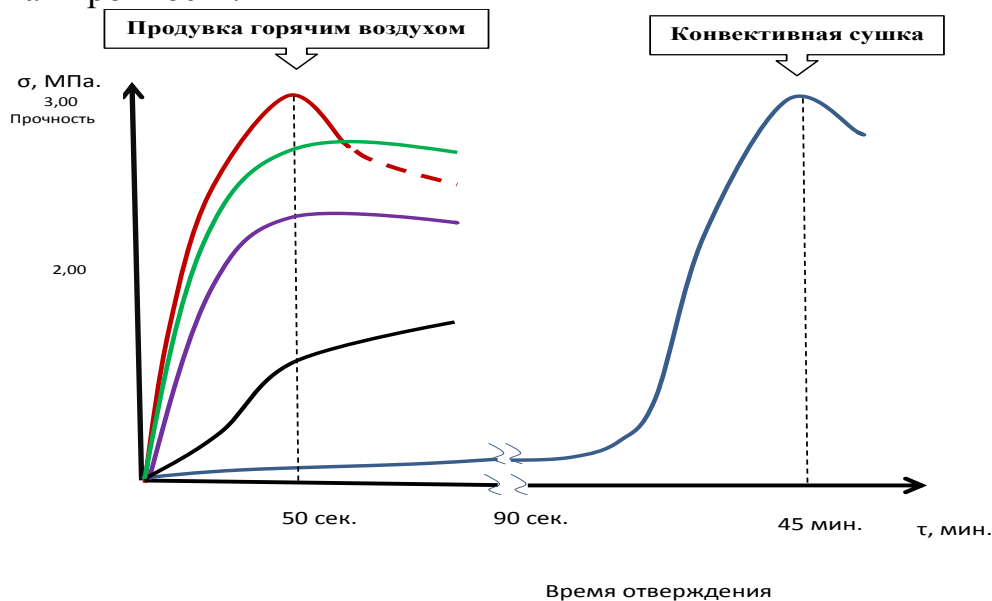


Рисунок 3 - Возможности обеспечения прочности связующих композиций на ЛСТ, при разных способах отверждения

Выводы. Представленные материалы исследований показывают принципиальную возможность использования технических лигносульфонатов в качестве исходного сырья для создания современных связующих материалов. Разработка требует адекватного технологического обеспечения для реализации лигнин-процессов.

Литература:

1. The Directive of the European Parliament and Council of the 24-th November 2010 concerning industrial emissions (2010).
2. Информационный ресурс: «Hüttenes-Albertus », Германия, адрес доступа: <http://www.huettenes-albertus.ru/>
3. Дибров, И.А. О проведении XIII международного съезда литейщиков и международной выставки «Литье - 2017» 19-21 сентября 2017 г., Челябинск / И.А.Дибров // Литейщик России. – 2017. - №10. – С. 7-14.
4. Информационный ресурс: <https://www.energy.gov/>
5. Свинороев, Ю.А. О потенциале применения лигносульфонатов в качестве связующих для технологических процессов литья./ Ю.А. Свинороев, Р. Бэр, Ю.И. Гутько // Литейное производство, - 2016. - №12. - С.23 — 26.
6. Yu. Svinoroev, V. Kostrub, O. Klimova New ecological binder materials based on vegetative raw aterials processintg products/Teka commission of motorization and power industry in agriculture Lublin university of technology Volodymyr Dal East-Ukrainian national university of Lugansk, Volume XB, Lubin 2010 - p. 227 – 231.

ЛИТЕЙНЫЙ СВЯЗУЮЩИЙ МАТЕРИАЛ НА ОСНОВЕ ТЕХНИЧЕСКИХ ЛИГНОСУЛЬФОНАТОВ

Свинороев Ю.А., Рябичев В.Д., Гутько Ю.И.
Луганский национальный университет им. В.Даля
г. Луганск, ЛНР

Введение. Литейное производство является сложным многоступенчатым технологическим комплексом. Его эффективная работа по выпуску качественных отливок определяется совокупным результатом по каждому из технологических этапов, наиболее ответственным из которых является изготовление формы.

Цель работы состояла в исследовании возможностей повышения ресурсоэффективности технологий литья за счет применения в качестве литейных связующих материалов на основе технических лигносульфонатов (ЛСТ). Её реализация требовала решения задач комплексной оценки применения ЛСТ учитывающей технологические, экономические и экологические аспекты.

Результаты исследований.

Широко распространенные, в настоящее время, в литейном производстве смоляные связующие, в большинстве случаев, не отвечают предъявляемым требованиям экологической безопасности, а жидкое стекло, как потенциальная их альтернатива, очень часто не удовлетворяет условиям технологичности.

Подобные трудности стоят перед литейными предприятиями Германии, где доминируют синтетические смолы на фенольной основе, которые являются главными источниками загрязнения окружающей среды.

Наиболее эффективными оказались модификаторы, включающие сочетания неионогенных поверхностно активных веществ (НПАВ) с некоторыми минеральными кислотами. В этих случаях наблюдалось возрастание связующей способности с 0,3 – 0,4 МПа до 3,0 МПа и выше, при этом отверждение композиции при комбинированном использовании термической активации (380-400⁰С) сокращалось с 12 – 15 мин, до 1 – 3 мин.

На этой основе разработан и предложен к использованию новый связующий материал, который позволяет снизить в составе стержневой смеси содержание связующих (КО, УСК), являющихся источником вредных выбросов на этапах техпроцесса с 3,5 – 4,5 до уровня 0,5 – 0,8%, т. е. в 5-7 раз.

Результативность перехода на применение ЛСТ вместо использования масляных материалов (замена связующего КО или УСК), будет содержанием повышения ресурсоэффективности технологических процессов литья. Все это будет включать: технологическую эффективность, непосредственно расчетный экономический эффект и экологическую эффективность.

Технологическая эффективность будет определяться по результатам увеличения связующей способности, и обеспечения технологичности производства отливок (увеличение сроков и упрощение режимов хранения, снижение цикла

отверждения, улучшение технологических показателей смесей в процессе их приготовления).

Экономическая эффективность определяется за счет ценовой разницы между ЛСТ и масляными связующими КО или УСК.

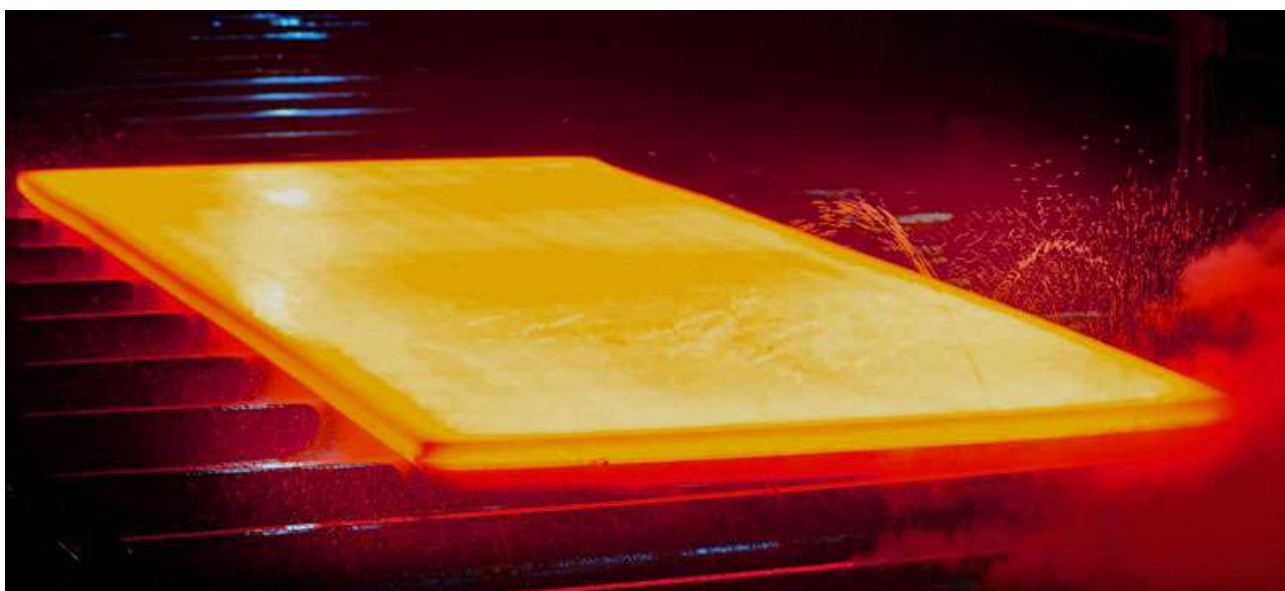
Характеристики повышения ресурсоэффективности литейной технологии показаны на примере производства мелкого фасонного литья за счет использования ЛСТ (табл. 1).

Таблица 1 - Характеристики повышения эффективности технологии производства мелкого фасонного литья за счет использования ЛСТ

Направление		
Технологическая эффективность, за счет улучшения показателей качества связующего материала (ЛСТ)		
Показатели качества	до обработки	после обработки
Абсолютный показатель прочности, МПа	0,3 - 0,5	2,5 - 3,0
Удельный показатель прочности, МПа/%	0,05 – 0,07	0,5 – 0,7
Эффект увеличения связующей способности, кратность	в 7 - 10 раз	
Сравнение с конкурентами: удельный показатель прочности для конкурирующих марок связующих материалов, МПа/%	КФ-МТ: 0,7 - 1,0 КО: 0,5 - 0,7 УСК: 0,5 - 0,7	

Выводы. В результате перехода на использование связующих на основе ЛСТ в технологических процессах литья на примере производства мелкого чугунного фасонного литья можно добиться повышения ресурсоэффективности технологии за счет улучшения технологических, экономических и экологических показателей.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА МАРТЕНСИТНО-СТАРЕЮЩЕЙ СТАЛИ ЭП637

Кувшинов М.О., Хлыбов А.А.

Российский Федеральный Ядерный центр -

Всероссийский научно-исследовательский институт экспериментальной физики
г. Саров, Нижегородская обл., Российская Федерация

В связи с возрастающими требованиями, предъявляемыми к конструкционным материалам, увеличением уровня рабочих напряжений особенно остро стоит вопрос о повышении конструктивной прочности изделий и, в частности, характеристик надежности. В промышленности успешно используются низкоуглеродистые мартенситно-стареющие (МСС) стали с уровнем прочности выше 2000 МПа на Fe-Ni-Co-Mo основе и выше 1350 МПа на основе системы Fe-Cr-Ni, которые благодаря уникальному сочетанию механических свойств и технологичности получили известность для широкой номенклатуры изделий [1–3]. Однако при тяжело нагруженных условиях эксплуатации, когда необходима гарантия надежности и долговечности, запас пластичности и вязкости может оказаться недостаточным, и поиск новых путей его повышения актуален.

Повышение долговечности деталей машин методом поверхностного пластического деформирования (ППД) широко используется в промышленности для повышения качества поверхностей деталей.

К числу распространенных методов поверхностного пластического деформирования относится ультразвуковое поверхностное пластическое деформирование. Сущность ультразвуковой обработки заключается в воздействии на упрочняемую поверхность стального или твердосплавного индентора, прижатого к ней и вибрирующего с ультразвуковой частотой. В контакте инструмента и детали возникают высокие локальные напряжения. Ультразвуковой инструмент пластически деформирует поверхность импульсно и многократно незначительной статической силой при отсутствии трения качения. Среднее давление, создаваемое в поверхностном слое детали, в 3 - 9 раз меньше, чем при других способах поверхностного пластического деформирования. Большая доля энергии непосредственно затрачивается на искажение кристаллической решетки. Физическая природа, характеризующая процесс ультразвуковой ударной обработки, достаточно сложна и связана с такими явлениями, как удар, деформация, поверхностное трение и адгезионные явления, диссипация и преобразование механической энергии удара в тепло, колебания с частотой возбуждающей силы, волновые процессы и др.

Упрочнение и формирование поля остаточных напряжений в процессе ультразвуковой ударной обработки изделия является результатом комплексного воздействия на материал мощных колебаний с частотой ультразвука и собственно пластического деформирования поверхностного слоя вследствие многократных периодических ударов инструмента.

Целью работы было повышение эксплуатационных характеристик конструкционных металлических материалов за счет изменения физико-механических свойств поверхностных слоев при ультразвуковой обработке изделий из обрабатываемых материалов. При достижении поставленной цели решается ряд задач: исследуется механизм влияния ультразвука на структуру и свойства МСС, выводятся корреляционные зависимости между акустико-технологическими параметрами и физико-механическими свойствами приповерхностных слоев металлов и сплавов, решаются вопросы экспресс контроля состояния поверхностного слоя, разрабатываются практические рекомендации по оптимизации технологии ультразвуковой обработки.

В рамках настоящей работы проведены теоретические и экспериментальные исследования влияния ультразвуковой обработки на структуру и свойства МСС. В результате теоретических исследований изучен механизм формирования микро- и наноструктуры в поверхностных слоях, механизм формирования поля остаточных напряжений, выявлены ключевые преимущества ультразвуковой обработки.

Металлографическими методами исследована микроструктура стали, методами электронной микроскопии исследована тонкая структура стали ЭП637. Методами рентгеноструктурного анализа проведена оценка остаточных макро-напряжений после ультразвуковой обработки. Исследования механических характеристик (износостойкость, микротвердость, усталостная прочность) подвергнутых ультразвуковой обработке образцов позволяют определить потенциал повышения эксплуатационных характеристик МСС после ультразвукового воздействия.

В результате выполнения работы установлены:

- закономерности влияния акустико-технологических параметров ультразвуковой обработки на изменение геометрических и физико-механических свойств поверхностных слоев изделий.

- выявлены механизмы поверхностного пластического деформирования при обработке ультразвуковым инструментом и особенности изменения тонкой структуры металлов,

- проанализированы различные схемы ультразвукового упрочнения;

- установлена связь между изменениями структуры, шероховатости и напряженного состояния, с одной стороны и параметрами обработки с другой.

- разработана методика оценки механических характеристик на основе акустических измерений.

Литература:

1. *Перкас, М. Д.* Высокопрочные мартенситно-старяющие стали / М. Д. Перкас, В. М. Кардонский. – М.: Металлургия, 1971. – 224 с.
2. *Потак, Я.Н.* Высокопрочные стали. – М.: Металлургия, 1972. – 208 с.
3. *Шалькевич, А.Б.* «Мартенситно-старяющая сталь ВКС-180 – перспективный материал для двигателей ГТД» / А.Б. Шалькевич, Е.С. Маркова, Н.Г. Покровская. - ФГУП «ВИАМ», 2010. – 115 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДАВЛЕНИЯ ПРИ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ ПРОКАТКЕ СКОМПАКТИРОВАННЫХ СПЕЧЕННЫХ ЗАГОТОВОК

Олизаренко Е.В., Шульгин А.В.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Для расчета режима прокатки полос толщиной свыше 20 мм применяется круговая модель контакта полосы и валков. При круговой модели прокатки очаг деформации ограничивается дугой валка (рис. 1).

Составим уравнение равновесия

$$(\sigma_x + d\sigma_x)(z + dz) - \sigma_x z - \sigma_z \frac{dx}{\cos \gamma} \sin \gamma \pm \sigma_z f \frac{dx}{\cos \gamma} \cos \gamma = 0$$

и после преобразований получим

$$d\sigma_x z + \sigma_x dz - \sigma_z \operatorname{tg} \alpha_x dx \pm \sigma_z f dx = 0.$$

Применим условие пластичности

$$a_1 \sigma_z - a_2 \sigma_x = a_0 \sigma_T,$$

тогда

$$d\sigma_x = [a_1/a_2] d\sigma_z \text{ и } \sigma_x = a_1/a_2 \cdot \sigma_z - a_0 \sigma_T.$$

С использованием наших зависимостей и учитывая, что $\operatorname{tg} \alpha_x = dz/dx$, получим

$$z \frac{a_1}{a_2} \frac{d\sigma_z}{dx} + \sigma_z \left[\operatorname{tg} \alpha_x \left(\frac{a_1}{a_2} - 1 \right) \pm f \right] - a_0 \sigma_T \operatorname{tg} \alpha_x = 0.$$

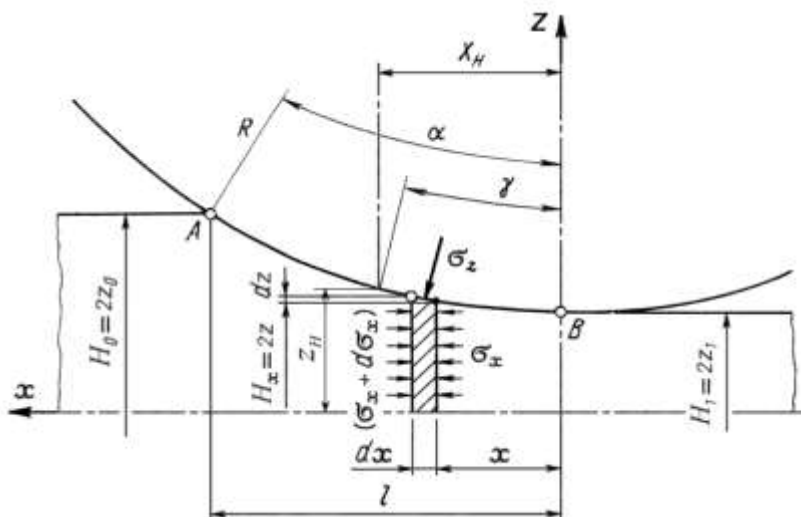


Рисунок 1- Круговая модель контакта валков и полосы

Знак "+" применяется для зоны отставания, соответственно, знак "-" для зоны опережения.

При разделении переменных для зоны отставания принимаем, что угол α_x будет средним между углами α и γ или $\operatorname{tg} \alpha_x = \operatorname{tg} \varphi_1 = \operatorname{tg} [(\alpha + \gamma)/2]$.

Разделяем переменные и устанавливаем для зоны отставания

$$\frac{a_1}{a_2} \int \frac{d\sigma_z}{\left[a_0 \sigma_{T om} \operatorname{tg} \varphi_1 - \sigma_z (a_1/a_2 - 1 + f) \right]} = \int \frac{dx}{z}.$$

После замены окружности дугой $z = H_1/2 + x^2/2R$ и интегрирования получим

$$\begin{aligned} & -\frac{a_1/a_2}{a_1/a_2 - 1 + f} \ln \left[a_0 \sigma_{T om} \operatorname{tg} \varphi_1 - \sigma_z (a_1/a_2 - 1 + f) \right] = \\ & = \sqrt{R/H_1} \cdot \operatorname{arctg} \left(x/\sqrt{H_1 \cdot R} \right) + C. \end{aligned}$$

При $x = l = \sqrt{H_0 R \varepsilon}$ напряжение $\sigma_z = \xi_0 \sigma_{T0}$, что определяет постоянную C

$$\begin{aligned} C = & -\frac{a_1/a_2}{a_1/a_2 - 1 + f} \ln \left[a_0 \sigma_{T om} \operatorname{tg} \varphi_1 - \xi_0 \sigma_{T0} (a_1/a_2 - 1 + f) \right] - \\ & - \sqrt{R/H_1} \cdot \operatorname{arctg} \sqrt{\varepsilon/(1-\varepsilon)}. \end{aligned}$$

Подставив константу в решение, установим относительное давление в зоне отставания:

$$\begin{aligned} \bar{\sigma}_{z om} = & \left\{ \left[\xi_0 (1 + f - a_1/a_2) - a_0 K_{om} \operatorname{tg} \varphi_1 \right] \times \right. \\ & \times e^{\left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) \frac{a_2}{a_1} \sqrt{\frac{R}{H_1}} \left(\operatorname{arctg} \sqrt{\frac{\varepsilon}{1-\varepsilon}} - \operatorname{arctg} \frac{x}{\sqrt{H_1 R}} \right)} - a_0 K_{om} \times \\ & \left. \times \operatorname{tg} \varphi_1 \right\} / \{1 + f - a_1/a_2\}. \end{aligned}$$

Для зоны опережения интегрируем дифференциальное уравнение:

$$\frac{a_1}{a_2} \int \frac{d\sigma_z}{\left[a_0 \sigma_{T on} \operatorname{tg} \varphi_2 + \sigma_z (1 + f - a_1/a_2) \right]} = \sqrt{\frac{R}{H_1}} \operatorname{arctg} \frac{x}{\sqrt{H_1 R}}.$$

Решением этого уравнения при условии, что $\operatorname{tg} \varphi_2 = \operatorname{tg} (\gamma/2)$, будет

$$\begin{aligned} & \frac{a_1/a_2}{1 + f - a_1/a_2} \ln \left[a_0 \sigma_{T on} K_{on} \operatorname{tg} \varphi_2 + \sigma_z (1 + f - a_1/a_2) \right] = \\ & = \sqrt{R/h_1} \cdot \operatorname{arctg} \left(x/\sqrt{H_1 R} \right) + C. \end{aligned}$$

При $x = 0$ давление $\sigma_z = \xi_1 \sigma_{T0} K_\varepsilon$, откуда определяется константа C и относительное давление в зоне опережения

$$\begin{aligned} \bar{\sigma}_{z on} = & \left\{ \left[a_0 K_{on} \operatorname{tg} \varphi_2 + \xi_1 K_\varepsilon (1 + f - a_1/a_2) \right] \times \right. \\ & \left. \times e^{\left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) \frac{a_2}{a_1} \sqrt{\frac{R}{H_1}} \operatorname{arctg} \frac{x}{\sqrt{H_1 R}} - a_0 K_{on} \operatorname{tg} \varphi_2} \right\} / \{1 + f - a_1/a_2\}. \end{aligned}$$

В нейтральном сечении давление определится координатой $x = x_H$. С этой

целью приравняются давления на участках отставания и опережения

$$\begin{aligned} \bar{\sigma}_{z.H} = & \left\{ \left[\xi_0 \left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) - a_0 K_{om} \operatorname{tg} \varphi_1 \right] \times \right. \\ & \times e^{\left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) \frac{a_2}{a_1} \sqrt{\frac{R}{H_1}} \left(\operatorname{arctg} \sqrt{\frac{\varepsilon}{1-\varepsilon}} - \operatorname{arctg} \frac{x_H}{\sqrt{H_1 R}} \right) - a_0 K_{om} \times} \\ & \times \operatorname{tg} \varphi_1 \left. \right\} / \left\{ 1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right\} = \left\{ \left[a_0 K_{on} \operatorname{tg} \varphi_2 + \xi_1 K_\varepsilon \left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) \right] \times \right. \\ & \times e^{\left(1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right) \frac{a_2}{a_1} \sqrt{\frac{R}{H_1}} \operatorname{arctg} \frac{x_H}{\sqrt{H_1 R}} - a_0 K_{on} \operatorname{tg} \varphi_2} \left. \right\} / \left\{ 1 + f - \frac{a_1}{a_2} \right\}. \end{aligned}$$

Из уравнения определяются координаты нейтрального сечения.

Проиллюстрируем полученное решение на примере горячей прокатки ($f = 0,3$) полосы из скомпактированного спеченного железного порошка ПЖР 3.200.28 с размерами $80 \times 80 \times 400$ мм (толщина, ширина, длина) и обжатием 30% на стане Дуо 500 без натяжения ($\xi_0 = \xi_1 = 1,0$). Последовательно рассчитываются:

угол захвата $\alpha = 0,31$ ($17,75^\circ$),

длина дуги захвата (очага деформации) $l = 77,46$ мм,

конечная высота полосы при обжатии 30% $H_1 = H_0(1 - \varepsilon) = 56$ мм.

В соответствии с данными для двуххордовой модели вначале принимаем $z_0/z_H = 1,381$, затем методом итерации $z_0/z_H = 1,371$, тогда $z_H = 29,18$ мм, далее вычисляем: нейтральный угол

$$\begin{aligned} \gamma &= \arccos(1 - [z_H - z_1]/R) = 5,569^\circ \text{ и} \\ \operatorname{tg} \varphi_1 &= \operatorname{tg}[(\alpha + \gamma)/2] = 0,206; \operatorname{tg} \varphi_2 = \operatorname{tg}(\gamma/2) = 0,049. \end{aligned}$$

Расстояние до нейтрального сечения $x_H = 24,26$ мм и относительная координата нейтрального сечения $x_H/l = 0,313$.

Далее вычисляются коэффициенты упрочнения при обжатии в нейтральном сечении, когда $\varepsilon_H = 1 - z_H/z_0 = 0,271$.

По коэффициенту упрочнения в нейтральном сечении

$$K_H = 1,74\varepsilon_H + 1 = 1,472$$

определяется средний коэффициент упрочнения в зоне отставания

$$K_{om} = [1 + K_H]/2 = 1,236,$$

а по конечному коэффициенту упрочнения после деформации

$$K_\varepsilon = 1,74\varepsilon + 1 = 1,522$$

определяется средний коэффициент упрочнения в зоне опережения

$K_{on} = [K_H + K_\varepsilon]/2 = 1,497$. Для порошка ПЖР 3.200.28 коэффициенты по-

риности: $a_0 = 0,049$; $a_1 = 0,588$; $a_2 = 1,0$. Соответственно, давления:

для зоны отставания:

$$\bar{\sigma}_{от.н} = \left\{ \left[1,0(1 + 0,3 - 0,588/1,0) - 0,049 \cdot 1,236 \cdot 0,206 \right] \times \right. \\ \left. \times e^{\left(1 + 0,3 - \frac{0,588}{1,0} \right) \frac{1,0}{0,588} \sqrt{\frac{250}{56}} \left(\arctg \sqrt{\frac{0,3}{1 - 0,3}} - \arctg \frac{24,26}{\sqrt{56 \cdot 250}} \right)} \right. \\ \left. - (0,049 \cdot 1,236 \cdot 0,206) \right\} / (1 + 0,3 - 0,588/1,0) = 2,565,$$

для зоны опережения $\bar{\sigma}_{оп.н} = 2,555$.

Отличие $\bar{\sigma}_{от.н}$ и $\bar{\sigma}_{оп.н}$ менее 1%. По принятому нами алгоритму вычисляется среднее напряжение $\bar{\sigma}_{ср} = 1,78$.

Ниже, в табл. 1, приведены для сравнения деформационные и силовые параметры прокатки указанной полосы, определенные по различным методикам.

Таблица 1- Сравнение различных методик расчета деформационных и силовых параметров прокатки спеченной железной полосы 40x40x400мм при обжатии 30%

Модель	$z = \frac{z_0}{z_n}$	γ , град	$\frac{x_n}{l}$	$\bar{\sigma}_{от.н}$ или $\bar{\sigma}_{оп.н}$	$\bar{\sigma}_{ср}$
Однохордовая	1,281	9,22	0,517	2,294	1,782
Двуххордовая	1,381	5,226	0,294	2,289	1,718
Круговая	1,371	5,569	0,313	2,560	1,780

Анализ результатов показывает, что погрешность определения среднего давления прокатки спеченной заготовки по разным методикам не превышает 3,6%. По положению нейтрального сечения круговая и двуххордовая модели различаются не более чем на 3...6%, однохордовая отличается от них на 40%.

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., Морозов Ю.А., Шульгин А.В. В сборнике: Новые технологии и проблемы технических наук Сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции. 2015. С. 46-50.
3. Кохан, Л.С. Силовые характеристики выдавливания фигурных объемных полостей в металле / Л. С. Кохан [и др.] // Технология металлов. - 2015. - № 3. - С. 9-11.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КАЛИБРОВОК ДЛЯ ШТАМПОВКИ И ПРОКАТКИ КОЛЕС $\varnothing 965$ ММ С 2-Х РАДИУСНЫМ ДИСКОМ

Вильданова А.Р., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Штампованно-катаные железнодорожные колёса $\varnothing 957$ мм с плоскоконическим диском («облегчёнка») по ГОСТ 10791-2011, освоенные в середине прошлого столетия, до настоящего времени широко эксплуатируются в России и других странах СНГ. Анализ технологии штамповки и прокатки колёс, а также исследования, направленные на их совершенствование, выполнены в работе [1].

Заготовки после нагрева в кольцевой печи и гидросбива окалины передают на пресс силой 20 МН для предварительной осадки, которая производится с целью уменьшения высоты и увеличения площади поперечного сечения заготовок. После кантовки заготовок на 180° осуществляется их осадка и разгонка пуансоном на прессе силой 50 МН с целью регламентированного распределения металла между периферийной и центральной частями заготовки. Дальнейшее деформирование металла на прессе силой 100 МН производится с целью получения отформованных колёсных заготовок с окончательными размерами ступицы, подготовленным ободом и диском для последующей прокатки на колесопркатном стане. На стане выполняется выкатка гребня и поверхности катания обода, а также раскатка обода по диаметру. На заключительном этапе на прессе силой 35 МН производят выгибку диска, калибровку обода по ширине и по его внутренней поверхности, прошивку отверстия в ступице и нанесение маркировки.

Установлено, что недостатком существующей технологии является выполнение двух операций (осадки заготовок и их разгонки пуансоном) на одном и том же прессе силой 50 МН, что приводит к увеличению времени технологического цикла по отношению к другим агрегатам прессопркатной линии. Разгонка пуансоном в ряде случаев приводит также к получению асимметричных заготовок, так как сложно совместить ось подаваемого под пресс пуансона с осью технологического кольца прессы.

В работе [2] на базе «облегчёнки» создана усовершенствованная конструкция колеса $\varnothing 957$ мм с 2-х радиусным диском, а на её основе разработан профиль соответствующего чернового колеса $\varnothing 965$ мм. Основная идея усовершенствования конструкции колеса заключалась в том, чтобы изменить в нём только один элемент - плоскоконическую часть диска на криволинейную. Это связано с тем, что именно наличие этой части диска приводит к образованию локальных областей высоких напряжений, расположенных в зонах сопряжения диска с ободом и ступицей с внутренней стороны колеса и, соответственно, - усталостных разрушений.

Поставлена задача для этого профиля колеса $\varnothing 965$ мм с 2-х радиусным диском усовершенствовать технологию осадки-разгонки заготовок на прессе

силой 50 МН на базе нового технического решения [3], предусматривающего использование конусной плиты. Также поставлена задача выполнить разработку калибровок для всех агрегатов прессопрокатной линии.

В режиме работы без применения пуансона в верхний плитодержатель устанавливается конусная плита (рис. 1) и операция осадки-разгонки заготовки выполняется за один ход траверсы пресса. Но предварительно требуется центровка поданной на стол заготовки технологическим кольцом (рис. 2), что возможно только при использовании точных по массе заготовок [1].

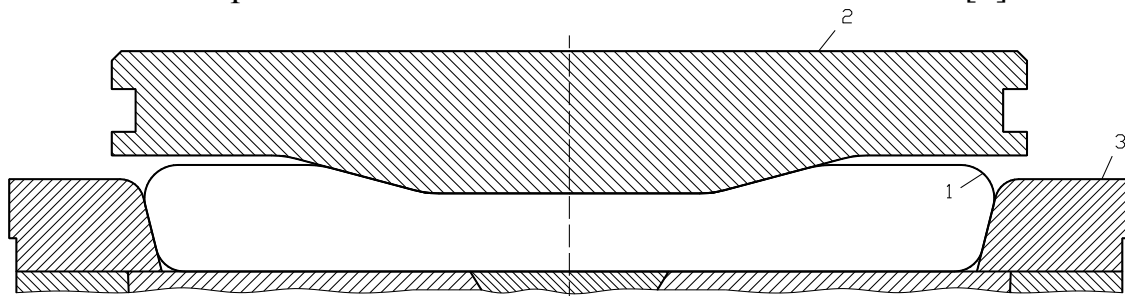


Рисунок 1 – Заготовочный пресс силой 50 МН.

Схема инструмента деформации: 1 - заготовка; 2 - конусная плита; 3 - технологическое кольцо

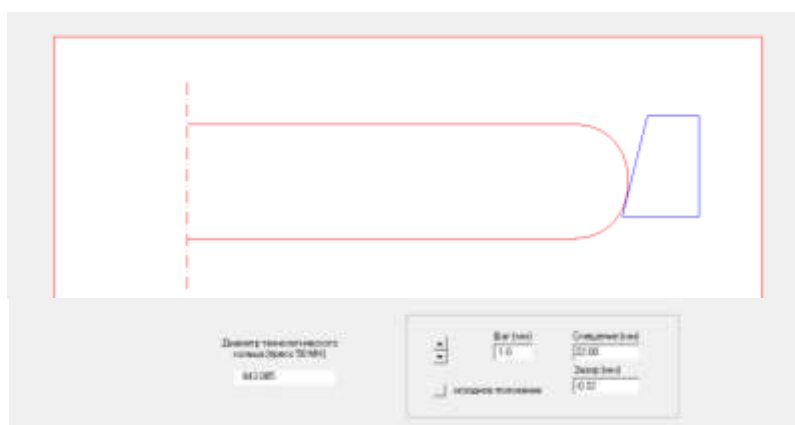
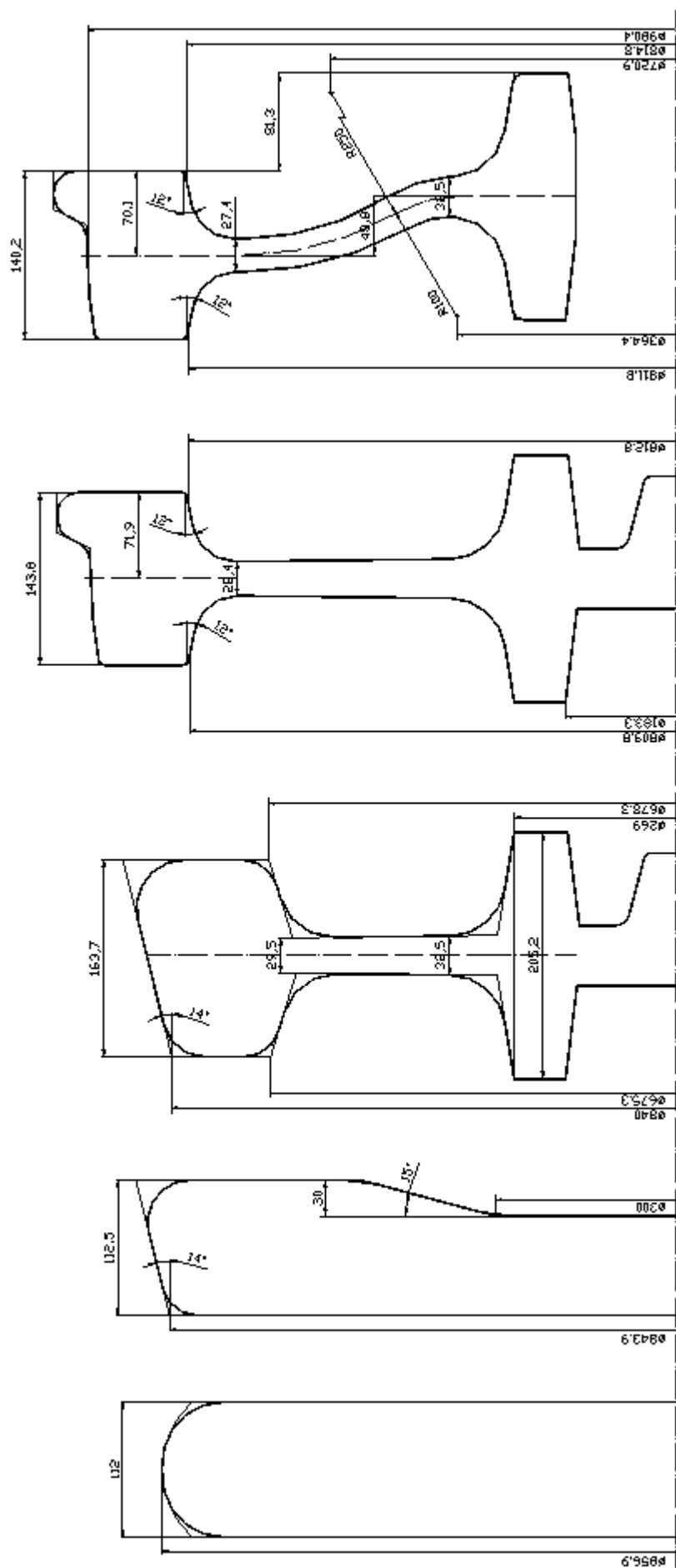


Рисунок 2 – Контроль центровки предварительно осаженой на прессе силой 20 МН заготовки нижним технологическим кольцом пресса силой 50 МН

Преимущество такой технологии связано с исключением операции разгонки заготовок пуансоном, что уменьшает её асимметрию и, соответственно, с уменьшением времени цикла на прессе силой 50 МН.

Результаты проектирования калибровок для всех агрегатов прессопрокатной линии на базе метода, созданного в работе [4], представлены на рис. 3.

Разработка калибровки для заготовочного пресса силой 50 МН выполнена в окне специализированной компьютерной программы (рис. 4). В левой части окна задается исходная информация, а в правой части получают результаты расчётов. Разработанная калибровка выделена красным цветом. Ее контур также представлен на рис. 3б. В нижнем окне (рис. 4) выполнен контроль захода заготовки с пресса силой 50 МН в формовочные штампы пресса силой 100 МН, которые определяются соответствующей калибровкой (рис. 3в).



Осадочный пресс силой 20 МН (1205...1225°C)	Заготовочный пресс силой 50 МН (1180...1200°C)	Формовочный пресс силой 100 МН (1155...1175°C)	Колесопрокатный стан (1130...1150°C)	Выгибной пресс силой 35 МН (1105...1125°C)
а	б	в	г	д

Рисунок 3 – Калибровки для штамповки и прокатки колёс Ø965 мм с 2-х радиусным диском

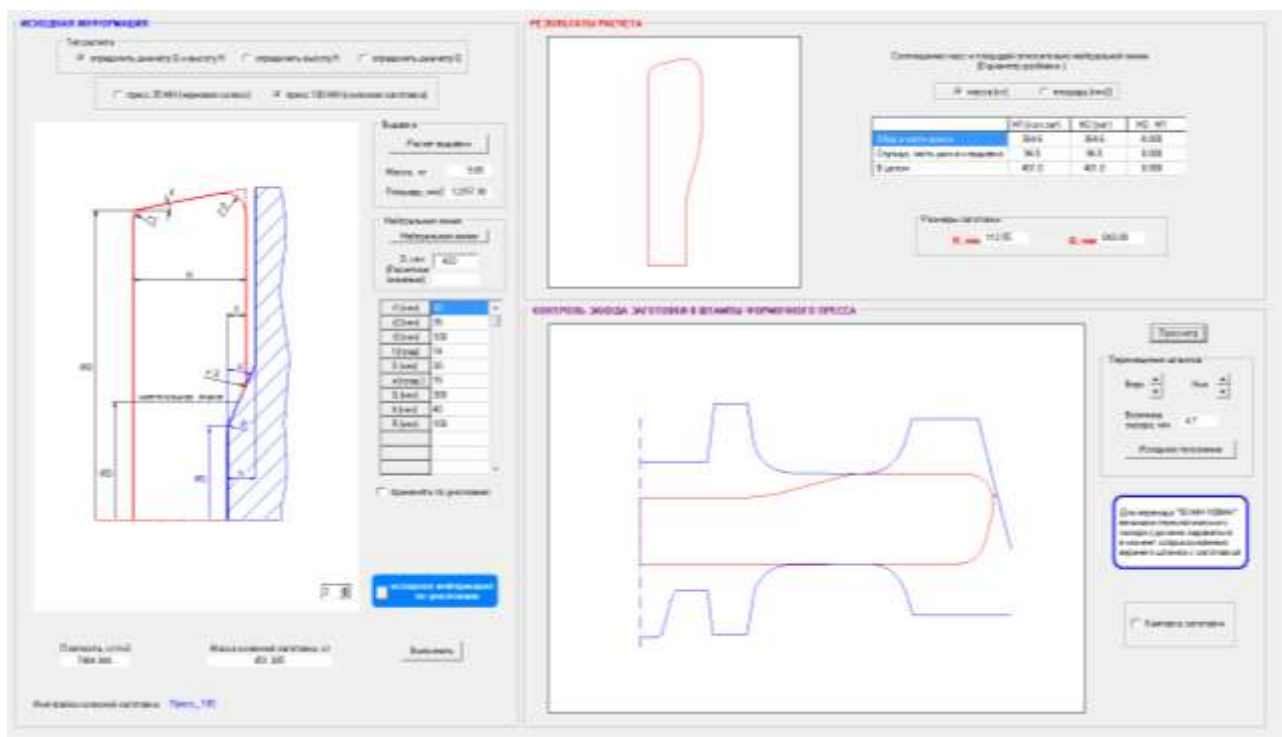


Рисунок 4 – Проектирование калибровки для прессы силой 50 МН

Выводы:

1. Для усовершенствованной конструкции черновых колёс $\varnothing 965$ мм выполнено проектирование калибровок для всех агрегатов прессопрокатной линии. Использование специализированной компьютерной программы позволило получить рациональные параметры режимов штамповки и прокатки колёс.
2. Усовершенствованная технология обеспечивает выполнение операции осадки-разгонки на прессе силой 50 МН конусной плитой за один ход траверсы прессы, что сокращает цикл этой технологической операции.

Литература:

1. Вильданова, А.Р. Совершенствование технологии осадки и разгонки колесных заготовок для колес диаметром 957 мм / А.Р. Вильданова, А. В. Яковченко // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : материалы IV Междунар. науч.-практ. конф.* – Донецк, 2018. – С. 134-137.
2. Снитко, С.А. Автоматизированное проектирование колес, калибровок, инструмента деформации и процессов в колесопрокатном производстве: монография / С.А. Снитко, А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева. – Донецк: «Технопарк ДонГТУ УНИТЕХ», 2017. – 342с.
3. Пат. 86093 Украина, МПК В21Н 1/00. Способ изготовления колесных заготовок с ободом, диском и ступицей / Снитко С.А., Яковченко А.В. – № а2007 02738; заявл. 15.03.2007; опубл. 25.03.2009.
4. Яковченко, А.В. Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес : монография / А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева, Р.А. Гольшков. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – 491с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ КОЛЕСНЫХ ЗАГОТОВОК С ГРЕБНЕМ

Тульский А.Е., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Разработка ресурсосберегающих технологий получения штампованных колесных заготовок является одним из важнейших направлений при производстве железнодорожных колес. Преобладающее большинство данных технологий основываются на получении осесимметричной колесной заготовки на всех участках прессопрокатной линии, что позволяет значительно уменьшить расход металла при механической обработке, вызванный увеличенными припусками и нестабильностью размеров колес.

Основными причинами асимметрии являются: отклонение оси заготовки от оси штампа при ее неточной укладке на нижний штамп прессы перед деформацией, косина реза исходной заготовки, ее овальность, неравномерный нагрев и др. [1]. Сочетание данных факторов может привести к значительной асимметрии заготовки, что влечет за собой повышенный расход металла при механической обработке или даже брак.

Важнейшим участком для получения осесимметричной заготовки является участок штамповки, так как в конце данной операции происходит формирование ступицы и предступичной части заготовки с конечными размерами для последующей раскатки колесной заготовки на колесопрокатном стане. На современных прессопрокатных линиях прессовый участок представлен в двух вариантах. Первый вариант – АО «Выксунский металлургический завод» (ВМЗ), на котором прессовый участок состоит из трех прессов: осадочный пресс 20 МН, заготовочный пресс 50 МН и формовочный пресс 100 МН. Вторым вариантом (более новым) — АО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» (ЕВРАЗ НТМК), на прессовом участке которого установлено два прессы: заготовочный пресс силой 50 МН и формовочный пресс силой 90 МН. Учитывая тенденцию развития прессопрокатных линий, актуальной задачей является разработка металлосберегающих технологий при штамповке колесных заготовок на двух прессах.

Достоинством технологии АО «ЕВРАЗ НТМК» является наличие верхнего плавающего калибровочного кольца, благодаря которому удается получить относительно стабильные размеры заготовки на прессе 50 МН. Однако, данная технология имеет существенный недостаток – отсутствие возможности выполнения операции разгонки на прессе силой 50 МН, что приводит к необходимости работы формовочного прессы на максимальных возможностях. Этот недостаток влечет за собой повышенный износ прессового инструмента и приводит к получению толстого диска.

Вследствие вышеизложенного, были выполнены исследования существующей на АО «ЕВРАЗ НТМК» технологии по методикам [2, 3] и разработана

технология (рисунок 1), позволяющая реализовать операцию осадки с разгонкой на прессе 50 МН благодаря замене нижней гладкой плиты на конусную плиту. Данное решение позволило снизить силовые показатели формовки на 15% (рисунок 2) и получить достаточно стабильные размеры колесной заготовки по периметру (рисунок 3).



Рисунок 1 – Схема штамповки по предлагаемой технологии с нижней конусной плитой

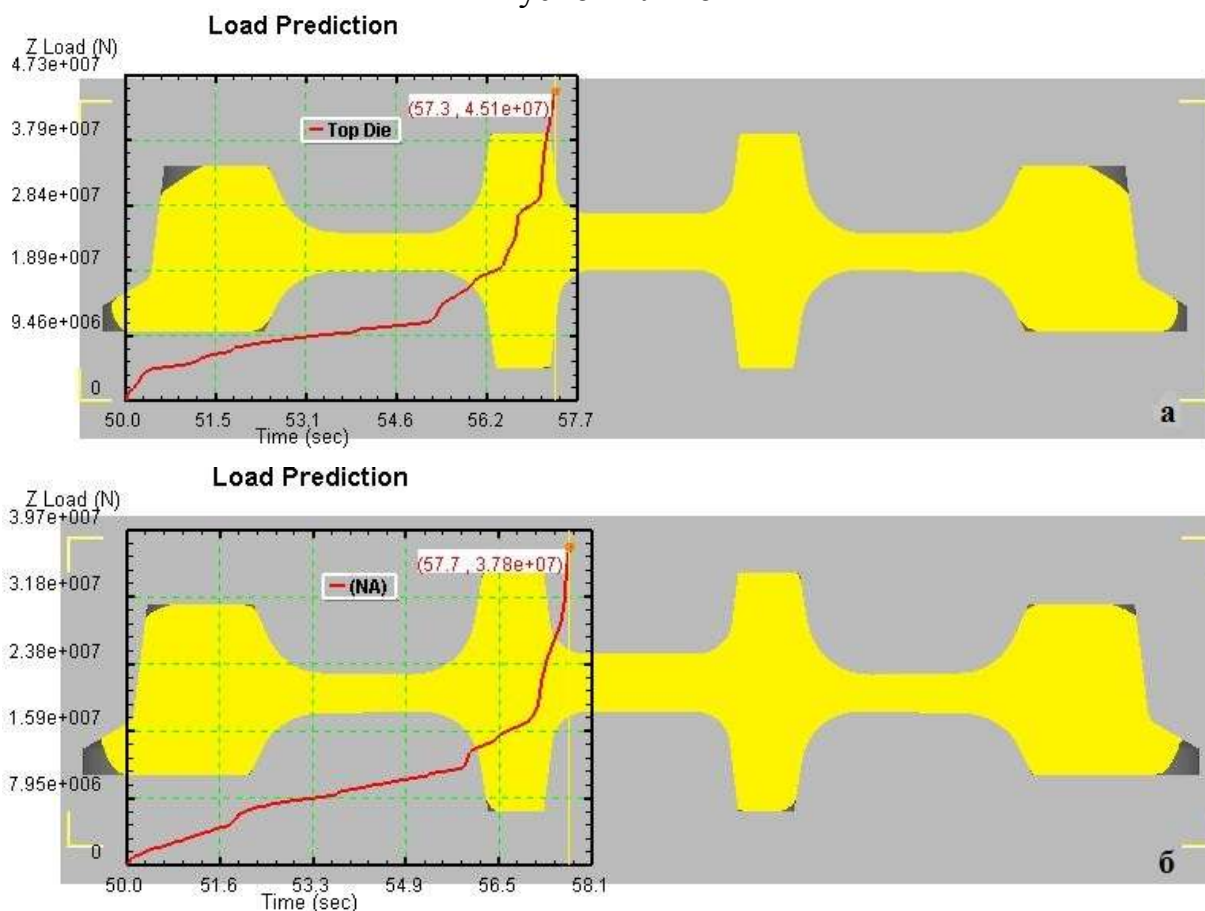


Рисунок 2 – Результаты моделирования процесса штамповки на формовочном прессе: а – по технологии АО «ЕВРАЗ НТМК»; б – по предлагаемой технологии

Для оценки величины асимметрии была смоделирована ситуация неточной установки заготовки относительно оси штампов путем ее сдвига на 5 мм вправо на заготовочном прессе по предлагаемой технологии, так как в отличие от технологии АО «ЕВРАЗ НТМК», по предлагаемой технологии калибровочное кольцо является неподвижным. Полученная заготовка показана на рисунке 3а.

Размеры штампованного гребня при этом были получены достаточно стабильные (рисунок 3б).

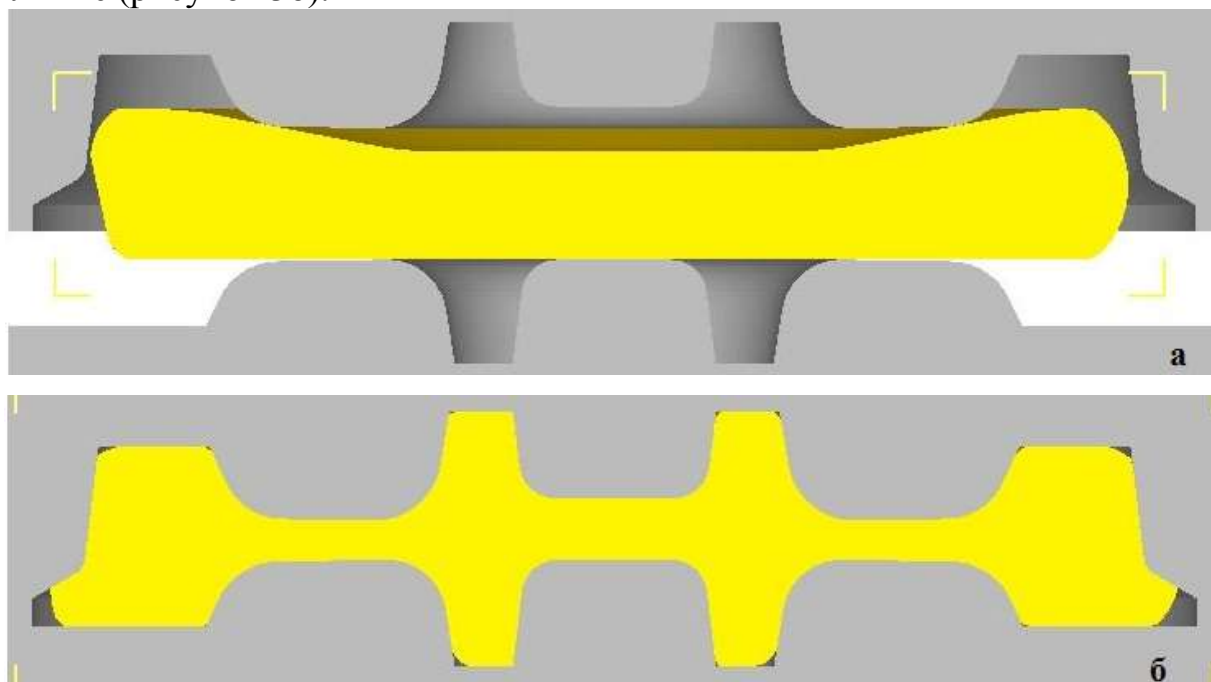


Рисунок 3 – Результаты моделирования процесса штамповки на формовочном прессе асимметричной заготовки по предлагаемой технологии:
а – в начальный момент времени; б – в последний момент времени

Также на базе моделирования вышеупомянутых технологий был проведен анализ величины износа инструмента деформации формовочного пресса (рисунок 4).

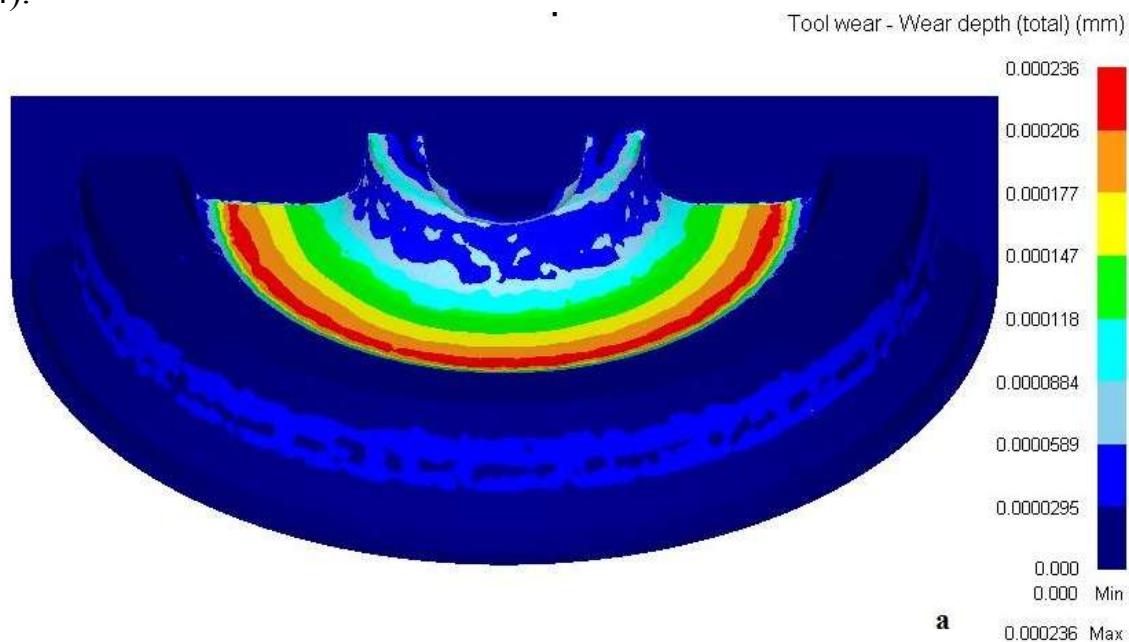
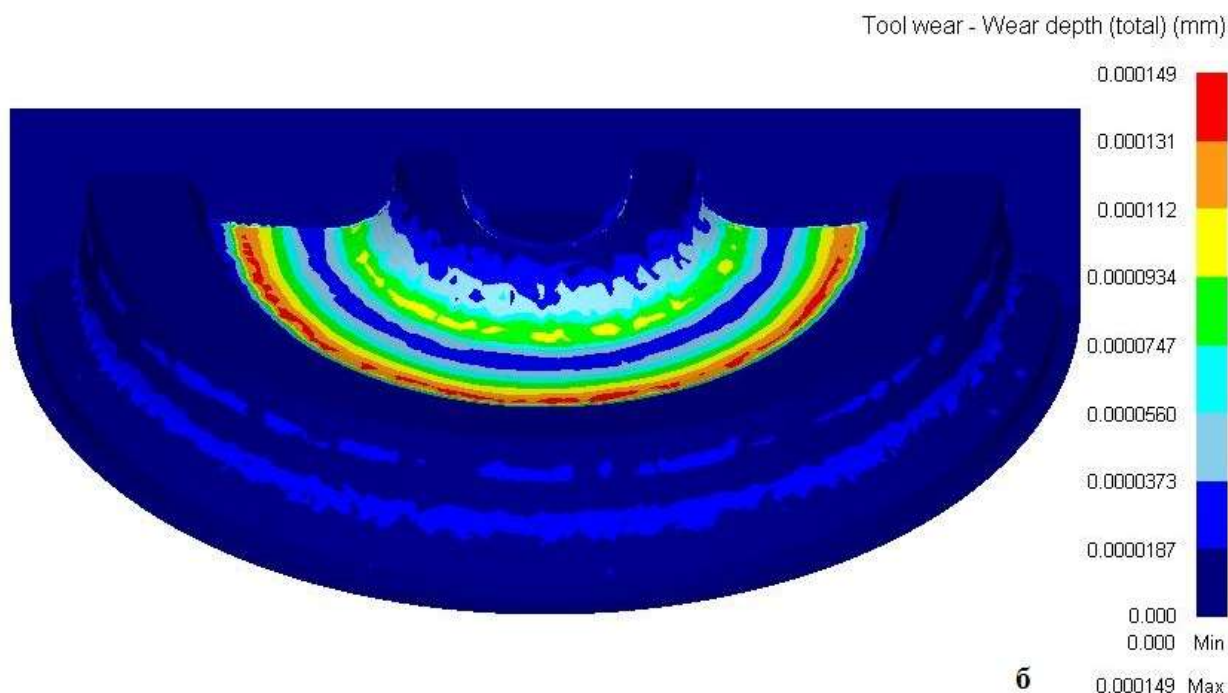


Рисунок 4 – Результаты моделирования износа инструмента деформации формовочного пресса (штамп верхний): а – по технологии АО «ЕВРАЗ НТМК»;
б – по предлагаемой технологии



Продолжение рисунка 4

По результатам моделирования можно сделать вывод, что по предлагаемой технологии (рисунок 4б) величина износа штампов уменьшится на величину ~ 50%, что значительно увеличит количество циклов штамповки до замены штампов.

Таким образом, предлагаемая схема штамповки колесной заготовки, включающая совмещенную операцию осадки с разгонкой заготовки в калибровочном кольце, позволяет уменьшить силовые параметры штамповки, а также получить стабильные размеры диска и обода колесной заготовки под последующую прокатку черного колеса. Кроме того, рациональное распределение объема металла между центральной и периферийной зоной заготовки обеспечивает уменьшение износа формовочных штампов.

Литература:

1. Снитко, С.А. Механизм исправления асимметрии при штамповке колесных заготовок / С.А. Снитко, А.В. Яковченко // *Обработка материалов давлением: Сб. науч. Тр.* – Краматорск: ДГМА. 2012. №4(33). С. 95-99.
2. Снитко, С.А. Конечно-элементное моделирование многопереходного процесса деформирования заготовок при производстве железнодорожных колес / С.А. Снитко, В.Л. Калюжный // *Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут»*. – Київ: НТУУ «КПІ», 2010. – Вип. 62. – С. 53-62.
3. Снитко, С.А. Влияние схем штамповки колесных заготовок на силовые режимы работы формовочного пресса и износ инструмента деформации / С.А. Снитко, А.В. Яковченко, А.Л. Сотников // *Известия вузов. Черная Металлургия*. – 2018. – Т. 61. – №5. – С. 385-392.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КОМПАКТИРОВАНИЯ ПРЯМОУГОЛЬНЫХ ЗАГОТОВОК ИЗ КОМПОЗИЦИОННОГО МАТЕРИАЛА НА ОСНОВЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ

Черноусов В. А., Шульгин А.В.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Развитие современной техники неразрывно связано с повышением свойств и качества материалов используемых для её производства.

В настоящее время порошковая технология в высшей степени отвечает требованиям ресурсосбережения и малоотходности, обеспечивая так же возможность создания материалов, которые по физико-механическим и эксплуатационным характеристикам превосходят материалы, изготавливаемые традиционными способами.

В данной работе хотелось бы подробно рассмотреть такую часть технологического процесса изготовления порошковых деталей, как компактирование.

Компактирование это процесс или совокупность процессов получения цельных и связных твёрдых тел, и изделий, образующихся в результате объединения входящих в их состав структурных элементов, причём основная часть этих структурных элементов остаётся в твёрдой фазе. Таким образом, формование порошков и их спекание - частные случаи компактирования.

Без учёта градиентов напряжения и плотности, связанных с трением, достижение заданной плотности прессованного тела будет зависеть только от давления прессования (случай изостатического прессования). В процессе уплотнения можно различить несколько фаз. Сначала изменяется взаимное расположение частиц порошка за счёт поворотов и перемещений и частично заполняются пустоты. В ходе пластического деформирования частиц порошка увеличивается и сглаживается контактная поверхность, разрушается оксидная плёнка и вследствие механических сцеплений образуется скопление частиц. При дальнейшем увеличении контактной поверхности усиливается влияние меж частичной адгезии. Частицы, возможность деформации которых исчерпана, разрушаются; происходит холодная сварка. Механическое сцепление и холодная сварка частиц порошка связаны с деформациями сдвига поверхностных зон вследствие асимметричного приложения сил. Поэтому из порошков с частицами неправильной формы легче получать прочные прессованные заготовки, чем из порошков со сферическими частицами.

Схема процесса компактирования прямоугольных заготовок показана рисунке 1.

При данной схеме относительная работы деформирования:

$$\bar{A}_d = a \cdot b \cdot h_k \cdot \rho_k \cdot \ln \frac{1}{1 - \varepsilon}. \text{ Работа трения } \bar{A}_{тр} \text{ проводится по торцам пуансона и}$$

матрицы и по ее боковой поверхности (при малой плотности композита):

$$\bar{A}_{\text{тр}} = f \left[2(a+b) \cdot h_0 \cdot h_{\text{тр}} \cdot a_1 + \frac{ab}{6} \cdot (a+b) \cdot 2 \right],$$

где $h_{\text{тр}} = \frac{h_0}{2}$ - путь трения.

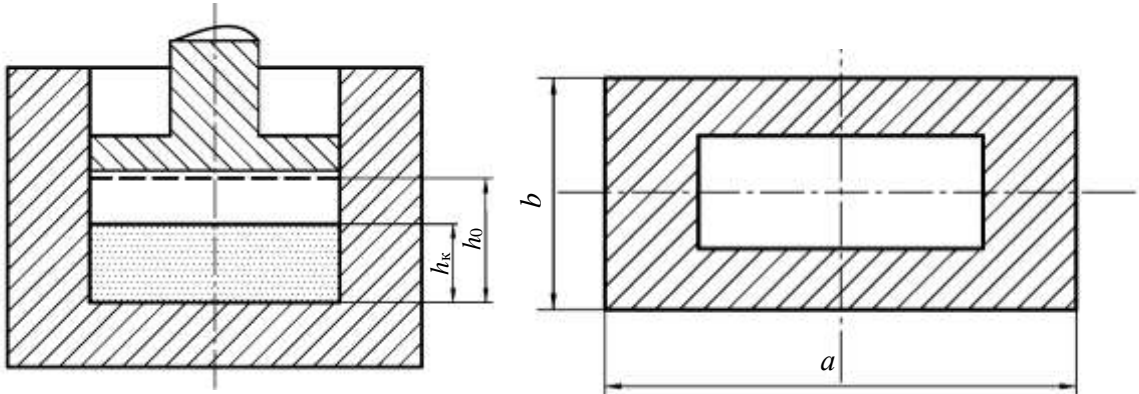


Рисунок 1 – Схема компактирования прямоугольной заготовки

Тогда
$$\bar{A}_{\text{тр}} = f \left[(a+b) \cdot h_0^2 \cdot a_1 + \frac{ab}{3} \cdot (a+b) \right].$$

Работа инструмента равна $\bar{A}_{\text{н}} = ab \cdot \bar{\sigma}_{\text{н}} \cdot h_0 \cdot \varepsilon$.

Окончательное относительное давление компактирования будет равно

$$\bar{\sigma}_{\text{н}} = \frac{(1-\varepsilon)}{\varepsilon} \cdot \ln \frac{1}{1-\varepsilon} \cdot \bar{\rho}_{\text{к}} + f \left[a_1 \cdot \frac{(a+b) \cdot h_0}{a \cdot b \cdot \varepsilon} + \frac{(a+b)}{3 \cdot h_0 \cdot \varepsilon} \right].$$

При компактировании в закрытом штампе обжатия $\varepsilon = \frac{\rho_{\text{к}} - \rho_0}{\rho_{\text{к}}} = 1 - \frac{\rho_0}{\rho_{\text{к}}}$ и

$\bar{\rho}_{\text{к}} = \frac{\bar{\rho}_0}{1-\varepsilon}$ При горячем процессе коэффициент трения $f = 0,2 \dots 0,35$; при холодном $f = 0,1 \dots 0,15$. Начальная плотность ρ определяется сферической или овальной формой порошка:

$$\bar{\rho}_0 = \frac{8R^3 - \frac{4}{3}\pi R^3}{8R^3} = 0,476 \text{ при сферической форме, } \bar{\rho}_0 = 0,216 \text{ - при овальной.}$$

В среднем
$$\rho_0 = \frac{0,476 + 0,216}{2} = 0,346$$

Конечная плотность
$$\bar{\rho}_{\text{к}} = \frac{\bar{\rho}_0}{1-\varepsilon}.$$

С данной точностью :

$$\bar{\sigma}_{\text{н}} = \frac{0,346}{\varepsilon} \cdot \ln \frac{1}{1-\varepsilon} + f \left[a_1 \frac{(a+b)h_0}{a \cdot b \cdot \varepsilon} + \frac{a+b}{3h_0 \cdot \varepsilon} \right].$$

В качестве иллюстрации рассмотрим силовые параметры холодного компактирования заготовки «железо-медь» с $k_{\text{м}} = 0,6$, $k_{\text{ж}} = 0,4$ в штампе длиной

$a = 44,4$ мм, шириной $b = 30,5$ мм, начальной высотой $h_0 = 20$ мм и обжатием 20%.

По теоретической зависимости

$$\bar{\sigma}_{\Pi} = \frac{0,346}{0,2} \ln \frac{1}{1-0,2} + 0,1 \left[0,66 \frac{74,9 \cdot 20}{30,5 \cdot 44,4 \cdot 0,2} + \frac{74,9}{3 \cdot 20 \cdot 0,2} \right] = 1,375,$$

где $a_1 = 0,708 \cdot 0,6 + 0,588 \cdot 0,4 = 0,66$ - при коэффициентах условия пластичности $a_{1ж} = 0,588$, $a_{1м} = 0,708$.

Далее вычисляется отношение плотностей:

$$\bar{\rho}_{ж} = \left(\frac{28}{38} \right)^{1/3} \cdot \rho_{м}^{2/3} = 0,76 \bar{\rho}_{м} + 0,187.$$

При $\bar{\rho}_{к} = \frac{\rho_0}{1-\varepsilon} = \frac{0,346}{1-0,2} = 0,432$ плотность $\bar{\rho}_{м} = \frac{0,432 - 0,187 \cdot 0,4}{0,6 + 0,76 \cdot 0,4} = 0,396$ и $\bar{\rho}_{ж} = 0,76 \cdot 0,396 + 0,187 = 0,487$.

Проверяем: $\bar{\rho}_{м} = 0,396 \cdot 0,6 + 0,487 \cdot 0,4 = 0,432$. С учетом упрочнения

$$\begin{aligned} \sigma_{т.э} &= 0,396^2 \cdot 0,6 \cdot 28(1 + 1,5\varepsilon^{0,63}) + 0,487^3 \cdot 0,4 \cdot 38(1 + 1,74\varepsilon) = \\ &= 2,634(1 + 1,5\varepsilon^{0,63}) + 1,756(1 + 1,74\varepsilon). \end{aligned}$$

При $\varepsilon = 0,2$ величина $\sigma_{т.ком} = 6,43 \text{ кг/мм}^2$. Усилие компактирования $P = \sigma_{т.ком} \cdot a \cdot b \cdot \bar{\sigma}_{\Pi} = 6,43 \cdot 44,4 \cdot 30,5 \cdot 1,375 = 11972 \text{ кг}$ и $\sigma_{\Pi} = 8,84 \text{ кг/мм}^2$ увеличим обжатие до 30%. Тогда $\bar{\rho}_{к} = 0,493$, плотность $\bar{\rho}_{м} = \frac{0,493 - 0,181 \cdot 0,4}{0,6 + 0,76 \cdot 0,7} = 0,463$, $\bar{\rho}_{ж} = 0,538$. Проверяем $\bar{\rho}_{к} = 0,463 \cdot 0,6 + 0,538 \cdot 0,4 = 0,493$. Сопротивление пластической деформации составит

$\sigma_{т.э} = 0,463^2 \cdot 0,6 \cdot 28(1 + 1,5 \cdot 0,3^{0,63}) + 0,493^3 \cdot 0,4 \cdot 38(1 + 1,74 \cdot 0,3) = 8,903 \text{ кг/мм}^2$. Давление на пуансоне

$$\bar{\sigma}_{\Pi} = \frac{0,346}{1-0,3} \ln \frac{1}{0,8} + 0,1 \left[0,66 \frac{74,9 \cdot 20}{30,5 \cdot 44,4 \cdot 0,3} + \frac{7,49}{3 \cdot 20 \cdot 0,3} \right] = 1,066.$$

Абсолютные значения $\sigma_{\Pi} = 9,53 \text{ кг/мм}^2$ и усилие $P = 12850 \text{ кг}$ Для обжатия $\varepsilon = 0,1$ плотность $\bar{\rho}_{к} = \frac{0,346}{0,9} = 0,384$. $\bar{\rho}_{м} = \frac{0,384 - 0,187 \cdot 0,4}{0,6 + 0,76 \cdot 0,4} = 0,342$, $\bar{\rho}_{ж} = 0,448$ проверяем $\bar{\rho}_{к} = 0,342 \cdot 0,6 + 0,447 \cdot 0,4 = 0,384$.

Сопротивление пластической деформации композита

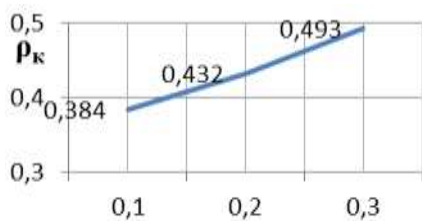
$\sigma_{т.э} = 0,342^2 \cdot 0,6 \cdot 28(1 + 1,5 \cdot 0,1^{0,63}) + 0,447^3 \cdot 0,4 \cdot 38(1 + 1,74 \cdot 0,1) = 4,019 \text{ кг/мм}^2$. Относительное давление на пуансоне

$$\bar{\sigma}_{\Pi} = \frac{0,346}{1-0,1} \ln \frac{1}{0,9} + 0,1 \left(0,66 \frac{74,9 \cdot 20}{30,5 \cdot 44,4 \cdot 0,1} + \frac{74,9^{5,35}}{3 \cdot 20 \cdot 0,1} \right) = 1,83 \quad \text{и}$$

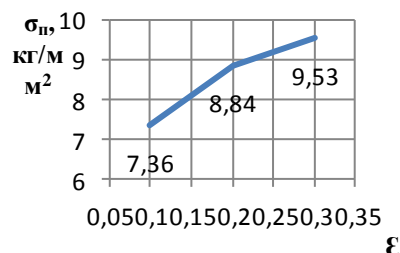
$\sigma_{\Pi} = 1,83 \cdot 4,019 = 7,36 \text{ кг/мм}^2$.

Усилие компактирования $P = 7,36 \cdot 30,5 \cdot 44,4 = 9967 \text{ кг}$.

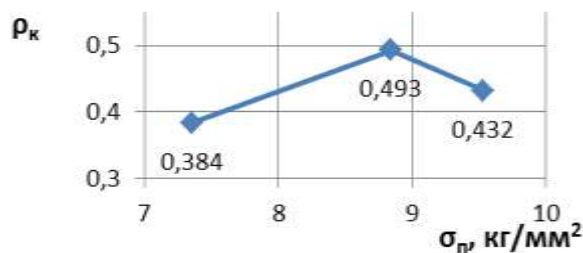
Ниже приведены графики результатов исследований.



а)



б)



в)

Рисунок 2:

- а) Изменение плотности компактирования от давления.
- б) Изменение плотности от величины обжатия
- в) Изменение давления компактирования от обжатия

Наши исследования позволили установить зависимость изменения относительной композиционного материала и давления компактирования от обжатия, что позволяет решать практические задачи при написании технологических процессов производства заготовок из двухкомпонентных композиционных материалов на основе металлических порошков.

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. *Андриевский, Р.А.* Порошковое материаловедение / Р.А. Андриевский. М.: *Металлургия*, 1991. — 205 с.
4. *Шатт, В.* Порошковая металлургия. Спеченные и композиционные материалы / под ред. В. Шатта. Пер. с нем. - М.: *Металлургия*, 1983. – 520 с.
5. *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.

СПОСОБЫ МЕХАНИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКАЛИНУ

Пяткина О.Н., Хламкова С.С.

Московский политехнический университет

г. Москва, Российская Федерация

Травление коррозионностойких сталей имеет определенную специфику. При разматывании рулонов на полосе образуются поперечные изломы, поэтому для повышения пластических свойств (уменьшения изломов) перед травлением полосу подвергают термообработке. На горячекатаной и термически обработанной полосе образуется плотно соединенная с основным металлом окалина, требующая удаления.

Окалинообразование ощутимо влияет на технологию и технико-экономические показатели прокатного производства: снижает выход годного проката и понижает качество поверхности изделий, требует затрат труда и средств на очистку от окалины. В связи с этим процесс травления приобретает особое значение. Удаление окалины с поверхности сталей связано с рядом трудностей, так как в окалине наряду с оксидами железа содержатся оксиды легирующих элементов в форме шпинелей, которые трудно растворимы при травлении.

Для ускорения процесса травления механически воздействуют на окалину с целью ее разрыхления и ослабления сцепления с металлом. Производительность цехов по производству ленты из коррозионностойких сталей зависит от эффективности отделки и, в частности, от травления. Механическое удаление окалины пескоструйным или дробеструйным способом является лишь предварительным этапом обработки поверхности проката, кроме того, при использовании этих способов возможно повреждение поверхности. После этого осуществляют дополнительное травление стального проката в кислоте или смеси кислот.

Применение высокоскоростных станов холодной прокатки, повышение требований к качеству поверхности полос и к оборудованию для очистки полос от окалины, введение и ужесточение норм по охране окружающей среды вызвали необходимость в совершенствовании технологии и конструкции оборудования для удаления окалины с поверхности проката.

Объектом исследования выбрана ферритная сталь 12Х17. Образцы вырезали из ленты толщиной 0,4 мм.

Окалину на исследуемых сталях формировали в печи $t = 950^{\circ}\text{C}$. В результате обработки на поверхности образцов формировалась окалина черного цвета толщиной примерно 0,10 - 0,11 мм, равномерно покрывающая всю поверхность металла. Образцы подвергали деформации прокаткой на стане с диаметром валков 175 и 55 мм, растяжению и упруго - пластическому изгибу. Величина пластической деформации составляла 2 – 12 %. Для оценки влияния способа и величины пластической деформации на скорость травления стали образцы травнили в 10 % растворе азотной кислоты в течение 1 часа. Образцы до и после

травления взвешивали на аналитических весах ВЛР – 200 с точностью до 0,0001 г. Скорость травления K_m рассчитывали из соотношения:

$$K_m = \frac{\Delta m}{s \cdot \tau}, \text{ г/м}^2 \cdot \text{ч}, \quad (1)$$

где $\Delta m = m_1 - m_2$,
 m_1 и m_2 - масса образцов до и после травления, г;
 s - площадь образца, мм²,
 τ - время травления, час.

При деформации растяжением с увеличением относительной деформации скорость травления вначале линейно возрастает и в интервале деформаций 8-10 % остается постоянной. Иная картина наблюдается при деформации прокаткой. Независимо от диаметра валков скорость травления резко возрастает (приблизительно в 1,5 раза) при увеличении деформации до 2-3 %, а затем линейно снижается и при деформации 10 % становится ниже, чем на недеформированных образцах.

В условиях работы агрегата непрерывного травления предварительное пластическое деформирование удобно осуществлять путем пластического изгиба на роликах, когда одновременно реализуется схема деформации прокаткой и растяжением. Максимальная скорость травления наблюдается при пластической деформации 2,2 %. С дальнейшим ростом относительной деформации скорость травления несколько снижается и практически не изменяется.

Из этого следует, что эффективно и практически осуществимо применение в агрегате непрерывного травления предварительной деформации пластическим изгибом.

Одно из важнейших требований к качеству поверхности - ее шероховатость. Травление может ухудшить или улучшить отражательную способность и тем самым оказать влияние на шероховатость. Результаты исследований показывают, что пластическая деформация растяжением ухудшает рельеф поверхности и шероховатость особенно резко возрастает в интервале деформаций 8-12 %. Наоборот, прокатка несколько снижает величину шероховатости. После последующего травления шероховатость резко снижается, в некоторых случаях почти в 3 раза и практически не зависит от способа деформации.

Таким образом, проведенные исследования выявили количественные зависимости эффективности травления от вида и степени предварительной холодной пластической деформации, которые могут быть использованы при усовершенствовании уже действующих линий непрерывного травления и установке в них деформирующего модуля.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РАЗМЕРОВ ИСХОДНЫХ СЛЯБОВ НА РАЗНОШИРИННОСТЬ РАСКАТОВ

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

Развитие листопрокатного производства в частности толстолистового, ставит перед технологами задачи, связанные с повышением качества листового проката и уменьшением потерь металла при его производстве [1,2].

Для изучения влияния толщины исходных слябов на разноширинность раскатов были изготовлены свинцовые образцы с одинаковыми шириной и длиной, но с разной толщиной. Для каждой толщины изготавливалось по три образца (сляба). Размеры образцов (слябов) представлены в табл.1

Таблица 1- Размеры образцов-слябов (моделей)

№	H, мм	B, мм	L, мм
1	35,0	150	200
2	30,0	150	200
3	25,0	150	200

Чтобы исключить влияние величины разового обжатия за пропуск на веерообразное уширение, т.е. на разноширинность листов при прокатке по продольной схеме без разбивки ширины, величина обжатия за пропуск назначалась одинаковой для всех образцов [3].

Измерение раскатов производили после каждого пропуска по схеме, приведенной на рис. 1

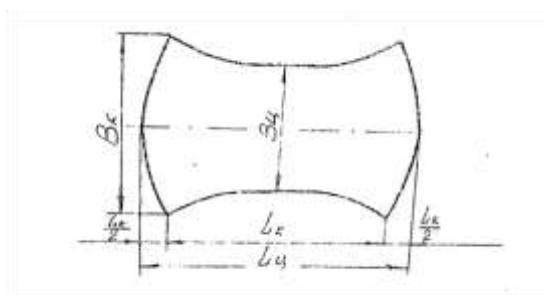


Рисунок 1 - Схема изменения раскатов, прокатанных в ГВ черновой клетки на ТЛС

Разноширинность раскатов (δ_k) рассчитывали по формуле:

$$\delta_k = \frac{1}{B_n} (B_{ксп} - B_c), \quad (1)$$

$$B_{ксп} = \frac{1}{2} (B_n + B_z), \quad (2)$$

где, B_n, B_z - ширина переднего и заднего концов раската
 B_c - ширина раската в центральной части раската.

Длина концов раската L_k рассчитывается по формуле:

$$L_x = L_y - L_{ксп}, \text{ мм} \quad (3)$$

Графическая зависимость разноширинности листов и длины концов листов, прокатанных в горизонтальных валках на черновой клети толстолистовых станов от толщины исходного сляба и суммарной вытяжки, показано на рис. 2 и 3.

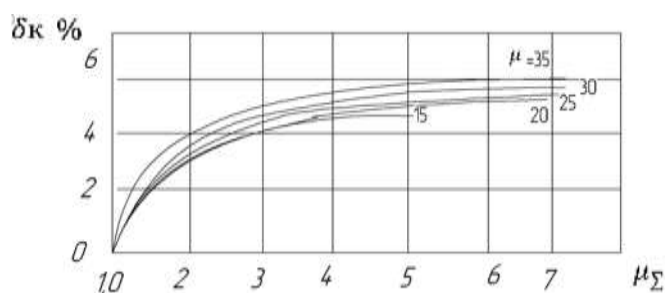


Рисунок 2 - Зависимость средней разноширинности листов от толщины исходного сляба и суммарной вытяжки

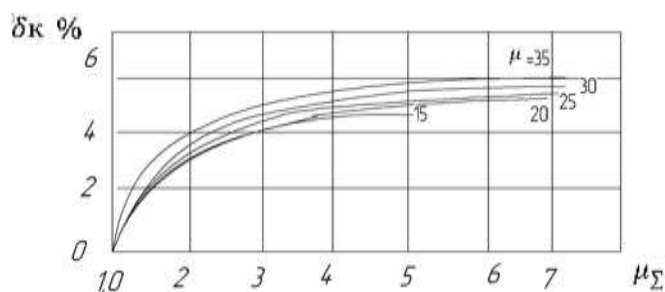


Рисунок 3 - Зависимость длины концов раскатов от толщины исходного сляба и суммарной вытяжки

С целью изучения влияния ширины слябов на разноширинность листов при прокатке по продольной схеме без разбивки ширины и по поперечной схеме без протяжки была проведена серия опытов. Образцы имели одинаковую толщину и прокатывались по одинаковым режимам. Размеры образцов приведены в табл. 2.

Таблица 2 - Размеры образцов-моделей слябов, изготовленных для изучения влияния ширины на разноширинность раскатов

№	Размеры образцов, мм			Кол-во	Примечание
	H, мм	B, мм	L, мм		
1	25	150	200	3	Прокатка по продольной схеме
2	25	150	200	3	
3	25	200	200	3	-"
4	25	250	250	3	Прокатка по поперечной схеме
5	25	250	300	3	

Для исключения влияния на веерообразное уширение остальных параметров, прокатку всех образцов в горизонтальных валках осуществляли в идентичных условиях (при одинаковых обжатиях и с тем же чередованием порядка задачи раскатов в валки).

Измерения раскатов осуществлялись по схеме, приведенной на рис. 1.

Зависимость средней разноширинности (δ_k) концов раската, выраженной в процентах, от вытяжки (μ_ε) и ширины В приближенно описывается уравнением:

$$\delta_k(\%) = \frac{\mu_\varepsilon - 1}{\frac{1}{11,214 - 0,025B} + (0,0007B - 0,03)(\mu_\varepsilon - 1)} \quad (4)$$

или с учетом масштаба моделирования для промышленных слябов

$$\delta_k(\%) = \frac{\mu_\varepsilon - 1}{\frac{1}{11,214 - 0,0025B} + (0,00007B - 0,03)(\mu_\varepsilon - 1)} \quad (5)$$

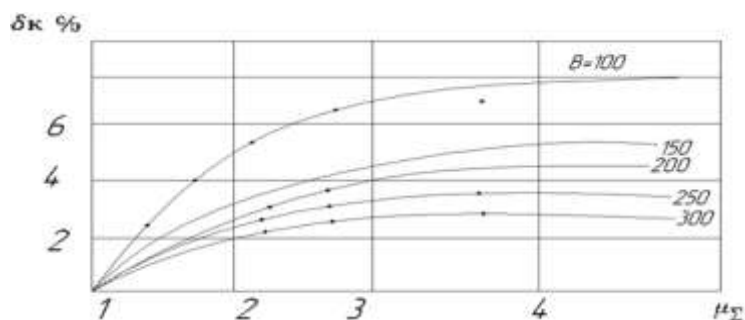


Рисунок 4 - Зависимость разноширинности листов от ширины и суммарной вытяжки

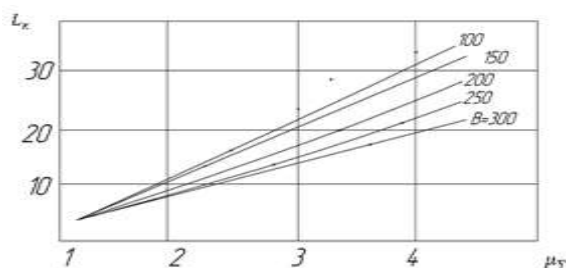


Рисунок 5 - Зависимость длины концов раската от ширины прокатываемого листа и суммарной вытяжки

1. Получено, что в интервале суммарных вытяжек 1,1-2,0 толщина исходного сляба оказывает незначительное влияние на разноширинность листов. В указанном интервале вытяжек наблюдается интенсивное возрастание веерообразного уширения.

2. Установлено, что в интервале суммарной вытяжки $\mu_\Sigma = 1,1 - 1,8$ ширина раската оказывает не существенное влияние на разноширинность и длину участка веерообразного уширения.

Литература:

1. Коновалов, Ю.В. Справочник прокатчика: в 2-х книгах / Ю.В. Коновалов. – М.: Теплотехник, 2008.

2. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос. - 640с.

3. Бровман, М.Я. Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М.Я.Бровман, Б.Ю.Зеличенко, А.И.Герцев. – М.: Металлургия, 1969.-255 с.

4. Клименко В.М., Филиппов Э.Л, Юрченко Ю.И Исследование влияния третьей вытяжки на формоизменение толстых листов в кн.:Производство толстолистовой стали. - М.: Металлургия 1981, №5-5 с.

СПЕЦИАЛИЗИРОВАННЫЙ СТАН ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТОНКИХ ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС

Сосницкая А.И., Гончаров В.Е.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Анализ существующих технологий и оборудования для производства тонких горячекатаных полос, выполненный в работах [1,2,3], позволил установить тенденции их развития и сформулировать следующие требования к ним:

1. Стан для производства тонких горячекатаных полос должен быть специализированным, иметь мощные клетки, обеспечивающие силу прокатки до 30МН на 1000 мм ширины полосы, момент прокатки до 3 МН·м при мощности двигателя не менее 10 МВт.

2. Для получения требуемой структуры, оптимального сочетания прочностных и пластических свойств металла оборудование стана должно обеспечивать возможность регламентации температурно-деформационных режимов прокатки и смотки полос.

3. Оборудование стана должно обеспечивать не только снижение температурных потерь раскатом на всех технологических участках, но и активное воздействие на его температуру.

В наибольшей степени удовлетворяет этим требованиям техническое решение, представленное в работе [1]. Основным агрегатом является стан Стеккеля, дополнительно оснащенный непрерывной (2-3)-х-клетевой группой. Этот комплекс представляет из себя чистовую группу стана. Для получения подката может использоваться как традиционное оборудование черновой группы клеток широкополосных станов горячей прокатки, так и заготовки, полученные на литейно-прокатном агрегате (ЛПА). Схема чистовой группы клеток анализируемого стана представлена на рис. 1.

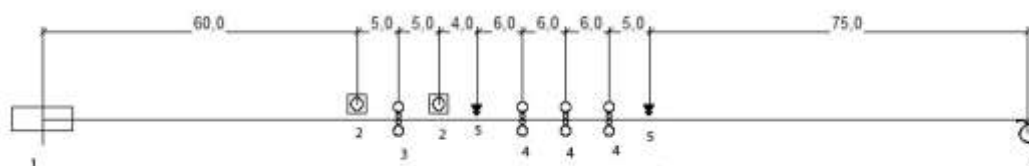


Рисунок 1 - Схема чистовой группы клеток специализированного стана для прокатки тонких горячекатаных полос: 1-подогревательная печь; 2- печь с моталкой; 3- клеть стана Стеккеля; 4- клетки кварто; 5- датчики температуры; 6- моталка для смотки готовой полосы

Дополнительно на отводящем рольганге может быть смонтирована установка ускоренного охлаждения.

Для расчета параметров прокатки тонких горячекатаных полос использовали пакет программ «Универсал», разработанный в НПО «Доникс» и ЗАО

«Спецметаллпром». Приняли, что стан работает в составе ЛПА. Размеры сляба-50x1000x50000 мм, а его температура перед станом Стеккеля-900 °С. Сляб обрабатывается в клетке стана Стеккеля за три прохода, а затем в трех клетках непрерывной группы. При этом последний проход в клетке стана Стеккеля и в последующих трех клетках осуществляется в непрерывном режиме. Скорость прокатки по последней клетке- 10 м/с, что исключает проблему с доставкой переднего конца полосы к моталке. Характеристики оборудования, принятые для анализа, представлены в табл. 1.

Таблица 1- Характеристики оборудования специализированного стана

Характеристика	Стан Стеккеля	Клетки непрерывной группы
Диаметр рабочих валков, мм	800	700
Температура в печи с моталкой, °С	1000	
Температура оправки печной моталки, °С	900	
Максимальное натяжение, % от σ_T	3	3
Допустимая сила прокатки, МН(т)	30 (3000)	30 (3000)
Допустимый момент прокатки, МН·м(т·м)	3 (300)	1 (100)
КПД	0.7	0.7
Допустимая мощность, МВт	40	24

Расчеты выполнены для полос из стали СтЗсм толщиной 0.8; 1.0; 1.2; 1.5мм шириной 1000мм. Результаты расчетов представлены в таблице 2 и свидетельствуют о том, что принятые температурно-деформационные и скоростные режимы прокатки полос на специализированном стане обеспечивают температуру конца прокатки в рекомендованном диапазоне (860-920) °С [2], а разница температуры по длине раскатов в последней клетке составляет (16-21) °С в зависимости от толщины прокатываемой полосы (см. рис.2, кривая 1). Эти показатели достигнуты без применения дополнительного вспомогательного оборудования при прокатке полосы с постоянной скоростью 10 м/с.

Требования по температуре смотки ($t_{см} \leq 650 \div 720$ °С) не выдерживаются, ее расчетная величина выше для всех рассматриваемых толщин полос. Поэтому в состав специализированного стана должна включаться и установка ускоренного охлаждения на отводящем рольганге. При этом расчетная разница в температуре по длине раската перед смоткой составляет (5-10 °С) в зависимости от толщины прокатываемых полос (см.рис.2, кривая2). Следует отметить, что разработанные режимы обеспечивают энергосиловые параметры прокатки в принятых допустимых пределах. Наиболее загруженным по энергосиловым параметрам является режим прокатки полос толщиной 0.8 мм. Это свидетельствует о том, что при принятых характеристиках оборудования толщина полос шириной 1000 мм в 0.8 мм является близкой к предельной.

Таблица 2 - Результаты расчета параметров прокатки полос на специализированном стане

hxb, мм	h ₀ , мм	h ₁ , мм	ε, %	V, м/с	t ₁ , °C	Δt ₁ , °C	P _{max} , МН(Т)	M _{max} , МН·М (Т·М)	N _{max} , МВт	t _{см} , °C	Δt _{см} , °C
0.8x1000	50	26.5	47.7	1.0	864	37	29.49 (2949)	2.5 (250)	8.1	705	5
	26.5	13.5	49.1	2.0	869	43	29.04 (2904)	1.69 (169)	10.8		
	13.5	5.5	59.3	1.45	879	29	28.65 (2865)	1.11 (111)	5		
	5.5	2.5	54.5	3.2	875	30	26.78 (2678)	0.63 (63)	7.1		
	2.5	1.3	48	6.15	855	22	26.49 (2649)	0.44 (44)	9.5		
	1.3	0.8	38.5	10.0	864	16	26.37 (2637)	0.34 (34)	12.4		
1x1000	50	26.5	47.7	1.0	864	37	29.49 (2949)	2.39 (239)	7.8	735	5
	26.5	13.5	49.1	2.0	869	43	29.04 (2904)	1.6 (160)	10.26		
	13.5	7.5	44.4	1.33	881	28	20.05 (2005)	0.61 (61)	3.02		
	7.5	3.3	56	3.03	839	30	28.77 (2877)	0.75 (75)	8.02		
	3.3	1.6	51.5	6.25	856	23	28.29 (2829)	0.51 (51)	11.17		
	1.6	1	37.5	10	883	17	21.43 (2143)	0.26 (26)	9.72		
1.2x1000	50	26.60	47.5	1.0	864	37	29.36 (2936)	2.5 (250)	7.71	748	7
	26.60	13.60	48.9	2.0	869	43	28.95 (2895)	1.69 (169)	10.25		
	13.60	6.4	52.9	1.87	882	27	26.11 (2611)	0.99 (99)	5.59		
	6.40	3.2	50	3.75	863	29	24.04 (2404)	0.58 (58)	7.46		
	3.20	1.8	43.8	6.67	870	24	22.07 (2207)	0.38 (38)	8.71		
	1.8	1.2	33.3	10.0	875	19	18.06 (1806)	0.23 (23)	8.02		
1.5x000	50	27	46.7	1.0	864	37	28.83 (2883)	2.42 (242)	7.9	763	10
	27	14	48.1	2.0	869	43	28.59 (2859)	1.67 (167)	10.7		
	14	6.70	52.1	2.24	882	29	26.71 (2671)	1.03 (103)	7.3		
	6.70	3.3	50.7	4.55	873	30	24.92 (2492)	0.62 (62)	10.1		
	3.3	1.9	42.4	7.89	890	25	20.77 (2077)	0.35 (35)	10.1		
	1.9	1.5	21.1	10	898	21	9.36 (936)	0.09 (9.0)	3.5		

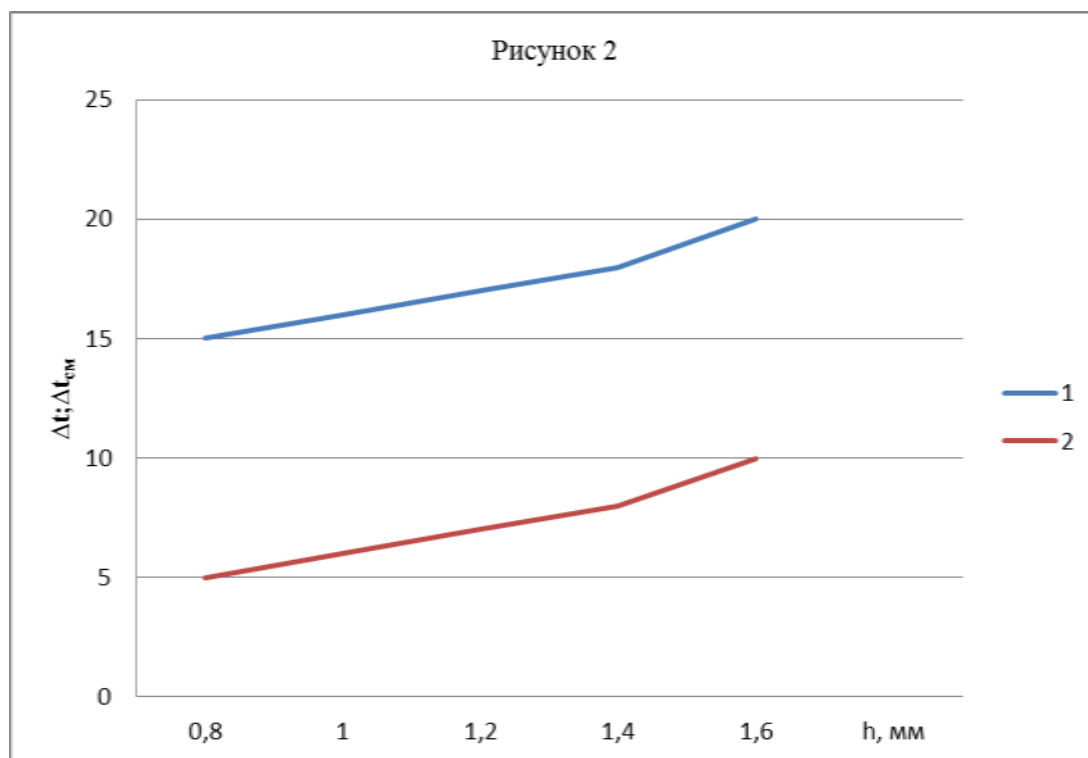


Рисунок 2 - Зависимость разницы температуры по длине полос перед прокаткой в последнем пропуске (1) и смоткой (2)

Таким образом, расчеты показали, что предлагаемый состав оборудования и технические характеристики специализированного стана для производства тонких горячекатаных полос обеспечивают процесс прокатки полос (0.8÷1.5)×1000 мм в оптимальном температурном диапазоне без превышения допустимых энергосиловых показателей. Кроме этого, рассмотренный комплекс оборудования способствует снижению разницы температуры металла по длине раската перед деформацией в последней клетке и смоткой в рулон без применения ускорения.

Литература:

1. *Таллер, Г.* Технология прокатки на стане Стеккеля фирмы VAI (экономичное и гибкое производство горячекатаной полосы и листов) / Г.Таллер, Г.Джумлия, В.Грубер и др.// Черные металлы. – 2005. – Апрель. - С. 99-100
2. *Коновалов, Ю.В.* Справочник прокатчика. Справочное издание в 2х книгах. Книга 1. Производство горячекатаных листов и полос / Ю.В. Ковалов. – М. : «Теплотехник», 2008. -640 с.
3. *Сосницкая, А.И.* Тенденции развития технологии и оборудования для получения тонких горячекатаных полос. / А.И. Сосницкая, В.Е. Гончаров // Материалы IV Международный научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых». – Донецк: ГОУВПО «ДОННТУ», 2018. – С. 215-217.

ИССЛЕДОВАТЬ ВЛИЯНИЕ АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКИ НА ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ УШИРЕНИЯ НА ВЕДУЩЕМ И ВЕДОМОМ ВАЛКАХ ПРИ ВАЛКОВОЙ АСИММЕТРИИ

Свистунова А.А., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

По результатам экспериментальных измерений получено распределение суммарного уширения при асимметричном и симметричном процессах прокатки (таблица 1; 2).

Таблица 1 - Уширения при скоростной асимметрии

№	H, мм	h, мм	B, мм	b, мм	$\Sigma\Delta b$, мм	Δh , мм	l_d , мм	h_{cp} , мм	$\frac{l_d}{h_{cp}}$
1	16,05	14,85	23,95 24,1	24,2 24,3	0,20 0,25	1,2	7,35	15,45	0,476
2	14,85	13,85	24,2 24,3	24,4 24,4	0,45 0,35	1,0	6,71	14,3	0,469
3	13,85	12,45	24,4 24,4	24,75 24,7	0,7 0,6	1,4	7,94	13,15	0,604
4	12,45	11,35	24,75 24,7	25,20 25,35	1,1 1,1	1,15	7,19	11,88	0,603
5	11,35	10,0	25,20 25,35	25,6 25,65	1,55 2,0	1,30	7,65	10,68	0,716
6	10	9	25,6 25,65	26,4 26,4	2,4 2,05	1,0	6,71	9,5	0,706
7	9	7,7	26,4 26,4	25,8 26,6	1,7 2,7	1,3	7,65	8,35	0,916
8	7,7	6,6	25,8 26,6	25,9 27,5	1,9 3,55	1,0	7,04	7,2	0,978
9	6,60	5,35	25,9 27,5	27,7 28,2	1,9 4,20	1,3	7,065	6,0	1,275
10	5,35	4,1	27,7 28,2	26,7 28,4	2,9 4,45	1,25	7,5	4,7	1,598
11	4,1	3,2	26,7 28,4	26,7 27,95	2,75 4,70	0,9	5,8	3,55	1,633

Таблица 2 - Уширение при симметричной прокатке

№	H, мм	h, мм	B, мм	b, мм	$\Sigma\Delta b$, мм	Δh , мм	l_d , мм	h_{cp} , мм	$\frac{l_d}{h_{cp}}$
1	15,3	14,75	23,8 23,7	24,5 24,4	0,7 0,7	0,55	5,28	14,99	0,382

Продолжение табл.2

2	14,75	13,85	24,4 24,4	24,7 24,7	0,95 0,95	0,9	6,12	14,24	0,43
3	13,85	12,85	24,7 24,7	25,1 24,95	1,4 1,4	1,0	6,71	13,33	0,503
4	12,85	11,7	25,1 24,95	25,25 25,25	1,5 1,5	1,15	7,25	12,27	0,591
5	11,7	10,4	25,25 25,25	25,6 25,6	1,8 1,9	1,3	7,65	11,03	0,694
6	10,4	9,3	25,6 25,6	25,7 25,7	2,0 2,0	1,1	7,04	9,83	0,716
7	9,3	8,05	25,7 25,7	26,1 26,0	2,35 2,30	1,25	7,5	8,65	0,867
8	8,05	6,8	26,1 26,0	26,5 26,3	2,7 2,55	1,25	7,3	7,44	0,981
9	6,8	5,7	26,5 26,3	26,6 26,5	2,8 2,8	1,10	7,19	6,28	1,145
10	5,7	4,4	26,6 26,5	26,85 26,45	3,1 2,7	1,3	7,65	5,05	1,515
11	4,4	3,3	26,85 26,45	27,1 27,4	3,3 3,3	1,1	7,04	3,85	1,829

Из рисунка 1 видно, что при асимметрии угловых скоростей при равных диаметрах валков уширение на ведомом валке меньше, чем при симметричном процессе прокатки.

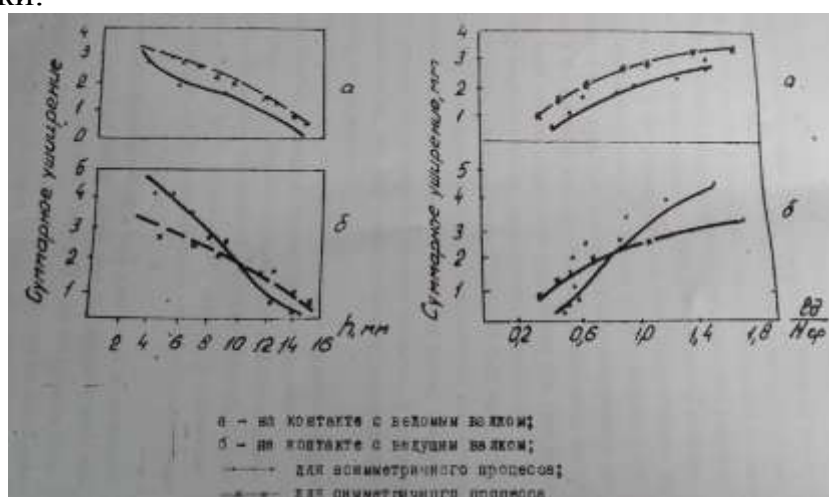


Рисунок 1 - Уширение при прокатке свинцовых образцов

На ведущем валке уширение при асимметричном процессе меньше только в интервале $\frac{l_d}{h_{cp}} = 0,35 - 0,72$, а затем начинает возрастать и превышает уширение при асимметричном процессе.

Уменьшение окружной скорости ведомого валка приводит к росту зоны опережения на нем, а так как уширение в основном формируется в зоне отставания, то его величина уменьшается.

Перераспределение уширения можно объяснить еще следующим образом. Скорость металла у вала с большей скоростью выше, чем у вала с меньшей скоростью. Следовательно, в металле на контакте с быстроходным валком возникают напряжения сжатия, а в контактной области металла с тихоходным валком - напряжения растяжения, что и приводит к перераспределению приконтактного уширения.

На ведущем валке окружная скорость увеличивается, следовательно, уширение с его стороны должно также увеличиваться. Однако величина уширения зависит от толщины полосы, поэтому в области высоких полос (рисунок 2.3) уменьшается зона опережения и силы трения в ней, снижаются влияния подпирющих напряжений, что облегчает течение металла в продольном направлении. При этом уменьшается доля смещенного объема, приходящегося на уширение.

С уменьшением толщины раската $\frac{l_d}{h_{ср}} = 0,72 - 1,83$, когда начинают деформироваться средние слои металла, зона опережения уменьшается, уширение начинает интенсивно расти, опережая величину уширения при асимметричном процессе прокатки. И чем тоньше становится полоса, тем доля смещенного объема, приходящегося на уширение, не возрастает.

Таким образом, при асимметричном процессе прокатки перераспределение обжатий приводит к перераспределению уширения.

Рассмотрим неравномерность распределения поперечной деформации по высоте сечения при прокатке свинцовых образцов (исходные размеры 15,3×26 мм) в валках разного диаметра и одинаковой шероховатости поверхности - верхний валок холостой, нижний - приводной.

На переднем конце уширение слоев, прилегающих к контактной поверхности приводного вала, меньше уширения приконтактных слоев со стороны холостого вала (рисунок 1). Это объясняется тем, что деформация металла на переднем конце при наличии одной внешней зоны происходит путем сдвига в продольном направлении со стороны преимущественно приводного вала, поскольку на холостом валке захват затруднителен – в момент захвата валок неподвижен. На преимущественное продольное течение захвата валок неподвижен. На преимущественное продольное течение металла со стороны приводного вала указывают, во-первых, наклонное положение первоначальных вертикальных рисок, нанесенных на боковой поверхности образцов - их шаг у контакта с приводным валком больше, чем в области контакта с холостым валком, и, во-вторых, изгиб полосы в сторону холостого вала.

Выводы

1. Перераспределение обжатий в процессе АП приводит к перераспределению уширения.
2. На ведущем валке уширение возрастает, а на ведомом уменьшается по сравнению с симметричным процессом.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ КОЛЕСНЫХ ЗАГОТОВОК НА СТАРЫХ ПРЕССОПРОКАТНЫХ ЛИНИЯХ

Мамичев С.А., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Характерными представителями прессопрокатных (ППЛ) линий старого типа являются линии АО «ВМЗ» и ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ», оборудование которых на данный момент морально и физически устарело. Состав оборудования вышеуказанных ППЛ включает три прессы перед колесопрокатным станом. Это позволяет реализовать принципиально различные технологические схемы и режимы деформации заготовок, что, зачастую, невозможно на ППЛ нового типа, имеющих в своем составе от одного до двух прессов [1]. Однако технологические возможности оборудования старых ППЛ линий использованы не в полной мере.

Наиболее удачной можно считать сравнительно новую технологию штамповки колесных заготовок на ППЛ АО «ВМЗ» [2]. Ее сущность заключается в получении стабильного диаметра осажённых на прессе 20МН заготовок за счет обеспечения стабильной их высоты. Затем, на прессе 50 МН, выполняют центровку заготовки путем ее подъема в нижнем технологическом кольце, установленном по оси прессы. Далее, одним ходом траверсы прессы, выполняют осадку с разгонкой заготовки в кольце верхней плоскоконической плитой.

Следует отметить, что на сегодняшний день практически все производители штампованно-катаных колес, в том числе и АО «ВМЗ», используют исходные заготовки, которые получают из непрерывнолитых слитков. Последние, как известно, имеют овальность в диапазоне 3 – 10 мм. В связи с этим недостатком технологии АО «ВМЗ» является большая величина свободной осадки исходных заготовок [2]. Это приводит к увеличению исходной овальности заготовки в 2-3 раза и, соответственно, - отрицательно влияет на стабильность процесса центровки заготовок перед деформацией на прессе 50 МН. Кроме того, также имеет место нестабильная работа центрователя заготовок на формовочном прессе 100МН. Поэтому актуально усовершенствовать технологическую схему и калибровки за счет обеспечения стабильности центровки заготовок на всех этапах получения колесной заготовки под прокатку. Решению данной задачи и посвящена настоящая работа.

Разработки выполнены применительно к технологии штамповки заготовок колес Ø957мм с плоскоконическим диском (ГОСТ 10791-2011), объем производства которых, как правило, составляет более половины годового объема выпуска колес на указанных выше предприятиях.

Предлагаемая калибровка представлена на рис. 1.

Как видно из рис. 1а, в предлагаемой технологии предусмотрено использование верхнего плавающего кольца на прессе 20МН, что гарантированно будет

обеспечивать отсутствие овальности осаженных заготовок и, соответственно, - стабильную их центровку в нижнем технологическом кольце на прессе 50МН.

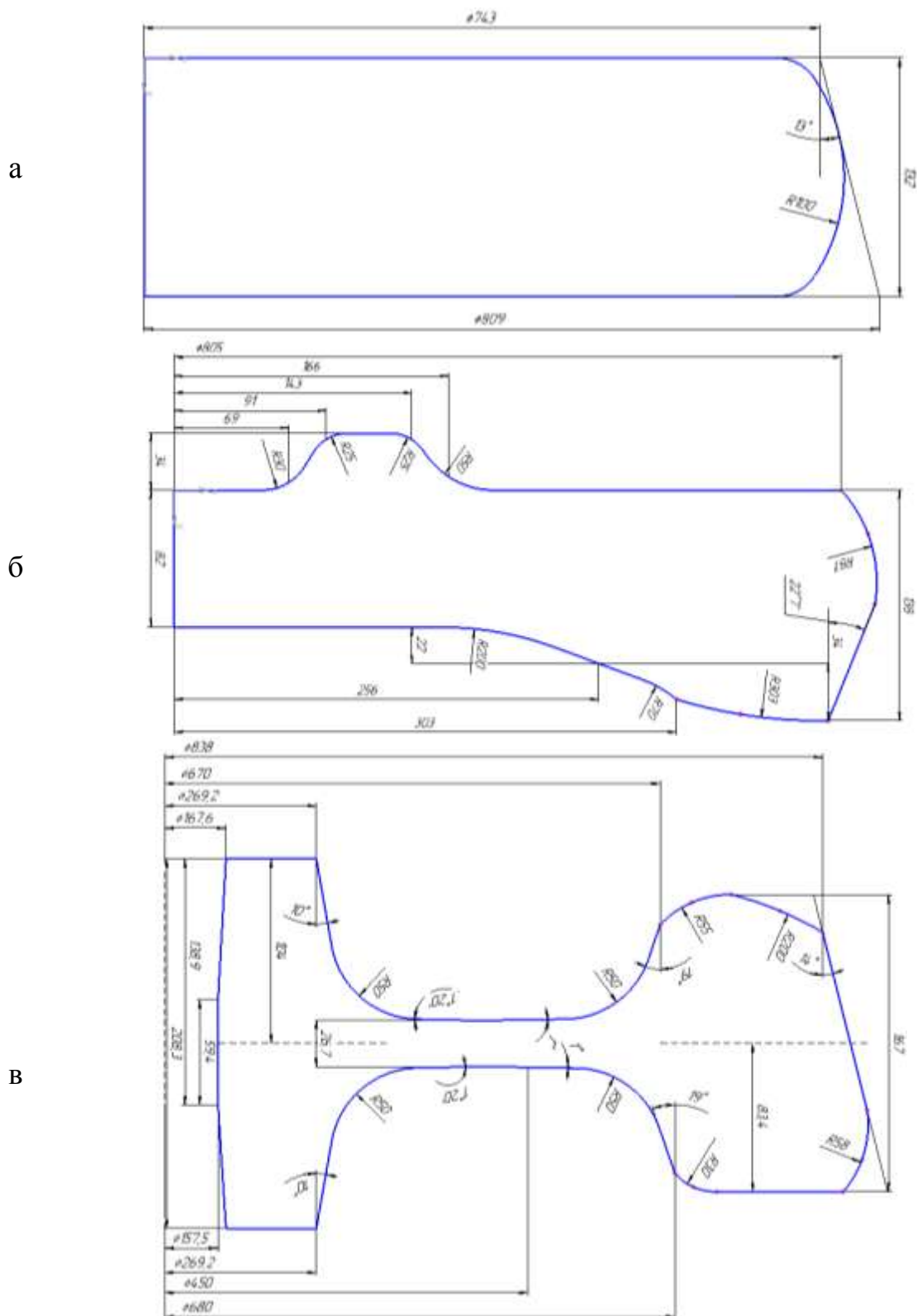


Рисунок 1 – Калибровка по металлу для прессы: а – 20МН; б – 50МН; в - 100МН

Кроме того, в сравнение с технологией АО «ВМЗ», уменьшен диаметр осаженой на прессе 20МН заготовки, что обеспечивает рациональное распределение обжатия металла на переходе «пресс20МН – пресс 50МН» и равномерную силовую загрузку вышеуказанных прессов.

Предварительно осаженная на прессе 20МН заготовка (рис. 1а) после кантовки на 180° сначала центрируется нижним технологическим кольцом прессы 50МН, а затем подвергается осадке с разгонкой нижней конусной плитой. Возможность использования заготовок с прессы 20МН меньшего диаметра обеспечивается большей высотой технологического кольца [3]. Выполнение разгонки с нижней части заготовки способствует снижению асимметрии при разгонке, так как в этом случае проще обеспечить соосность технологического кольца и конусной плиты.

Как видно из рис. 1б, с верхней стороны получаемой на прессе 50МН заготовки выполняют формовку части ступицы колесной заготовки. Это позволяет выполнять самоцентрировку поступившей на пресс 100МН предварительно скантованной заготовки в нижнем формовочном штампе под действием собственной силы тяжести. Роль установленного на прессе центрователя в этом случае сводится лишь к смещению оси заготовки в направлении оси прессы.

Выводы:

Усовершенствована технологическая схема и калибровка для штамповки колесных заготовок под прокатку колес $\varnothing 957$ мм с плоскоконическим диском (ГОСТ 10791-2011). Предлагаемый режим деформации обеспечивает рациональное распределение суммарного обжатия между прессами и равномерную силовую загрузку прессов. Разработана схема штамповки также обеспечивает повышение стабильности размеров получаемых колесных заготовок за счет устранения овальности осаженных исходных заготовок и точности центровки заготовок относительно инструмента на всех этапах штамповки.

Литература:

1. *Снитко, С.А.* Совершенствование технологии и оборудования в колесопрокатном производстве / С.А. Снитко, А.В. Яковченко, А.Л. Сотников // Вестник Донецкого национального технического университета. – 2017. - № 4. – С.13-21.

2. *Волков, А.М.* Совмещение операций осадки и разгонки на прессе усилием 49 МН с использованием заготовок из слитков, отлитых в цилиндрические изложницы с обточенной поверхностью / А.М. Волков [и др.] // Современные технологии производства транспортного металла: материалы конференции «Трансмет – 2007». – Екатеринбург, 2007: УГТУ–УПИ, 2008. – С. 245-248.

3. *Мамичев, С.А.* Совершенствование технологии осадки и разгонки колесных заготовок для колес диаметром 957мм / С.А. Мамичев, С.А. Снитко // Металлургия XXI столетия глазами молодых: междун. науч.-практ. конф., Донецк, 23 - 24 мая 2018 г.: ДонНТУ, 2018. – С. 194 – 197.

ЭВОЛЮЦИЯ ЗОНЫ УПЛОТНЕНИЯ ПРИ РАВНОКАНАЛЬНОМ УГЛОВОМ ПРЕССОВАНИИ

Бабич И.Н., Рябичева Л.А.

Луганский национальный университет имени Владимира Даля
г. Луганск, ЛНР

В настоящее время для получения заготовок с мелкозернистой структурой и высокими механическими свойствами наиболее эффективны технологии порошковой металлургии в сочетании с интенсивными пластическими деформациями, в частности, равноканальным угловым прессованием (РКУП) [1].

Известно, что в порошковой спеченной заготовке после РКУП можно выделить центральную область с достаточно равномерным распределением плотности и деформаций, а также торцовые области с пониженной плотностью и значительной неравномерностью деформаций. Структура материала в торцовых областях весьма неоднородна, в то время как в центральной области формируется ультрамелкозернистая структура [2].

Минимально возможная длина заготовки после РКУП зависит от наибольшего размера поперечного сечения образца. Для цилиндрической заготовки минимальная длина l_{min} составляет полтора ее диаметра $d_{заг}$, а для призматической l_{min} равна наибольшей диагонали прямоугольника, образующего поперечное сечение. В случае квадратного сечения $l_{min} = h\sqrt{2}$, где h - длина стороны заготовки [2]. В этом случае протяженность центральной области в заготовке будет минимальной, а ее размеры недостаточны, чтобы изготовить образцы для проведения стандартных механических испытаний [3].

При этом максимальная длина образца определяет размеры входного и выходного канала матрицы, от которых зависят габаритные размеры инструмента и выбор необходимого для РКУП технологического оборудования. В работах [2, 3] установлено, что соотношение размеров заготовки оказывает заметное влияние на длину указанных выше областей после РКУП. При этом практически отсутствуют научно обоснованные рекомендации о выборе соотношений размеров заготовки, достаточных для получения из деформированного по схеме РКУП материала стандартных образцов для механических испытаний.

Целью работы является исследование влияния начальной пористости на эволюцию очага деформации при равноканальном угловом прессовании порошковых заготовок различной длины для определения предельных соотношений размеров, обеспечивающих получение наибольшей центральной области с высокой плотностью и мелкозернистой структурой, а также поиск аналитических зависимостей для определения радиусов сопряжения рабочих поверхностей входного и выходного каналов матрицы.

Теоретические и экспериментальные исследования [2-5] показали, что места сопряжения рабочих поверхностей каналов матрицы являются зонами концентрации напряжений, оказывающих отрицательное влияние на стойкость инструмента. В работах [2, 3] установлено, что одним из путей повышения стой-

кости штампового инструмента является правильный выбор радиусов сопряжения рабочих поверхностей.

Согласно результатам [3], для уменьшения концентрации напряжений, внутренний радиус сопряжения каналов матрицы можно определить неравенством вида:

$$0,03h < r < 0,15h, \quad (1)$$

а внешний радиус сопряжения каналов матрицы - согласно неравенству:

$$0,15h < R < 0,45h, \quad (2)$$

где r - внутренний радиус сопряжения каналов матрицы;

R - внешний радиус сопряжения каналов матрицы.

Моделирование процесса РКУП проводили для порошковых заготовок различной длины квадратного поперечного сечения с высотой стороны $h = 15$ мм. Длина заготовок после РКУП l составляла 30, 45, 60, 75 и 90 мм. Отношение длины заготовки l к стороне квадрата h (l/h) составило 2, 3, 4, 5 и 6, соответственно. Исходная пористость θ_0 первой партии заготовок составила 40%, исходная длина $l_0 = 42, 63, 84, 105$ и 126 мм. Исходная пористость θ_0 второй партии заготовок равнялась 10%, исходная длина $l_0' = 33, 50, 66, 83$ и 100 мм. Моделирование выполняли для одного цикла РКУП.

Конечно-элементная модель РКУП представлена на рис. 1, а. Входной и выходной каналы матрицы пересекаются под углом 90° . Используя неравенства (1) и (2), внутренний и внешний радиусы сопряжения каналов матрицы приняли равными 2 мм и 5 мм.

Прессование заготовки осуществляется за счет перемещения пуансона 2 во входном канале матрицы, а противодействие обеспечивается гидроцилиндром через контрпуансон 5, перемещающийся в выходном канале матрицы. При моделировании штампового инструмента использовали модель упругопластического материала: модуль упругости 220000 МПа, предел текучести 1100 МПа, предел прочности 1460 МПа, коэффициент Пуассона 0,27. Материал заготовки также упругопластический: модуль упругости 124000 МПа, коэффициент Пуассона 0,35. Зависимость интенсивности напряжений от интенсивности деформаций построена по результатам испытаний на сжатие пористых порошковых образцов и задана таблично в массиве исходных данных. В процессе моделирования использована модель трения по Кулону, коэффициент трения составил 0,1. Величину противодействия $p_{пр}$ для заготовок с $\theta_0 = 40\%$ принимали 130 МПа, а при $\theta_0 = 10\%$, $p_{пр} = 150$ МПа.

Распределение интенсивности деформации исследовали в осевом сечении, параллельном горизонтальной оси на установившейся стадии течения, когда заготовка почти целиком находится в выходном канале матрицы (рис. 1, б).

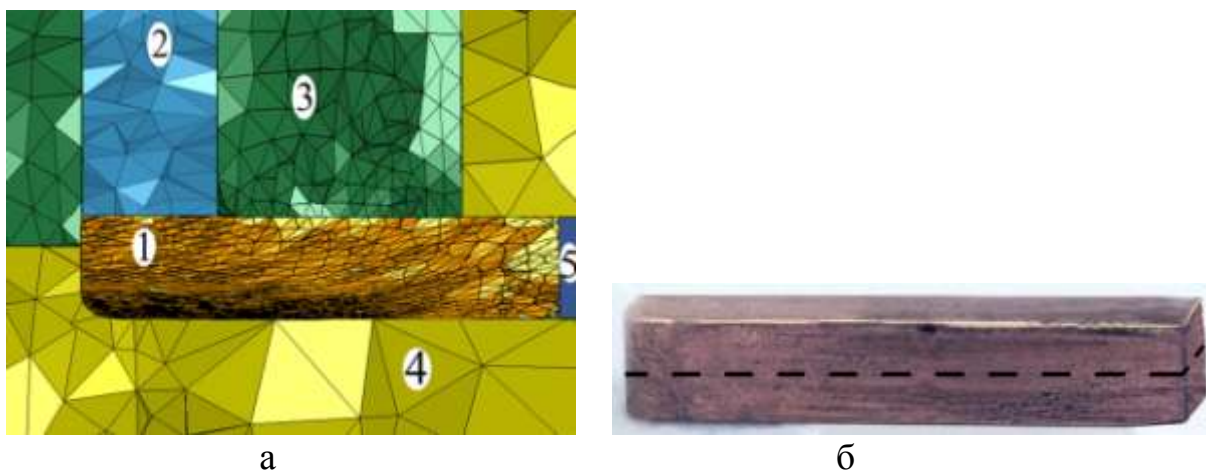


Рисунок 1- Схема процесса РКУП – а и фото образца – б: 1 – заготовка; 2 – пуансон; 3 – полуматрица верхняя; 4 – полуматрица нижняя; 5 – контрпуансон

На рис. 2 представлены распределения интенсивности деформаций для образцов с начальной пористостью 40% и 10% для разных размеров исходной заготовки. Анализ зависимостей показал, что кривые интенсивности деформаций при всех длинах заготовок имеют максимум в очаге деформации, который увеличивается с ростом длины образца и совпадает с очагом уплотнения в центральной области.

Увеличение длины заготовки с 30 до 45 мм при начальной пористости 40% приводит к увеличению длины очага деформации с 9 до 15 мм, а уменьшение θ_0 до 10% способствует увеличению длины очага деформации до 15 и 27 мм, соответственно (рис. 2, а). При этом в заготовках с $\theta_0=40\%$ значительное влияние на процесс формоизменения оказывает структурная деформация, поэтому деформация твердой фазы составляет от 2,2-2,8 в торцовых областях до 3,3-3,5 в центральной области, что на 20-30% ниже, чем в заготовках с $\theta_0=10\%$, где величины деформации достигали 3,7-4,2 в торцовых областях и 4,6-4,8 в очаге деформации.

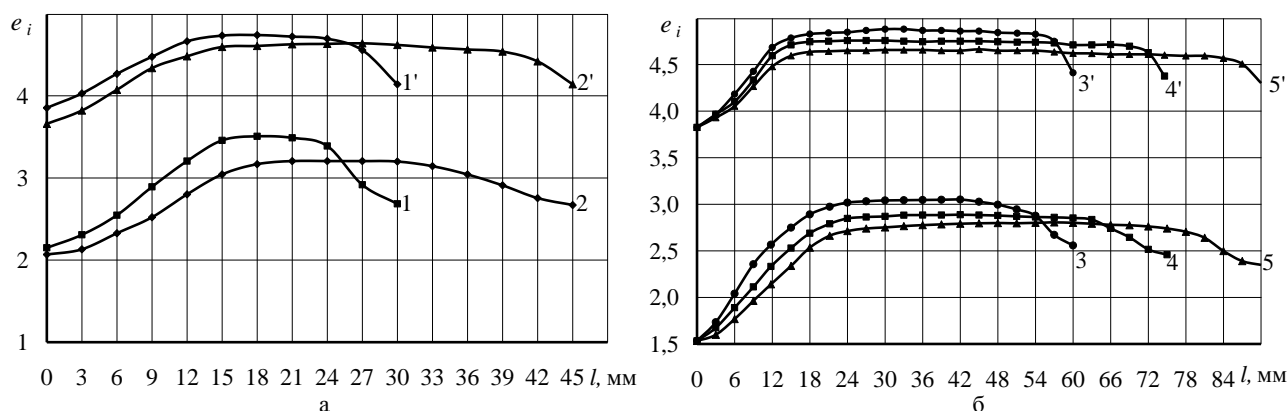


Рисунок 2 - Эволюция очага деформации при различной начальной пористости и длине заготовки: 1 – $l = 30$ мм, $\theta_0 = 40\%$; 1' – 30 мм, $\theta_0 = 10\%$; 2 – $l = 45$ мм, $\theta_0 = 40\%$; 2' – $l = 45$ мм, $\theta_0 = 10\%$; 3 – 60 мм, $\theta_0 = 40\%$; 3' – 60 мм, $\theta_0 = 10\%$; 4 – 75 мм, $\theta_0 = 40\%$; 4' – 75 мм, $\theta_0 = 10\%$; 5 – 90 мм, $\theta_0 = 40\%$; 5' – 90 мм, $\theta_0 = 10\%$

Дальнейшее увеличение длины заготовки до 60, 75 и 90 мм при $\theta_0 = 40\%$ характеризуется увеличением очага деформации в направлении течения металла до 30, 39 и 60 мм. При тех же длинах заготовки и $\theta_0 = 10\%$, длина очага деформации возросла до 46, 63 и 76 мм, соответственно (рис. 2, б).

Следовательно, увеличение конечной длины заготовки с 30 до 90 мм ведет к увеличению длины очага деформации в 6,3 раза с 15 до 76 мм при $\theta_0 = 10\%$, а при $\theta_0 = 40\%$ - в 6,7 раза, с 9 до 60 мм (рис. 2). В то же время уменьшение θ_0 с 40% до 10% приводит к увеличению очага деформации в 1,5 раза, поэтому наращивание длины заготовки является более эффективным способом увеличения центральной области.

В связи с этим возникает необходимость определить оптимальную величину отношения l/h при деформировании за один цикл РКУП. Для этого используем зависимость отношения длины центральной области l_d/l от l/h : $l_d/l = f(l/h)$, представленную на рис. 3. Анализ данной зависимости показал, что при увеличении длины заготовки с 30 до 90 мм, центральная область увеличивается с 50% до 84% при $\theta_0 = 10\%$, и с 30% до 67% при $\theta_0 = 40\%$.

При этом наиболее интенсивный рост доли очага деформации от общего размера заготовки происходит вплоть до $l/h = 4$, после чего при $l/h = 6$ достигает близкой к пределу величины 84% при $\theta_0 = 10\%$, в то время как для $\theta_0 = 40\%$ и $l/h = 6$, $l_d/l = 0,67$.

Зависимость деформации для твердой фазы $e = f(l/h)$ на рис. 4 позволяет сделать вывод, что наиболее интенсивный рост деформации происходит до $l/h = 4$ при $\theta_0 = 10\%$ и до $l/h = 5$ при $\theta_0 = 40\%$.

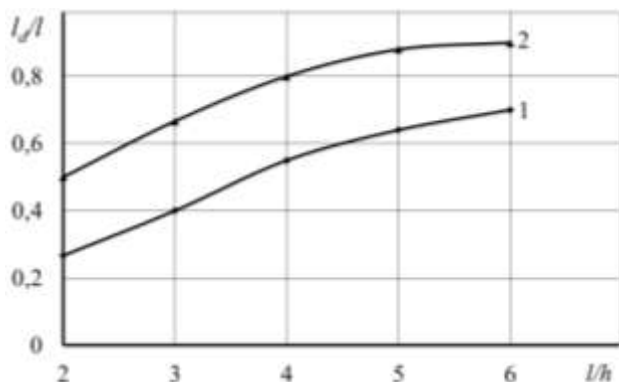


Рисунок 3 - Зависимость относительной длины очага уплотнения l_d от исходной пористости и размеров заготовки после РКУП: 1 – $\theta_0 = 40\%$; 2 – $\theta_0 = 10\%$

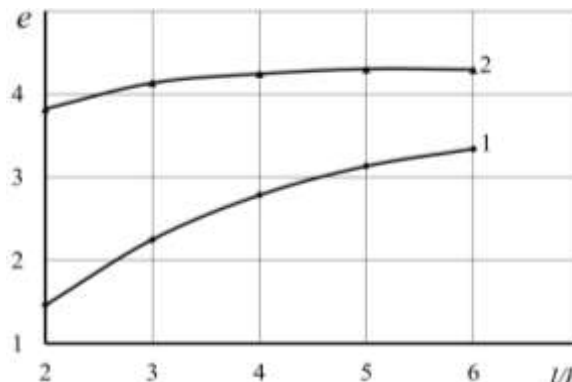


Рисунок 4 - Зависимость средней величины деформации твердой фазы от исходной пористости и размеров заготовки после РКУП: 1 – $\theta_0 = 40\%$; 2 – $\theta_0 = 10\%$

Расчет стойкости матрицы к малоцикловой усталости с использованием результатов моделирования показал, что увеличение конечной длины заготовки свыше 90 мм приводит к значительному увеличению силы РКУП и напряжений в матрице при всех значениях пористости, что снижает стойкость инструмента в 2,6-7,1 раза и является нецелесообразным. В частности, при $\theta_0 = 10\%$ и $l = 90$ мм, интенсивность напряжений в области внутреннего радиуса сопряжения полу-

матрицы верхней составила 1042 МПа и приблизилась к пределу текучести штамповой стали, расчетная стойкость полуматрицы верхней составила 23 заготовки. В области внешнего радиуса сопряжения интенсивность напряжений составила 926 МПа, расчетная стойкость полуматрицы верхней составила 94 заготовки. В то же время при $\theta_0 = 10\%$ и $l = 60$ мм интенсивность напряжений в области внутреннего радиуса сопряжения полуматрицы верхней составила 967 МПа (расчетная стойкость 167 заготовок), для внешнего радиуса сопряжения полуматрицы нижней – 783 МПа (расчетная стойкость 248 заготовок).

Исследование микроструктур в центральной области каждой из заготовок показало, что средняя величина зерна меди уменьшилась с 11 до 2 мкм при изменении длины заготовки с 30 до 90 мм при $\theta_0 = 40\%$, и с 11 до 0,7 мкм при $\theta_0 = 10\%$. Причем наиболее интенсивное измельчение зерна под влиянием сдвиговых деформаций происходило в заготовках длиной 60 мм, с 11 до 4 мкм при $\theta_0 = 40\%$, и с 11 до 1,4 мкм $\theta_0 = 10\%$, соответственно.

На основании изложенного выше можно сделать вывод, что в случае РКУП заготовок прямоугольного и квадратного сечения, рационально использовать такие заготовки, у которых после РКУВ отношение длины к высоте равно 4.

Выполнено исследование эволюции очага деформации при равноканальном угловом прессовании порошковых заготовок начальной пористостью 40% и 10%, длина которых после деформирования составила 30, 45, 60, 75 и 90 мм. Определены предельные соотношения размеров, обеспечивающие получение заготовок с наибольшей центральной областью, высокими механическими свойствами и плотностью. Определены оптимальные соотношения размеров заготовки, обеспечивающие получение образцов для механических испытаний и равноплотных заготовок с мелкозернистой структурой. Разработаны рекомендации и предложены аналитические зависимости для определения оптимальных радиусов закругления каналов матрицы для повышения стойкости штампового инструмента.

Литература:

1. Роман, О.В. Исследование процесса холодной штамповки выдавливанием спеченных пористых заготовок / О.В. Роман, Е.А. Дорошкевич, Е.В. Звонарев [и др.] // Порошковая металлургия. – 1980. – №11. – С. 28-34.
2. Рябичева, Л.А. Технологии изготовления порошковых деталей методами пластического деформирования / Л.А. Рябичева, А.Т. Цыркин – Луганск, Изд-во ВНУ им. В. Даля, 2009. – 176 с.
3. Kim, H.S. Finite element analysis of equal-channel angular pressing of strain rate sensitive metals. / H.S. Kim, M.H. Seo, S.H. Hong II Journal of Materials Processing Technology. Vol. 130-131, 2002, pp. 497-503.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКИ И ЖЕСТКОСТИ ЛИНИИ ПРИВОДА НА РАЗНОТОЛЩИННОСТЬ ПРОКАТЫВАЕМЫХ ПОЛОС

Ткаченко С.В., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

На листовых прокатных станах при разных коэффициентах динамичности линии приводов, особенно при захвате металла валками, приводит к загибу переднего конца полосы и затрудняет тем самым задачу полосы в последующие клетки, что может привести к аварийным простоям. Это создает трудности при обрезке переднего конца на ножницах и приводит к внеплановым остановкам стана. Также это приводит к возникновению продольной разнотолщинности полос[1].

Сообщение валкам перед захватом заведомо неравных скоростей позволяет выравнять их угловые скорости и тем самым избежать загиба переднего конца раската, и в процессе прокатки, уменьшить продольную разнотолщинность полос.

Для изучения влияния податливости линии привода провели лабораторные исследования на стане 100, который оснастили устройствами, позволяющими зафиксировать углы закручивания линии при динамических нагрузках. За редуктором стана и в конце линии стана на выходной шейке валка установили фото- и светодиоды позволяющие зафиксировать углы закручивания линии привода. Запись сигналов от светодиодов фиксировались на светолучевом осциллографе Н145 и записывались на светочувствительной бумаге УФ.

Также на лабораторном стане 100 произвели запись выбега линии стана. Определили время выбега (t_0), частоту вращения ($n_{\partial 0}$), мощность, затрачиваемую на вращение агрегата ($P_{вр.0}$), момент инерции ($J_{общ}$) и маховый момент (GD^2) с помощью метода свободного выбега [2]. Результаты приведены в таблице 1.

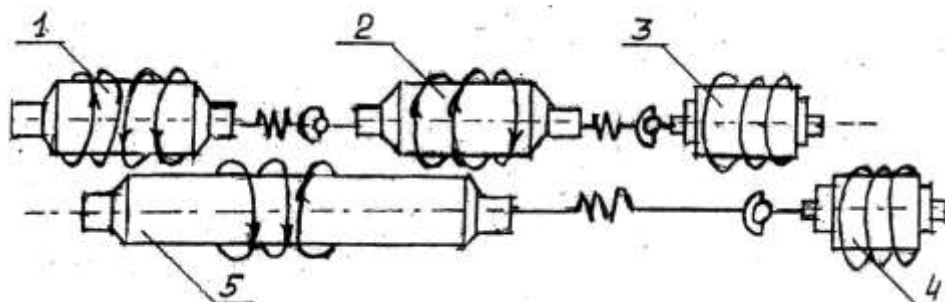
Таблица 1-Результаты расчетов

$P_{вр.0}$, Вт	$n_{\partial 0}$, об/мин	t_0 , с	$J_{общ}$, кг·м ²	GD^2 , Н·м ²
519,5	1022,3	7,5	0,68	26,66

При прокатке в многорядных клетях линии приводов верхнего и нижнего валков имеют различную податливость, которая определяется величиной упругого поворота концевых поперечных сечений линии относительно друг друга при загрузке крутящим моментом. В многорядной клетке в линии привода имеется дополнительное упругое звено (промежуточный вал) между валками (рисунки 1).

В период захвата металла каждой пары валков скорость каждого валка не равна скорости двигателя на величину упругого закручивания. При этом валок, имеющий большую податливость линии привода, имеет и больший угол закру-

чивания[3]. Сообщение валкам перед захватом заведомо неравных скоростей позволяет выравнять их угловые скорости в период захвата и, тем самым избежать загиба переднего конца раската.



1,2,5 – прокатные валки; 3,4- двигатели

Рисунок 1 - Принципиальная схема линии привода многорядной клетки

Процесс предлагается осуществить в многорядной клетке имеющей податливость, приблизительно, для первой линии $\delta_2=5 \cdot 10^{-8}$ рад/Н·м и второй $\delta_3=3 \cdot 10^{-8}$ рад/Н·м. Поскольку диаметры валков в парах практически равны, то для определения разности чисел оборотов, воспользовались формулой:

$$n_2 - n_1 = n_1 (\delta_2 - \delta_1) \frac{M}{2} \sqrt{\frac{\Delta h}{R}}, \quad (1)$$

где n_1, n_2 - относительная скорость валков в первой линии и во второй линии;

δ - податливость приводов между линиями и в линии стана;

R- радиус валков;

M- момент прокатки;

Δh – обжатие полосы.

Введение регулирования в многорядной клетке позволяет получить готовые полосы с $A=7$ мм (амплитуда волны) и $\lambda=1000$ мм (длина волны полосы). Это позволит уменьшить продольную разнотолщинность полос на 0,2-0,5 мм.

Литература:

1. *Поваляев, В. Д.* Динамика главного привода рабочих валков в условиях нестационарного процесса асимметричной прокатки / В. Д. Поваляев // *Захист металургійних машин від поломок = Защита металлургических машин от поломок : міжвуз. темат. зб. наукових праць / ПДТУ. - Маріуполь, 1997. - Вип. 2. - С. 39-49.*

2. *Кацман, М.М.* Руководство к лабораторным работам по электрическим машинам и электроприводу : Учеб. пособие/ М.М. Кацман. -М.: Высш. шк., – 2001.

3. *Васин, В.М.* Электрический привод: Учеб. пособие для техникумов / В.М. Васин. -М.: Высш. шк. – 1984.-231 с.

АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ РЕДУЦИРОВАНИЯ СЛЯБА В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ И НА ГОРИЗОНТАЛЬНОМ ПРЕССЕ

Василенко Д.А., Руденко Е.А.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

На сегодняшний день широкое распространение получил процесс редуцирования непрерывнолитых слябов, позволяющий сократить число типоразмеров кристаллизаторов по ширине и получить полосу на широкополосном стане 200-300 мм меньше ширины исходного сляба.

Технология редуцирования слябов может быть реализована путем обжатия в вертикальных валках (ВВ) с последующим проглаживанием широких граней раската в горизонтальных валках (ГВ) на исходную толщину (рис.1а), а также на горизонтальном прессе (рис.1б). Редуцирующую вертикальную клетку или горизонтальный пресс устанавливают в начале черновой группы клетей широкополосного стана.

У электромеханического горизонтального пресса с силой прессования до 25 МН и мощностью привода 3,3 МВт, позволяющего обрабатывать слябы шириной 1000-2200 мм и длиной до 12,2 м, каждый из бойков мог перемещаться на 100 мм. Пресс работает пошагово в реверсивном режиме.

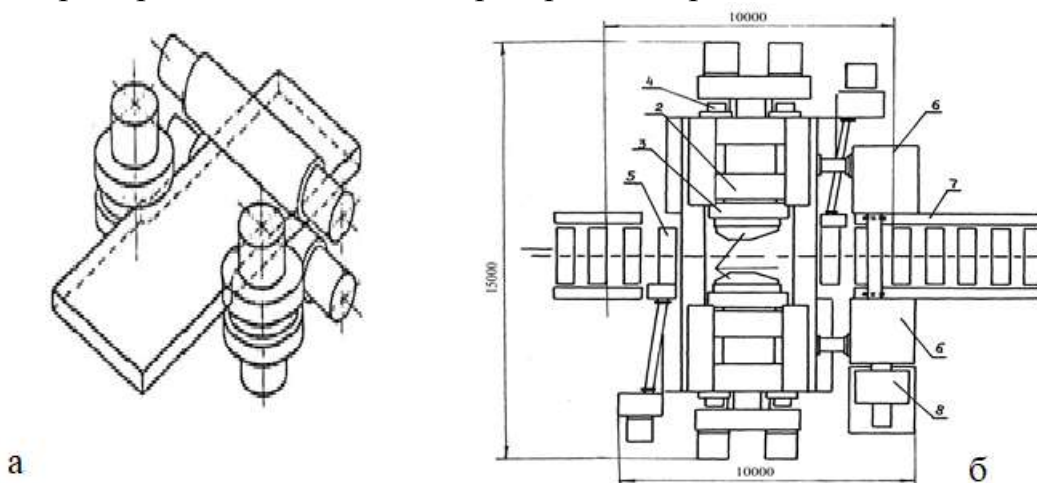


Рисунок 1 – Схема расположения валков редуцирующего агрегата (а,б); горизонтальный пресс для редуцирования слябов по ширине (в):

1- бойки, 2- подвижная поперечина, 3- подштамповая плита, 4- винты, 5- тянущие ролики, 6- редуктор, 7- рольганг, 8- электропривод.

В работе [1] отмечено, что обжатие сляба при использовании пресса позволяет уменьшать ширину на 300 мм, а в вертикальных валках за три последовательных реверсивных прохода только на 150 мм. Отмечены также преимущества и недостатки применения прессов. Однако в литературе мало конкретных сопоставительных данных по параметрам формы концов раската в плане и

эффективности уменьшения ширины после редуцирования на прессе и в вертикальных валках.

В этой связи в данной работе была поставлена задача, получить сопоставительные данные процессов редуцирования слябов в вертикальных валках и на горизонтальном прессе.

Исследования проводили методом физического моделирования на лабораторном гидравлическом прессе, на редуцирующей и проглаживающей клетях с валками диаметром 70 мм и 50 мм. Моделирующим материалом был выбран свинец. Масштаб моделирования 1:30. Моделировали процесс редуцирования слябов размерами: толщина 240 мм, ширина – 1200 мм, 1650 мм и 2100 мм. Длину принимали равной 1.5-2 ширины. Согласно с масштабом моделирования изготавливается три партии образцов. Толщина образцов 8 мм, ширина 40, 55, 70 мм.

Для обжатия образцов на лабораторном гидравлическом прессе использовали плоские бойки. Образцы каждой ширины обжимали на прессе и в вертикальных валках на 1.5, 3, 4.5 мм. В качестве факторов, которые влияют на параметры формоизменения приняли: В/Н- фактор формы поперечного сечения; $\Delta B/B$ - относительное обжатие ширины.

Параметрами редуцирования являлись: $\delta_{\text{п}}$, $\delta_{\text{з}}$ - утяжка ширины переднего и заднего концов раската; $l_{\text{п}}$, $l_{\text{з}}$ - длина утянутого переднего и заднего концов с уменьшающейся; $f_{\text{п}}$, $f_{\text{з}}$ - вогнутость переднего и заднего торцов (рис.2), а также к.п.д. редуцирования η , показывающий эффективность уменьшения ширины.

Эффективность η определили как отношение $\eta = \frac{B - b_{\text{прог}}}{\Delta B}$; где B , $b_{\text{прог}}$ – ширина сляба и раската после редуцирования и проглаживания соответственно; ΔB – абсолютное обжатие ширины сляба.

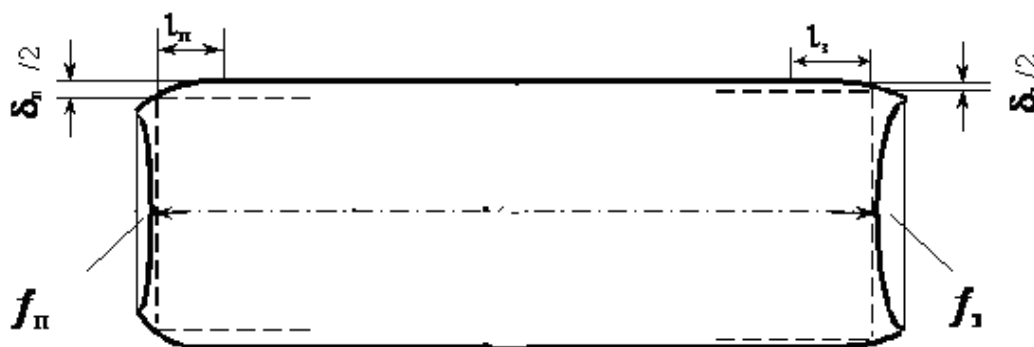


Рисунок 2 – Параметры формы раската в плане после редуцирования сляба и проглаживания

На рис. 3 показаны графики изменения средних значений параметров редуцирования в зависимости от переменных. По графикам видно, что при увеличении B/H и $\Delta B/B$ параметры формы концов $f_{\text{ср}}$ и $\delta_{\text{ср}}$ увеличиваются, причем $f_{\text{ср}}$, $\delta_{\text{ср}}$

при редуцировании слябов на прессе меньше, чем в вертикальных валках, а эффективность редуцирования η – больше. При максимальных обжатиях широких образцов значения разности утяжки ширины и вогнутости концов при редуцировании в вертикальных валках увеличиваются, а эффективность редуцирования – уменьшается.

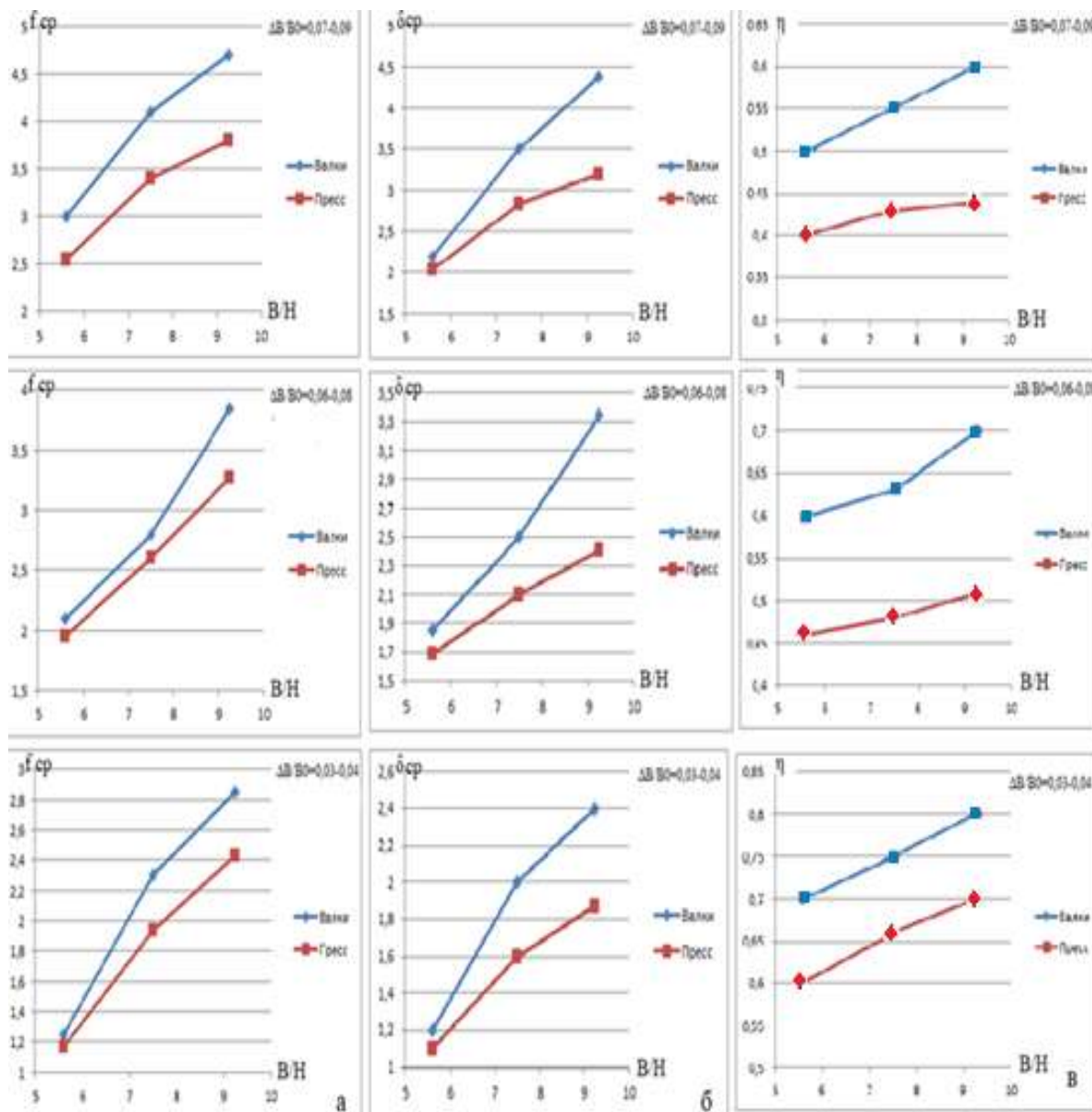


Рисунок 3 – Зависимость f_{cp} (а), δ_{cp} (б) и η (в) от отношения V/H и $\Delta B/B$

Таким образом, получены сопоставительные данные по параметрам формы концов раскатов в плане и эффективности редуцирования слябов на прессе и в вертикальных валках.

Литература:

1. Коновалов, Ю.В. Редуцирование непрерывнолитых слябов в технологической линии широкополосных станов горячей прокатки / Коновалов Ю.В., Руденко Е.А., Фролова М.О. // Сталь, 2014.- №6.- С.47-53.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ РАСКАТОВ ПРИ ОБЖАТИИ ТОРЦОВ СЛЯБОВ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ

Воропаев А. В., Юрченко Ю. И., Будакова С.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

При рациональном сочетании процессов прокатки в клетях с вертикальными и горизонтальными валками листы, прокатанные по продольной без протяжки и по поперечной схемам, могут получить форму, близкую к прямоугольный. Однако, мнения различных авторов относительно рационального сочетания прокатки в вертикальных и горизонтальных валках противоречивы.

Анализ научно-технической литературы позволил определить основную цель работы—установление закономерностей формоизменения металла при прокатке в вертикальных и горизонтальных валках, разработка технологии прокатки и методики расчёта режимов обжатий обеспечивающих форму толстых листов (в плане), близкую к прямоугольной.

Различие в формоизменении концов сляба и их основной части приводит к искажению прямоугольной формы полосы и повышенному расходу металла.

Прокатка в вертикальных валках производится в условиях «сверхвысокого» ($l_d/H_{cp} \ll 1,0$) очага деформации и сопровождается некоторыми особенностями формоизменения. Так, например, прокатка в вертикальных валках происходит без вытяжки центральной части сляба. Вследствие высокого и узкого очагов деформации значительно развивается внеконтактная деформация, обуславливающая сужение концов полосы. Причём сужение переднего конца превышает сужение заднего.

Вследствие узкого и высокого очагов деформации частицы металла переходят с боковых граней на поверхность сляба и образуют приконтактное уширение («наплывы»). Это уширение сляба неравномерно по его ширине (при обжатии торцов сляба). Оно отсутствует на переднем и заднем концах и максимальное в средней части сляба.

Качественная сторона указанных явлений довольно хорошо изучена и описана многими авторами.

Однако количественных зависимостей для определения сужения концов полосы в зависимости от основных параметров прокатки при обжатии торцов сляба в вертикальных валках практически нет. Известны формулы для определения сужения концов сляба при обжатии его боковых граней вертикальными валками и после проглаживающего пропуски в горизонтальных валках. Формулы, приведённые в этих работах, получены при прокатке сляба в вертикальных валках, т.е. для сравнительно узких пределов изменения параметров прокатки B/H (от 2,5 до 4,2) и l_d/b_{cp} (от 0,062 до 0,124).

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 ра-

ционального сочетания прокатки в вертикальной и горизонтальной клетях толстолистовых станов с целью получения листов прямоугольной формы.

Анализ литературных источников [1,2] и проведенные нами эксперименты показали, что основное влияние на сужение и удлинение концов сляба при прокатке в вертикальных валках оказывают Δh_b – абсолютное обжатие в вертикальных валках; D_b – 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 ($\delta_{вп,з}$) можно представить в виде функции:

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

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 рисунке.

Пределы изменения факторов $L/H = X_1$ и $l_d/L_{cp} = X_2$ приняты, исходя из размеров слябов и параметров прокатки в вертикальных валках толстолистового стана 3600 завода «Азовсталь».

Изменение L/H принято в пределах от 6 до 20; $l_d/L_{cp} =$ в пределах от 0,02 до 0,080. При планирования эксперимента выбран ортогональный центрально-композиционный план второго порядка.

На основании анализа характера распределения результатов измерений слябов, после предварительно проведенной прокатки установлено число параллельных измерений, равное трём.

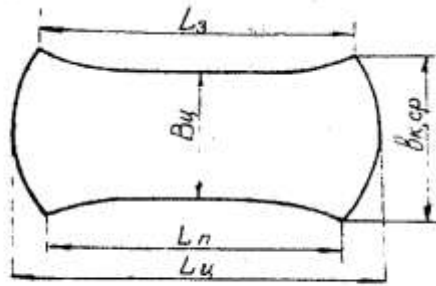


Рисунок - Схема изменений размеров раската после обжатия торцов слябов в вертикальных валках.

Математическая модель процесса предлагается определять в виде квадратичной зависимости:

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

где y - моделируемый параметр процесса прокатки;
 x - входной параметр прокатки;
 b - коэффициент уравнения регрессии.

По результаты выполненных экспериментов по исследованию формоизменения раскатов при обжатии торцов слябов в вертикальных валках получены зависимости для расчета относительного сужения переднего и заднего концов слябов при обжатии торцов вертикальными валками.

$$\sigma_{п,в}(\%) = -0.328 + 0,0067 \frac{L}{H} * 45,77 \frac{l_d}{L_{cp}} + 0,514 \frac{L}{H} * \frac{l_d}{L_{cp}} + 0,000006 \left(\frac{L}{H}\right)^2 - 289 \left(\frac{l_d}{L_{cp}}\right)^2$$

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

Полученные экспериментальные данные качественно согласуются с данными работы [2].

Литература:

1. Бровман, М. Я. Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М. Я. Бровман, Б. Ю. Зеличенко, А. И. Герцев. - М.: Металлургия, 1969. – 256 с.
2. Коновалов, Ю.В Справочник прокатчика: в 2-х книгах Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю. В Коновалов. – М: Теплотехник, 2008.– 640 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ СИЛОВОГО НАГРУЖЕНИЯ ЛИНИЙ ПРИВОДОВ ПРИ ПРОКАТКЕ АЛЮМИНИЕВЫХ И СВИНЦОВЫХ ОБРАЗЦОВ НА ЛАБОРАТОРНОМ СТАНЕ С ЦЕЛЬЮ ИЗУЧЕНИЯ ИЗГИБА ПОЛОСЫ НА ОДИН ИЗ ВАЛКОВ

Рожин А.А., Митьев А.П.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Для исследования силового нагружения на толстолистовых станах необходимы системы контроля и управления процессами прокатки, силоизмерительные устройства, методы их контроля.

Необходимо измерение сил прокатки, моментов прокатки, скоростей, температуры прокатываемого металла, обжатий, энергозатраты.

Известны методы расчета нормальных касательных напряжений для расчета сил прокатки.

Во многих расчетных формулах используются такие параметры, как коэффициент трения, который непосредственно на стане не определяется. Методики определения сил, используемые при проектировании, оказываются неудобными для оперативных расчетов, даже с использованием УВМ.

Из анализа отечественных и зарубежных методик видно, что результаты расчетов по ним отличаются весьма существенно на 30-65%.

Для повышения точности расчетов рекомендовано применительно к конкретному стану использовать методы математической статистики для получения регрессионных зависимостей, содержащих измеряемые параметры технологического процесса.

Из рассмотренных литературных источников следует:

- на станах, близких по технологии, сортаменту, маркам стали к составу оборудования предпочтительно использовать для определения сил прокатки статистические модели, установленные на одном из них;

- изучение изгиба полосы, токовых параметров, моментов прокатки целесообразно проводить в лабораторных условиях, так как в промышленных условиях это может вызвать повреждение линий привода, повреждение валков, а также брак [1].

Задачами работы является на лабораторном стане 100 исследовать:

- распределение загрузки приводов валков по крутящему моменту;
- установление соответствия (или поправочного коэффициента) измеренных сил прокатки по месдозам реальному нагружению клетки;
- экспериментальное определение модуля жесткости клетки.

Характеристика стана и объем экспериментальных исследований.

Стан 100 предназначен для моделирования процессов прокатки в лабораторных условиях.

Для проведения лабораторных исследований стан оснастили приборами измерения силы прокатки, крутящего момента, тока, напряжения двигателя, отметчиком времени прокатки.

При проведении эксперимента использовали алюминиевые образцы. В таблице 1 приведены обозначения измерений.

Таблица 1 - Обозначения измерений

Аппаратура тип	Измеряемые параметры	Цель и обос- нование изме- рений	Диапазон измерений	Погрешность, %	Регистрация
Шлейоровый ос- циллограф Н145	Сила тока двигателя, обороты на- пряжения	Определение энергосилово- го нагружения привода	0 – 21 А. 0 – 220 V	0,2	На бумаге УФ-200
Динамометр ДОСМ-3	Давление ско- рости, момент	Определение силовых и скоростных параметров	0 – 40 кН	0,2	На бумаге УФ-200

Для количественной оценки изгиба алюминиевых образцов при прокатке на лабораторном стане использовали понятие радиуса кривизны ρ .

Для определения ρ прокатываемый образец ложили боковой гранью на лист бумаги, обводили его карандашом по внутренней дуге, выбирали произвольно две точки на полученной кривой и проводили через эти точки хорду.

По стреле l (высоте сегмента) и длине хорды f определяли ρ по формуле:

$$\rho = \frac{l^2 + 4f^2}{f} \quad (1)$$

Для безошибочного установления причин необходимы высокоточные датчики скорости, позволяющие регистрировать ее с точностью десятых долей процента в период, включающий одновременный захват металла и разгон двигателей. Следует учитывать в переходных процессах различие в податливости валопроводов прокатного стана.

Описание поведения раската при разношероховатых валках можно оценить исходя из долевого значения нейтрального угла γ , по И.М Павлову:

$$\frac{\gamma}{\alpha} = 0,5 - \frac{\alpha}{4f} \quad (2)$$

(α – угол захвата; f – коэффициент трения).

С повышением коэффициента трения f увеличивается нейтральный угол и, следовательно, подпирательное влияние сил трения на сопротивление деформации. В результате снижения обжатия со стороны шероховатого валка и полоса изгибается в направлении шероховатого валка.

Литература:

1. Целиков, А.И. Основы теории прокатки. / А.И. Целиков. - М.: Металлургия, 1965 – 247с.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ С ОБЖАТЫМИ КРОМКАМИ

Гончаренко С.С., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Прокатка толстых листов характеризуется большим расходом металла на тонну годного - до 1,25. Расход металла идет в основном на боковую и торцевую обрезь, которая определяется неточностью формы листовых раскатов в плане. Уменьшение расхода металла при прокатке толстых листов является актуальной проблемой.

Наибольшее уменьшение боковой обрезки за счет снижения выпуклости по ширине и средней разноширинности в партии листов получают при их производстве с обжатыми кромками по всей длине.

Известные технологии прокатки листов с обжатыми кромками применимы только для производства листов толщиной больше 20 мм. Ограничение минимальной толщины при прокатке листов по продольно-поперечной схеме обусловлено их непараллельностью боковых кромок (продольной выпуклостью по ширине) и как следствие потерей устойчивости раската от поперечного изгиба при обжатии в вертикальных валках.

На толстолистовом стане 2000 металлургического завода «Красный Октябрь» (г. Волгоград) внедрен способ прокатки толстых листов с обжатыми кромками, включающий поэтапную разбивку ширины с промежуточными кантовками раската и продольную прокатку в вертикальных валках.

В линии толстолистового стана 5500 завода фирмы «Кавасаки сэйтэцу» в Мидзусиме (Япония) с целью получения толстых листов с обжатыми кромками установлена клеть с вертикальными валками, бочки которых имеют калиброванные и гладкие участки. Технология прокатки толстого листа предусматривает прокатку по следующей схеме: ВВ-ГВ-ГВ-ВВ-ГВ-ГВ, где ВВ – прокатка в вертикальных валках с обжатием по ширине и ГВ – прокатка в горизонтальных валках с обжатием по толщине. Чистовой проход в ВВ выполняется с прижимом боковых кромок верхними и нижними специальными роликами. При чистовых проходах в вертикальной клетке центр раската удерживают центральным роликом, а боковые кромки - прижимными роликами.

На рис. 1 приведена схема прокатки листов на стане 5500 заводы фирмы «Кавасаки сэйтэцу».

На Орско-Халиловском металлургическом комбинате (ОХМК) был реализован способ улучшения формы раскатов путем прокатки слябов в вертикальной клетке с переменными обжатиями по длине. Профилирование сляба осуществляется в процессе прокатки с помощью нажимного устройства вертикальной клетки по параболическому закону. Величина вогнутости узких граней сляба обеспечивает при прокатке в черновой клетке по поперечной и продоль-

ной схемам компенсацию сужения концов при продольной схеме прокатки и уменьшения веерообразных языков при поперечной.

Эти способы имеют ряд недостатков т.к. требуют дополнительных проходов в вертикальных и горизонтальных валках с дополнительными обжатиями и кантовками и дополнительного оборудования.

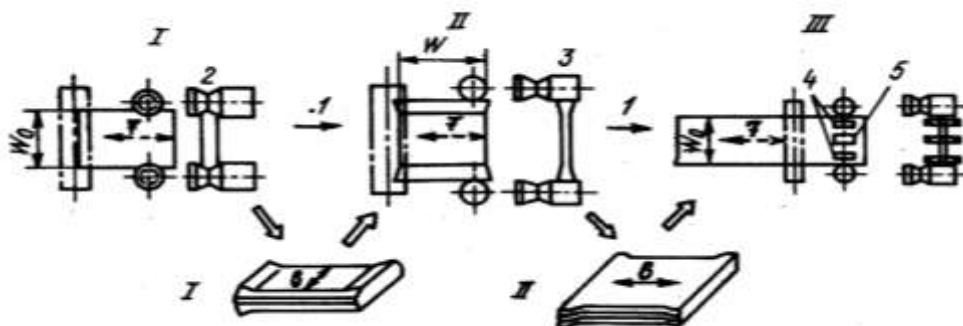


Рисунок 1 – Схема прокатки листов с применением вертикальной клетки:
 I – черновой проход в калиброванных вертикальных валках и клетки кварто;
 II – разбивка раската по ширине гладкими участками ВВ и прокатка в клетке кварто;
 III – чистовой проход гладкими участками с прижимом боковых кромок и прокатка в клетке кварто; 1 – кантовка; 2 – калиброванная часть валка;
 3 – гладкая часть валка; 4 – прижимные ролики у кромок;
 5 – центральный ролик; 6,7 – направление прокатки в ВВ и ГВ соответственно.

Данная работа посвящена производству толстых листов с обжатой кромкой во всем диапазоне толщин стана.

Нами предложен и разработан способ производства толстых листов с обжатыми кромками, основанный на принципе предварительной подготовки параллельных боковых кромок раската на стадии черновой прокатки и последующей чистовой прокаткой в универсальной клетке готовых листов всего диапазона толщин стана.

Моделировали новый способ прокатки толстых листов с обжатыми (катанными) боковыми кромками. Способ состоит из 3-х стадий прокатки. На первой стадии профилируются боковые стороны исходного, прямоугольного в плане, сляба, путем переменного обжатия в вертикальных валках (ВВ) по вогнутому параболическому закону. Затем сляб проглаживается по толщине в горизонтальных валках (ГВ) и кантуется на 90° . На второй стадии производится поперечная прокатка сляба (разбивка ширины) до заданной ширины и кантовка сляба на 90° . На третьей стадии раскат прокатывается в продольном направлении в системе ВВ-ГВ в реверсивном режиме с проглаживающими обжатиями в ВВ и заданными режимами обжатий в ГВ до толщины готового листа. Схема реализации способа показана на рис. 2.

Моделирование выполняли физическим методом на лабораторных станах. Моделируемый материал – свинец; масштаб моделирования 1:30. В соответствии с масштабом диаметр горизонтальных валков 50 мм, вертикальных – 65 мм.

Подготовили 3-и серии образцов толщиной 8 мм, шириной 45-50 мм и длиной 60, 90 и 120 мм. Для каждой длины изготовили по 3-и образца для разного числа проходов 2, 4 и 6.

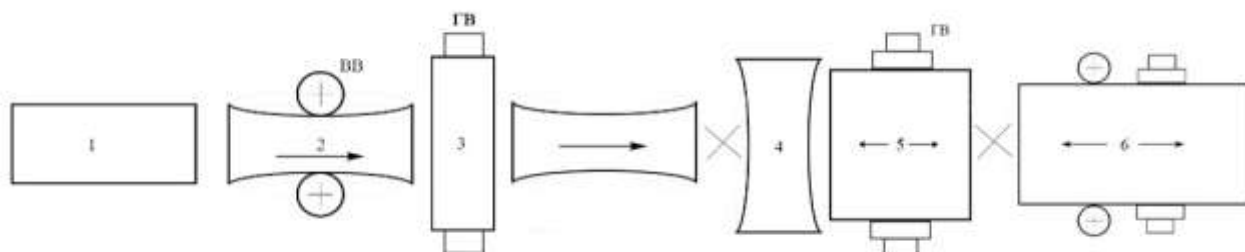


Рисунок 2 – Схема прокатки толстых листов с обжатыми кромками:
1-сляб; 2-профилирование узких граней в ВВ; 3-проглаживание в ГВ;
4 – кантовка раската на 90°; 5-поперечная прокатка в ГВ;
6-прокатка в ВВ-ГВ до заданной толщины.

Сущность способа состоит в том, что при поперечной прокатке слябов с вогнутой шириной, при определенных значениях суммарной вытяжки и частных вытяжек (числа проходов) раскат получит ровные торцы. Дополнительные исследования показали, что стрела вогнутости ширины профилированного и проглаженного сляба практически равна стреле выпуклости торцов раската при поперечной прокатке с аналогичным режимом обжатий не профилированного по ширине сляба.

В качестве исследуемых параметров приняли вогнутость ширины боковой кромки профилированного и проглаженного сляба $\delta f_{\text{вог}}$ и выпуклость торцов раската при поперечной прокатке исходного прямоугольного в плане сляба $\delta f_{\text{вып}}$

$$\delta f_{\text{вог}} = \delta f_{\text{вып}}$$

В качестве независимых переменных критериев: обжатие ширины сляба ΔB посередине его длины, суммарную вытяжку при поперечной прокатке λ , дробные вытяжки по проходам (число проходов N), а так же соотношение длины к толщине сляба L/H .

Результаты зависимостей $\delta f_{\text{вог}}$ и $\delta f_{\text{вып}}$ от переменных приведены на рис. 3 и 4.

Используя графики $\delta f_{\text{вып}} = f(\lambda, L, N)$ можно для каждого набора переменных определить $\delta f_{\text{вып}}$, приравнять значения выпуклости торцов при разбивки ширины к вогнутости ширины сляба после его обжатия в ВВ и проглаживания в ГВ ($\delta f_{\text{вог}} = \delta f_{\text{вып}}$), а затем по графику $\delta f_{\text{вог}} = f(\Delta B, B)$ определить значение максимального обжатия ширины сляба по середине его длины при профилировании.

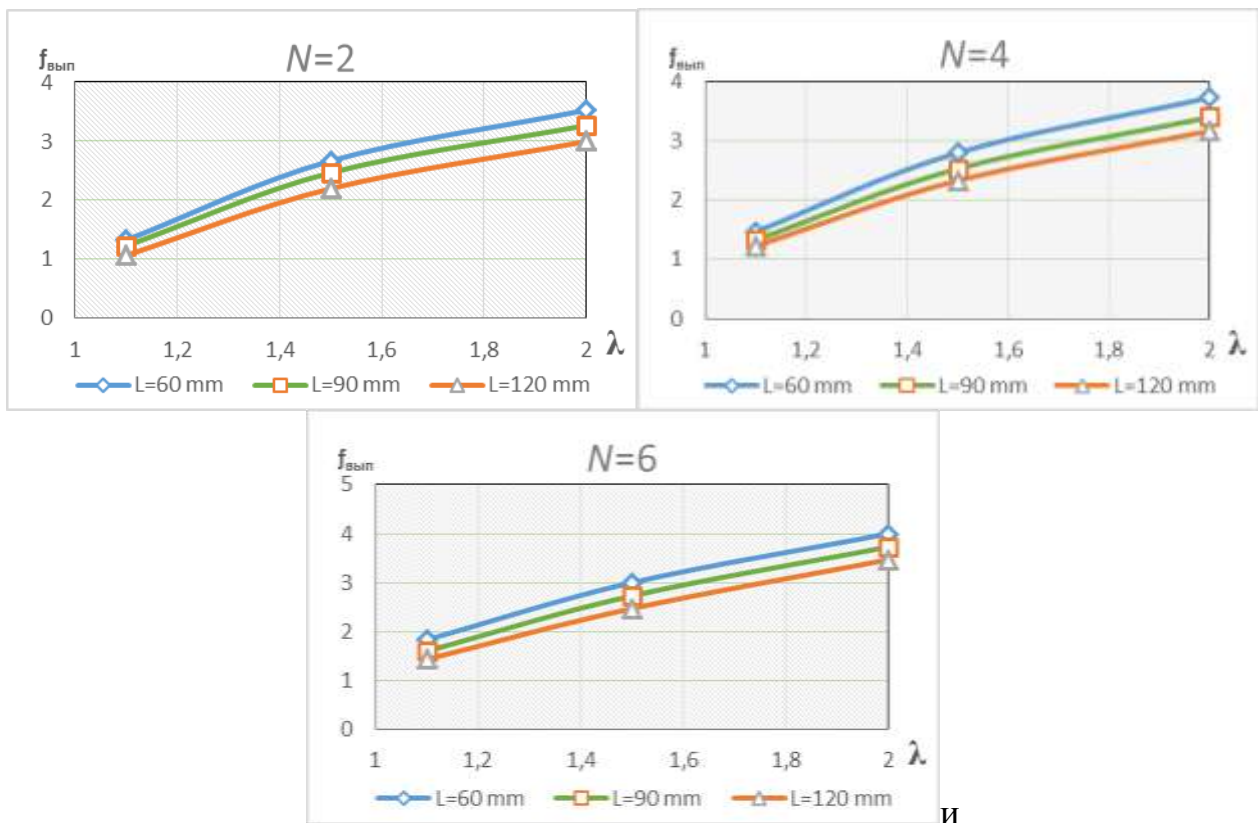


Рисунок 3 – влияние длины образцов L , вытяжки λ и количества проходов N при разбивке ширины на выпуклость торцов $f_{\text{вып}}$

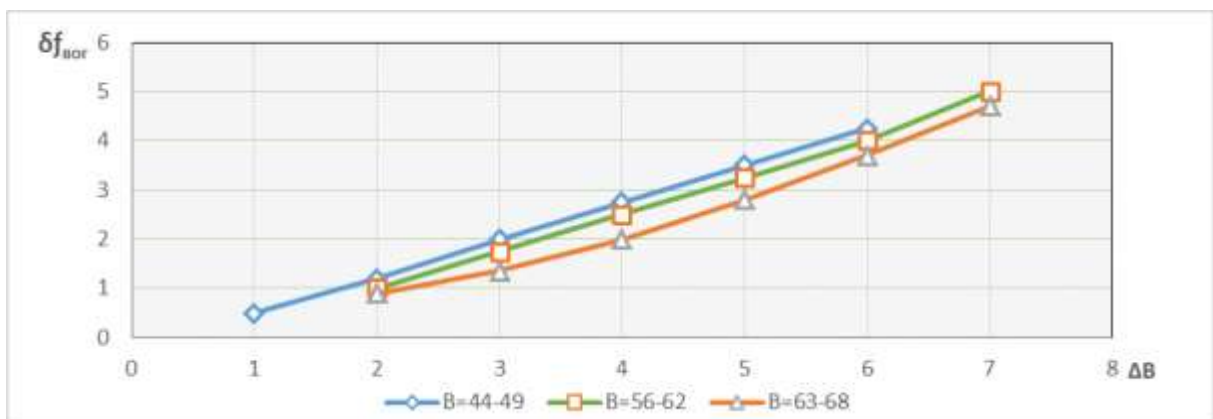


Рисунок 4 – График зависимости обжатия по ширине ΔB , ширины B на $\delta f_{\text{вор}}$

Таким образом, разработан способ прокатки, позволяющий осуществлять прокатку толстых листов с обжатыми кромками во всем диапазоне толщины.

Литература:

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

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ

Любчич Д.Э., Караван И.А., Гурковская В.В.
Донецкий электрометаллургический техникум
г. Донецк, ДНР

Объектом разработок и исследований данной статьи являются опорные валки клетки кварто толстолистого стана 2300 ДМЗ.

Горно-металлургический комплекс занимает ведущее место в структуре промышленности Республики. Однако наиболее острыми для металлургии являются следующие вопросы: отсутствие внутреннего рынка металлопродукции; недостаточный уровень внедрения современных технологий; высокие энергетические и материальные затраты на производство металлопродукции.

Особую озабоченность вызывает медленная и неравномерная по предприятиям чёрной металлургии реализация мероприятий по техническому перевооружению и развитию производства наукоёмких видов продукции.

Цель работы – продления службы опорных валков клетки кварто толстолистого стана 2300.

Толстолистной стан 2300 предназначен для производства горячекатаного нетермообработанного проката в листах толщиной от 5 до 20мм, шириной от 1250 до 2000мм, длиной до 12 метров.

Слябы из мартеновского цеха поступают на склад слябов. Там они режутся на кратные мерные длины машиной огневой порезки. Затем слябы подаются в печь, куда укладываются с помощью электромагнитных кранов.

Выданные из печи нагретые слябы до температуры 1200-1230 °С перемещаются по рольгангам к валкам черновой клетки Трио. С помощью манипулятора оператор направляет сляб и задаёт в валки. В первом пропуске на клетки Трио производится снятие выпуклости по толщине сляба, после чего прокатка ведётся по поперечной или продольной схеме по выбору старшего оператора. После разбивки ширины ведётся прокатка раската на клетку Кварто по длине до получения необходимой толщины. Температура конца прокатки (перед последним пропуском) регламентируется в границах 840-960 °С. Для обеспечения прочности проката допускается производить 1-2 дополнительных проглаживающих пропуска с относительным обжатием не более 4%.

Все листы, которые выходят из клетки Кварто, в горячем состоянии поддаются исправлению на ролико-правильной машине. Правка листов на машине производится путём пропускания их по несколько раз в одном и другом направлении до полного удаления неплотности.

Охлаждение листов производится индивидуально во время их перемещения по транспортным рольгангам и передавальным шлепперам.

На транспортном рольганге первого инспекторского стола производится осмотр листов на наличие поверхностных дефектов. После осмотра листы поддаются маркировке. Затем лист поступает к дисковым ножницам, где происходит обрезь боковых кромок листа при температуре металла не выше 250 °С. Да-

лее порезка происходит на лобовых ножницах, где удаляется передний и задний конец листа. После порезки листы клеймуются автоматическим клеймителем в потоке. После конечного принятия листового металла согласно стандартам и техническим условиям листы поступают на склад готовой продукции в соответствии с заказами и партиями.

Используемые в клети кварто толстолистового стана 2300 Донецкого металлургического завода опорные валки, восстанавливаются путём переточки. Переточка осуществляется до полного удаления всех дефектов, которые проявляются на валках после прокатки (налипание металла, раковины и т.п). Данное средство восстановления валков является не совсем экономически и технически целесообразным, потому что постоянно ведёт к уменьшению диаметра бочки валка. Из-за того, что дефекты на поверхности валка могут образовываться на разной глубине, то приходится на одном из валков снимать пригодный слой валка, для того чтобы выровнять диаметры одного комплекта валков.

Для продления службы опорных валков предлагаю восстанавливать их путём наплавки. Однако, электродуговая наплавка сталей типа 9ХФ возможна только при нагреве до 600 – 700 °С, а для предупреждения образования холодных трещин, скорость охлаждения не должна превышать 0,56 град/с. Для соблюдения этих условий предлагается наплавку осуществлять с предыдущим и сопутствующим подогревом до температуры 420 – 450 °С. Следует отметить, что рабочие напряжения в опорных валках на 40 - 50% выше, а максимальные напряжения, которые возникают в процессе прокатки, находятся на глубине 5 - 6 мм от поверхности валка, то есть в наплавленном слое, который по химическому составу и механическим свойствам отличается от стали 9ХФ. Из-за того, что толщина наплавленного слоя, обычно находится в пределах 20 - 40 мм, напряжения в зоне сплавления будут в 2 - 2,5 раза меньше максимальных.

Наплавку предлагается делать на токе обратной полярности (сварочный ток 450 - 500 А, напряжение С - 32 В) в 7 - 8 проходов проводом Нп30ХГСА.

Восстановление опорных валков из стали 9ХФ в чистой клети кварто позволит увеличить ресурс работы валков на 40 - 50%. Наплавка, которая обеспечивает заданный сменный состав металла, который направляется, по длине бочки, устраняет неравномерное изнашивание и способствует сохранению исходного профиля валка в процессе эксплуатации.

Литература:

1. *Грудев, А.П.* Технология прокатного производства: учебник для вузов / А.П. Грудев, Л.Ф. Машкин, М.И. Ханин – М.: Металлургия: Арт-Бизнес-Центр, 1994 – 656с.

2. *Королев, А.А.* Механическое оборудование прокатных цехов черной и цветной металлургии: учебник для вузов / А.А. Королев. – М.: Металлургия, 1976 – 544с.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА КОМБИНИРОВАННОГО ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОКОНТАКТОВ ИЗ КОМПОЗИЦИОННОГО МАТЕРИАЛА «ЖЕЛЕЗО-МЕДЬ-НИКЕЛЬ-ХРОМ»

Суворов Д.О., Шульгин А.В.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Технология порошковой металлургии позволяет изготавливать сплавы порошков как одного металла, к примеру, железа (однокомпонентные смеси), так и смеси порошков разных металлов или металлов с неметаллами (многокомпонентные смеси) в разнообразных комбинациях и соотношениях компонентов. Благодаря этой технологии возможно получить сплавы (псевдосплавы) металлов и материалов, которые не образуют растворы и не смешиваются в жидком состоянии (железо-свинец, вольфрам-медь, медь-графит, алюминий-оксид алюминия, карбид кремния и другие).

Все опыты, рассматриваемые в рамках следовательской работы, проводились на гидравлической разрывной испытательной машине Р-20.

Для проведения компактирования был выбран штамп, который состоит из пуансона и вкладыша. Этот штамп, для обратного и комбинированного прессования цилиндрических заготовок диаметром 37 мм. Остальные штампы имели аналогичную конструкцию с заданными размерами.

Примененные штампы позволяют осуществлять процессы последовательного компактирования, выталкивания, кантовки и последующего прессования до получения окончательного изделия. В процессе компактирования сила измерялась силомером машины Р-20.

Засыпанные в смеситель металлические порошки в заданной пропорции тщательно перемешиваются. После подготовки приспособлений для проведения операции компактирования, берём штамп (рисунок 1), в матрицу кладем вкладыш и засыпаем смешанный порошок, начальную высоту измеряем с помощью штангенциркуля.

Далее помещаем матрицу на стальную подложку и поверх засыпанного порошка в отверстие матрицы вставляем пуансон. После этого вся собранная конструкция устанавливается на машину для прессования (рисунок 2).

В процессе прессования увеличиваем давление до достижения силы в 8 тонн. По достижению заданной силы, выключаем машину и снимаем силу с пуансона. Затем для выталкивания скомпактированной заготовки из матрицы устанавливаем металлическое кольцо между стальной подложкой и матрицей.



Рисунок 1 – Штамп для компактирования



Рисунок 2 – Собранный конструкция



Рисунок 3 – Полученные заготовки на машине для прессования

После изъятия скомпактированной заготовки (рис. 3) из матрицы производим её замеры высоты и диаметра с помощью штангенциркуля, измерение веса производим с помощью электронных весов EKS 401. Производим маркирование заготовок и записываем результаты эксперимента в таблицу 1. После этого проводим еще два опыта с силой в 8 тонн, затем три эксперимента с силой 12 и 18 тонн.

Таблица 1 – Экспериментальные данные при компактировании

№ опыта	P _{ком}		P _{выд}		H, мм	D, мм	H ₀ , мм	m, г
	кг	кН	кг	кН				
1	8000	80	800	8	17,3	37	21,3	95,5
2					17,7			96,4
3					17,3			95,45
4	12000	120	1700	17	16,4			94,7
5					16,5			95,45
6					16,8			97,05
7	18000	180	3100	31	15,7			97,6
8					15,1			93,3
9					15,4			96,45

Нахождение основных зависимостей после компактирования по формулам:

1. Определение объема заготовки после компактирования,
2. Определение плотности заготовки после компактирования,
3. Определение средней плотности заготовки после компактирования,
4. Определение давления компактирования,
5. Определение средней высоты заготовки,
6. Определение относительной средней высотной степени деформации,
7. Определение относительной средней плотности заготовки после компактирования,
8. Определение относительной плотности каждого из компонентов композиционного материала,

9. Определение сопротивления пластической деформации при компактировании композиционного материала,
 10. Определение общего коэффициента пористости заготовки после компактирования,
 11. Определение коэффициента трения при компактировании.
 Полученные данные заносим в таблицу 2 и 3

Таблица 2

№ опыта	V, см ³	$\rho_{\text{заг}}, \text{г/см}^3$	$\bar{\rho}_{\text{cp}}$	$\bar{\rho}_{\text{Fe}}$	$\bar{\rho}_{\text{Cu}}$	$\bar{\rho}_{\text{Ni}}$	$\bar{\rho}_{\text{Cr}}$
1	18,592	5,137	0,605	0,609	0,566	0,67	0,7
2	19,022	5,068					
3	18,592	5,134					
4	17,625	5,373	0,636	0,632	0,598	0,734	0,738
5	17,732	5,383					
6	18,054	5,376					
7	16,872	5,785	0,685	0,67	0,651	0,792	0,839
8	16,228	5,749					
9	16,55	5,828					

Таблица 3

№ опыта	H _{cp}	ϵ_{cp}	$\sigma_{\text{Z}}, \text{МПа}$	$\sigma_{\text{T}}, \text{МПа}$	n _{общ}	f
1	17,433	0,182	74,44	86,861	2,419	0,1
2						
3						
4	16,557	0,223	111,66	97,386	2,434	0,142
5						
6						
7	15,4	0,277	167,49	115,23	2,446	0,183
8						
9						

Данные исследования позволили дать аналитические решения по определению относительной плотности и сопротивление пластической деформации четырёхкомпонентных композиционных материалов из металлических порошков, которые применяются при расчете технологических процессов изготовления изделий из металлических порошков. Тем самым решаются основные задачи, необходимые для практического осуществления технологического режима получения изделий методами компактирования и комбинированного прессования.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДРОБНОСТИ ДЕФОРМАЦИИ НА РАЗНОШИРИННОСТЬ ЛИСТОВ ПРИ ПРОКАТКЕ ПО ПРОДОЛЬНОЙ СХЕМЕ

Лащёнов А.Е., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Управление формой раската на реверсивных толстолистовых станах, не имеющих в своем составе клетки с вертикальными валками осуществляется путем подбора соответствующих размеров слябов и листов, а также протяжкой перед разбивкой ширины. Однако не всегда можно подбирать рациональные размеры листов и слябов, которые обеспечили бы листы прямоугольной формы. Поэтому проблема управления формой раскатов на реверсивных толстолистовых станах является актуальной [1].

Листы, прокатанные по продольной схема за три этапа, имеют либо расширенные, либо суженные концы в зависимости от соотношения вытяжек на этапах прокатки (μ_1, μ_2, μ_3). Следовательно, для листов с суженными концами нужно найти мероприятия, способствующие расширению их концов, а для листов с расширенными концами - наоборот [2,3].

Для изучения влияния дробности деформации на разноширинность листов, прокатанных по продольной схеме проведены две серии опытов. Каждая серия состояла из 5 групп образцов по 3 сляба-модели каждая. Размеры образцов и листов, а также коэффициенты суммарной вытяжки на этапах прокатки приведены в табл. 1.

Таблица 1 - Размеры слябов, листов и коэффициенты суммарной вытяжки на этапах прокатки по продольной схеме.

Серии	Размеры образцов-слябов			Размеры листа			К-во образцов	Вытяжки на этапах		
	H	B	L	h	b	l		μ_1	μ_2	μ_3
1	20	150	200	4,0	250	600	15	1,34	1,67	2,25
2	26	100	200	4,0	200	630	15	1,30	2,0	2,5

Измерения размеров раскатов осуществлялись после каждого пропуска по схеме, приведенной на рис.1.

Средняя разноширинность листов рассчитывалась по формуле:

$$\delta_k = b_{\text{ц}} - \frac{b_{\text{п}} + b_{\text{з}}}{2} \quad (1)$$

Длина концов раската (листа) рассчитывалась по формуле:

$$L_k = L_{\text{ц}} - L_{\text{к.сп}} \quad (2)$$

где $b_{ц}$ - ширина листа в средней части;
 $b_{ц}, b_3$ - ширина переднего и заднего концов листа;
 $L_{ц}$ - длина листа в центральной части;
 $L_{к.ср}$ - средняя ширина концов листа.

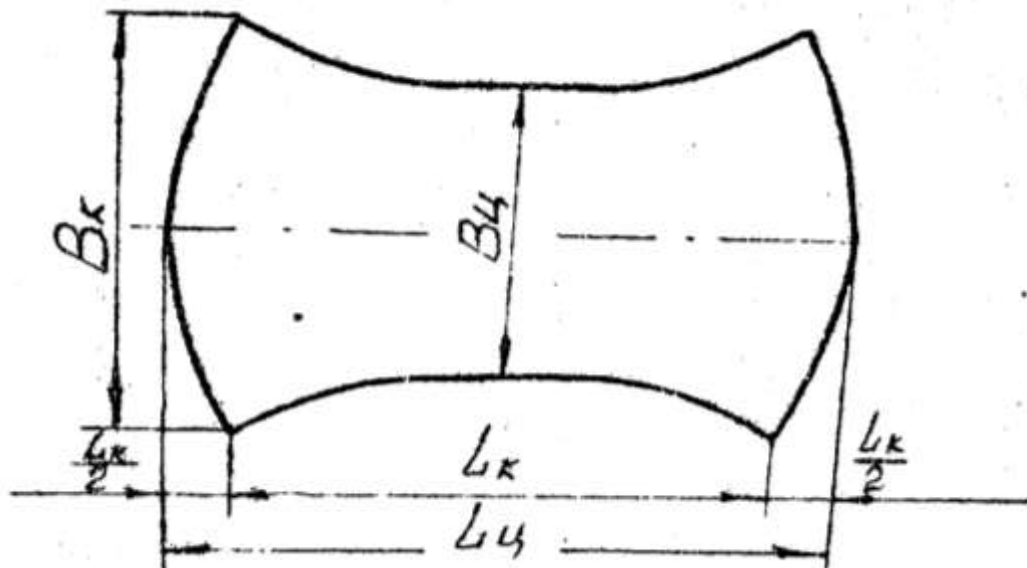


Рисунок 1 - Схема измерений раскатов, прокатанных в горизонтальных валках черновой клетки толстолистого стана

Результаты измерений средней разноширинности раската и длина концов раската на каждом этапе прокатки для всех групп образцов приведена в табл. 2.

Таблица 2 - Средняя разноширинность и длина концов раскатов на каждом этапе при прокатке по продольной схеме

№ группы	Первая серия опытов						Вторая серия опытов					
	этапы						этапы					
	$\delta_{к1}$	$L_{к1}$	$\delta_{к2}$	$L_{к2}$	$\delta_{к3}$	$L_{к3}$	$\delta_{к1}$	$L_{к1}$	$\delta_{к2}$	$L_{к2}$	$\delta_{к3}$	$L_{к3}$
1	-2,2	4,2	1,1	1	-3,3	12	-2,2	4,4	3,3	0,6	0	7,5
2	-1,4	4,6	2,5	1,4	-2,2	12	-1,1	4,1	5	-2,1	1,7	9
3	-2,5	4,4	1,5	1,7	-2,9	14	-2,1	3,9	4,2	-0,6	0,9	7
4	-1,3	4,3	2,5	1,4	-1,7	12	-1,4	4,4	5,1	-2	2,5	7,2
5	-1,3	4,5	3,1	1,8	-0,9	13,5	-1,1	4,9	5,6	1,5	2,2	10,5

Как следует из анализа результатов эксперимента по изучению влияния дробности деформации на разноширинность листов для листов 1-й серии опытов характерны расширенные, а для листов 2-й серии - суженные концы. Однако величина расширения и сужения концов для всех образцов неодинакова. Так, например, для листов 5-й группы первой серии разноширинность листов имеет минимальное значение (-0.9 мм). Максимальная разноширинность получена у листов 1-й группы (-3,3) т.е. почти в

3,5 раза больше. Все листы второй серии опытов имеют суженные концы кроме листов первой группы, которые имеют расширенные концы ($\delta_k < 0$).

Чтобы выявить степень влияния дробности деформации на разноширинность листов на этих этапах прокатки использовали данные табл. 2.

Усредним значения разноширинности раскатов на 1-ом этапе прокатки образцов групп 1 и 3:

$$\delta_{к.ср1} = \frac{-2,2-2,5}{2} = -2,35 \text{ мм(для первой серии)} \quad (3)$$

$$\delta_{к.ср1} = \frac{-2,2-2,1}{2} = -2,15 \text{ мм(для второй серии)} \quad (4)$$

Для образцов группы № 2,4,5 средняя разноширинность листов составляет:

$$\delta_{к.ср1} = \frac{-1,4-1,2-1,3}{3} = -1,3 \text{ мм(первая серия)} \quad (5)$$

$$\delta_{к.ср1} = \frac{-1,1-1,4-1,1}{3} = -1,2 \text{ мм(вторая серия)} \quad (6)$$

Разница разноширинности раскатов между образцами групп 1, 3 и 2, 4, 5 на первом этапе прокатки составляет:

для первой серии: $\Delta = -2,35 - (-1,3) = -1,06$ мм;

для второй серии: $\Delta = -2,15 - (-1,2) = 0,95$ мм.

С аналогичным анализом, как это делалось при изучении формоизменения листов, прокатанных по продольной схеме, можно вычислить величину веерообразного уширения(расширения) концов раската на 3-ем этапе прокатки. Количество пропусков на 3-ем этапе у групп 4 и 5 одинаковое (4 для первой серии, 6 для второй серии) и одинаковое число пропусков для групп 1, 2, 3 (по 3 пропуска для 1-ой и по 3 - для 2-ой).

Средняя величина расширения концов раскатов для группы 1, 2, 3 составляет:

$$\delta_{к.ср3} = \frac{-4,5-4,4-4,7}{3} = -4,53 \text{ мм(первая серия)} \quad (7)$$

$$\delta_{к.ср3} = \frac{-3,3-3,3-3,3}{3} = -3,3 \text{ мм(вторая серия)} \quad (8)$$

Средняя величина расширения концов раскатов для образцов группы 4, 5 составляет:

$$\delta_{к.ср3} = \frac{-4,2-4}{2} = -4,1 \text{ мм(первая серия)} \quad (9)$$

$$\delta_{к.ср3} = \frac{-2,6-3,4}{2} = 3 \text{ мм(вторая серия)} \quad (10)$$

Из расчетов видно, что дробность деформации оказывает существенное влияние на разноширинность листов на первом этапе прокатки. Влияние дробности деформации на первом этапе прокатки намного больше, чем на третьем этапе.

Из таблицы 2 видно, что увеличение количества пропусков при разбивке ширины в два раза, способствует уменьшению разноширинности листов только на 0,4 мм (для образцов 3-й группы первой серии опытов), а для третьей группы второй серии - 0,9 мм. Разноширинность листов пятой группы 1-й серии опытов благодаря увеличению кол-ва пропусков при разбивке ширины в два раза больше по сравнению с 4-й группой уменьшается на 0,8 мм, а для второй на 0,3 мм.

Таким образом изменение количества пропусков на этапе разбивки ширины оказывает незначительное влияние на разноширинность листов.

Из результатов эксперимента по изучению влияния дробности деформации на разноширинность листов, прокатанных по продольной схеме можно сделать следующие выводы:

1. Дробность деформации оказывает существенное влияние на разноширинность листов.

2. Основное влияние на разноширинность листов оказывает кол-во пропусков на первом этапе прокатки. Следовательно, если листы имеют суженные концы, то прокатку на первом этапе нужно вести с минимальным количеством пропусков, исходя из условия захвата в горизонтальных валках. Если листы имеют расширенные концы, то нужно вести прокатку на первом этапе с как можно большим числом пропусков, исходя из условий не снижения производительности стана.

3. Изменение количества пропусков при разбивке ширины и при второй протяжке оказывает меньшее влияние на разноширинность листов по сравнению с изменением количества пропусков на 1-ом этапе.

4. Увеличение количества пропусков на этапе второй протяжки способствует расширению, а на этапе разбивки ширины - сужению концов раската. Следовательно, если листы имеют суженные концы, то нужно осуществлять прокатку за минимальное количество пропусков на этапе второй протяжки и максимальное - на этапе разбивки ширины. И наоборот, если листы имеют расширенные концы.

Литература:

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

2. Филиппов, Э.Л. Исследование влияния вытяжек в различных этапах прокатки на разноширинность подката / Э.Л. Филиппов, Ю.И. Юрченко, В.М. Клименко и др. // Изв. вуз. Черная металлургия. - 1987. - №4. – с. 72-74.

3. Руденко Е.А. Исследование динамики изменения формы концов листовраската в плане при прокатке в горизонтальных валках // Наукові праці ДонНТУ. Металургія. Випуск 66. – Донецьк, ДонНТУ, 2003, - с 57-61.

АСИММЕТРИЧНЫЙ ПРОЦЕСС ПРОКАТКИ

Горбунов К.С., Бахаев К.В.

Липецкий государственный технический университет
г. Липецк, Российская Федерация

В практике листопрокатного производства достаточно часто имеют место процессы прокатки с асимметрией контактных условий на противоположных контактных поверхностях очага деформации. В ряде случаев это происходит из-за неправильной настройки прокатного стана, неточностей в изготовлении оборудования и т. п., а в ряде случаев создается целенаправленно. При этом достаточно часто одновременно реализуется несколько видов процессов асимметрии.

В данной работе рассматриваются факторы, обуславливающие появление асимметричного процесса прокатки.

Асимметричным называют процесс прокатки, при котором отсутствует полная симметрия: различны диаметры рабочих валков, отличается состояние их поверхности, когда один из валков является не приводным, а также различие в скорости между валками и их взаиморасположение. В настоящее время эти процессы получают дальнейшее развитие, как в России, так и за рубежом. Листовая прокатка является сложным процессом и зависит от многих параметров. Прокатка всегда асимметрична, а случай симметричного процесса прокатки есть идеализация реальных условий. Асимметрия может быть целенаправленно введена для улучшения условия протекания процесса прокатки – это позволит управлять формой раската, уменьшить усилия прокатки, получить более высокие механические свойства и снизить затраты энергии на производстве.

Важнейшим достоинством данного вида усовершенствования прокатного производства является возможность его внедрения на современных агрегатах без их полной реконструкции.

Целенаправленная асимметрия может создаваться за счет следующих основных факторов:

- 1) разница диаметров рабочих валков;
- 2) разница скоростей рабочих валков;
- 3) разница условий трения на контакте с верхним и нижним рабочими валками;
- 4) жестко заданный угол входа и выхода полосы из очага деформации;
- 5) температурный фактор (неравномерность температуры по сечению);
- 6) различные комбинации факторов (1-5).

С целью дальнейшего развития теоретических представлений рассмотрим процессы горячей прокатки с различными линейными скоростями и разными диаметрами валков, изготовленных из разного материала, с индивидуальным приводом. Задача полосы осуществляется под углом к оси прокатки. Форма продольного сечения очага деформации для рассматриваемого случая представлена на рис 1.

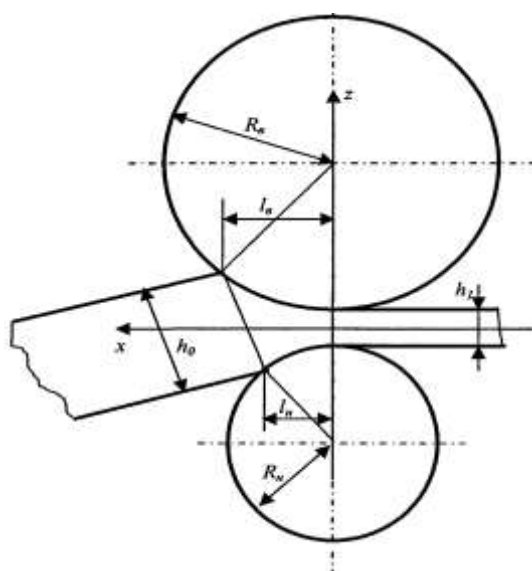


Рисунок 1 - Форма продольного сечения очага деформаций для асимметричного случая прокатки.

Самым управляемым и эффективным параметром асимметричной прокатки являются рассинхронизация линейных скоростей ведущего V_1 и ведомого V_2 валка, характеризуемым коэффициентом асимметрии:

$$A_V = V_1/V_2 \quad (3)$$

Таковую же зависимость можно получить, если подбирать асимметрию путем использования валков разного диаметра. Скоростная асимметрия улучшает служебные характеристики готового проката (плоскостность, разнотолщинность), изменяет степень нагрузки трансмиссий ведущего (имеющего большую скорость) и ведомого валков. Нагрузка на трансмиссию и привод ведущего валка возрастает, а ведомый валок и его привод разгружаются вплоть до перехода в генераторный режим. График зависимости усилия прокатки от коэффициента асимметрии представлен на рис. 2. По данному графику зависимости можно сделать вывод о снижении усилия прокатки примерно на 5%.

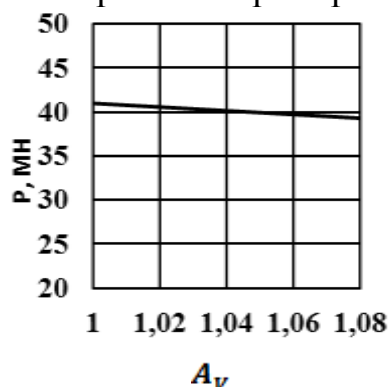


Рисунок 2 - Зависимость усилия прокатки от коэффициента асимметрии A_V .

С использованием программы FORGE, которая позволяет моделировать пластическую деформацию и имитировать реальный процесс обработки металлов

давлением, в частности, процесс горячей прокатки, был смоделирован процесс асимметричной прокатки с разницей скоростей на рабочих валках. Программу можно использовать для трёхмерной имитаций пластического течения металла в очаге деформации. Исходные данные для процесса моделирования: диаметр валков – 1400 мм; скорость верхнего валка – 1 м/с, нижнего – 1,05 м/с; температура подката – 1200 °С. Пример результатов моделирования представлен на рис. 3.

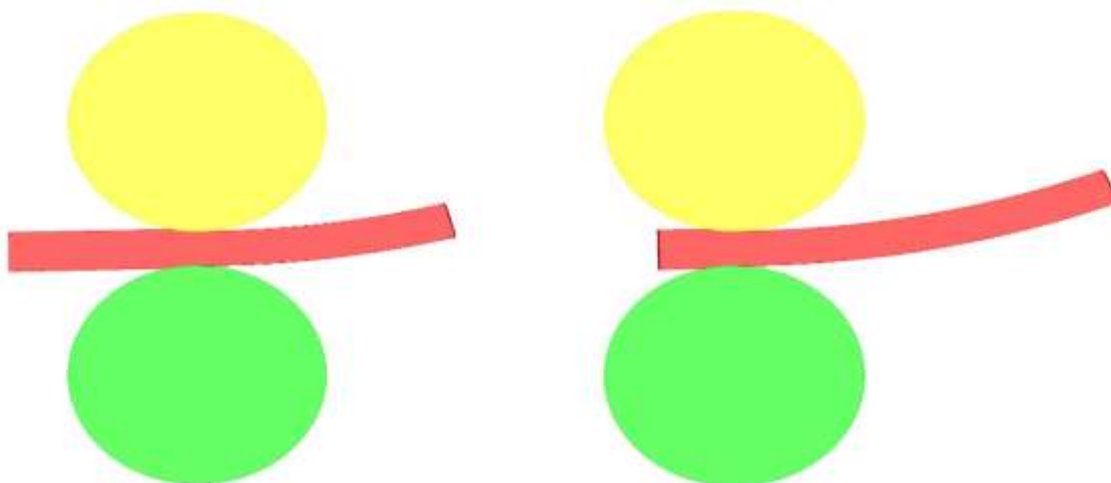


Рисунок 3 - Моделирование прокатки с разными скоростями валков

Данный метод асимметричного процесса возможен на станах горячей и холодной прокатки в клетях с индивидуальным приводом. Так, например, можно обеспечить рассинхронизацию линейной скорости для управления вертикальным изгибом переднего конца раската (система «льжеобразования» переднего конца раската). В результате тонкого управления комбинацией факторов (разность линейных скоростей и разница диаметров рабочих валков) возможно уменьшить расходный коэффициент и расширить диапазон подбора комплекта валков для различных монтажных партий полос.

Способ асимметричного процесса прокатки был реализован в черновой реверсивной клети №1 широкополосного стана 2000 ПАО «НЛМК», имеющей индивидуальный привод валков, благодаря специально разработанной системе автоматического управления скоростным режимом валков [3]. При прокатке сляба в этой клети устанавливаются в первой зоне (зона захвата) превышение линейной скорости нижнего валка над скоростью верхнего (относительная разность линейных скоростей нижнего и верхнего валков). После захвата передний конец сляба под воздействием скоростной асимметрии на этом участке изгибается вверх в направлении от более «скоростного» нижнего валка. При этом линейная скорость нижнего валка – 1 м/с, а верхнего валка – 0,6 м/с. В это же время начинают интенсивно выравнивать скорости на рабочих валках в диапазоне 0,9-1,1 м/с. Это приводит к более устойчивому и равномерному процессу горячей прокатки.

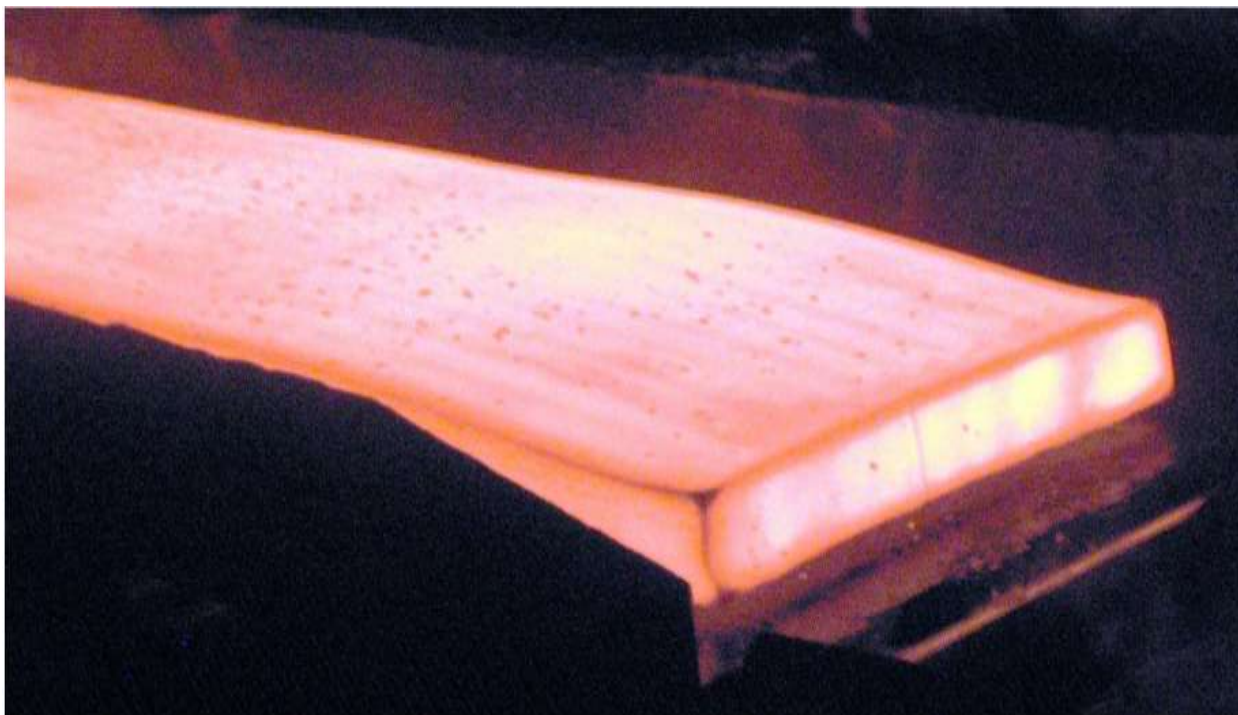


Рисунок 4 - Пример формы переднего конца раската после реализации системы управления скоростями валков в клети №1 стана 2000

Использование новой системы управления линейными скоростями валков клети №1 стана 2000 позволило снизить количество застреваний и аварийных поломок оборудования из-за неуправляемого изгиба раската на выходе из клети вверх или вниз на 20 % [3].

Литература:

1. *Кавалек, А.А.* Процесс асимметричной прокатки толстого листа / А.А. Кавалек, Х.И. Дыя. – Ченстохова, Польша. – С. 345-348.
2. *Салганик, В.М.* Асимметричная тонколистовая прокатка: развитие теорий, технологии и новые решения / В.М. Салганик, А.М. Песин. – Москва: МИСиС. 1997.
3. *Варшавский, Е.А.* Система автоматического управления изгибом переднего конца раската в черновой клети с индивидуальным приводом / Е.А. Варшавский, М.А. Храпов, В.М. Барусов // 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 ученой степени доктора технических наук.

РЕГУЛИРОВАНИЕ ПЛОСКОСТНОСТИ ПОЛОСЫ НА СТАНЕ 2030 ПАО «НЛМК».

Пожаренко Д. Ю., Чёрный В. А.
Липецкий государственный технический университет,
Металлургический институт
г. Липецк, Российская Федерация

Плоскостность полос является важной характеристикой их качества. Неплоскостность приводит к потере производительности агрегатов, повышению затрат на техническое обслуживание оборудования, снижению качества конечной продукции и ее потерям. Полосу, имеющую значительную амплитуду неплоскостности, трудно задать в агрегаты, она заземляется в проводковой аппаратуре, что приводит к быстрому ее износу.

Неплоскостность характеризуется величиной отклонения поверхности листа от поверхности плоского стола. Мерой плоскостности является амплитуда (величина отклонения от плоского стола) и период (расстояние между однотипными – прилегающими или не прилегающими к столу точками листа).

Регулирование плоскостности на стане 2030 осуществляется по следующим каналам:

- подбор соответствующих профилировок валков;
- регулированием подачи СОЖ (в 1 и во 2 клетях по 3 секции; в 3 и 4 – пять секций ; в 5 клетки – 36 секций, причём на 5 клетки подача по всем секциям осуществляется независимо, что даёт возможность компенсировать несимметричную и местную неравномерность вытяжек.);
- гидроизгиб рабочих валков (на 1-4 клетях противоизгиб, 5 клеть оборудована системой комбинированного гидроизгиба валков.);
- изменением режима обжатия по клетям стана;
- регулированием перекося валков.

Для контроля плоскостности полосы в процессе прокатки на стане 2030 установлен стрессометрический ролик, представляющий собой совокупность из 25-30 секций, расположенных по ширине полосы. В этих секциях измеряется вертикальная составляющая силы растяжения полосы. В каждой секции прессдуктором контролируется действующая на эту секцию сила и преобразуется в электросигнал.

Доля прокатываемых полос на стане 2030 толщиной 0.45 мм и менее составляет около 30%. Сложность производства такого металла заключается в том, что с уменьшением выходной толщины полосы увеличивается неравномерность удельного натяжения по ширине полосы при одних и тех же искажениях профиля прокатной щели и неравномерности температурных условий. Поэтому для обеспечения стабильного качества тонких полос были приняты дополнительные требования к технологии обработки такого металла:

- прокатку осуществлять при наработке опорных валков пятой клетки стана 2030 6000-35000 тонн и после дополнительной перевалки рабочих валков;

- не допускать работу гидроизгиба пятой клетки в режиме "насыщения" (больше +90 %, меньше -90 %). Для вывода гидроизгиба из режима "насыщения" увеличивать усилие прокатки до значений, позволяющих работать гидроизгибу в зоне регулирования, а также ступенчато увеличивать расход СОЖ;

- при режиме работы гидроизгиба < -90 % уменьшать суммарную профилировку рабочих валков на 0,05-0,10 мм;

- при режиме работы гидроизгиба > +90% увеличивать суммарную профилировку рабочих валков на 0,05-0,10 мм;

- для вывода гидроизгиба из режима "насыщения" допускается использование других профилировок.

Анализ данных, полученных со стана свидетельствует о том, что гидроизгиб чаще всего работает в режиме «насыщения»(80-90%), из чего следует, что либо нужно оптимизировать профилировки валков, либо рассматривать возможность установки системы комбинированного изгиба рабочих валков на 4 и 3 рабочую клеть.

Литература:

1. Чёрный, В.А. Температурные условия процесса холодной прокатки / Чёрный В.А., Чабоненко А.А., Оленин А.И.// Сборник тезисов докладов II Международной научно-практической конференции «Современная металлургия нового тысячелетия». – Липецк: ЛГТУ, 2016г.

2. Чёрный, В.А., Самовыравнивание деформации по ширине полосы/ Чёрный В.А., Чабоненко А.А., Янкова С.А., Тамбовская С.В., Караваев А.В. // Сборник научных трудов международной научно-практической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» к 80 – летию НЛМК. Часть 2. С. 33-37, Липецк, изд-во ЛГТУ, 2014.

3. Божков А.И., Настич В.П. Плоскостность тонколистового проката / А.И. Божков. - Москва: «СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ», 1998. - 264с.

4. Шкарин, А.Н. Влияние формы профиля поперечного сечения горячего подката на плоскостность холоднокатанных полос / А.Н. Шкарин, С.М. Бельский, В.Б. Чупров // Сборник научных трудов научно-практической конференции студентов и аспирантов липецкого государственного технического университета. Липецк, изд-во ЛГТУ, 2018, с.177.

5. Коняев, А.А. Анализ функционирования САРП стана холодной прокатки / А.А. Коняев, В.Н. Соловьёв // Сборник тезисов докладов XXVI научно-технической конференции: «Повышение эффективности металлургического производства». Липецк, изд-во ЛГТУ, 2018, с.117-120.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ И ПРОКАТКИ ЛОКОМОТИВНЫХ БАНДАЖЕЙ

Нелип К.В., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Совершенствование технологии штамповки и прокатки локомотивных бандажей 890x143x98 мм по ГОСТ Р 52366-2005 направлено на исключение утяжки гребня и, соответственно, повышение точности размеров профиля.

Технология штамповки и прокатки бандажа включает: нагрев исходной заготовки в кольцевой печи; гидросбив окалины; осадку на прессе силой 20 МН с целью уменьшения высоты и удаления остатков окалины с боковой поверхности заготовки; взвешивание в потоке прессопрокатной линии; формовку заготовки с гребнем с одновременным выполнением выдавки на прессе силой 40/20 МН; прошивку на прессе силой 8 МН; прокатку на кольце- и бандажепрокатном стане.

В процессе расчётов контур заготовки расположили относительно контура бандажа так, чтобы точки скелетов заготовки и бандажа в зоне перехода гребневой части в кольцевую находились на одной вертикальной прямой.

В соответствии с методом [1] обеспечили равенство масс проектируемой заготовки и прокатанного бандажа путём определения угла наклона кольцевой части заготовки. На рис. 1 указанный угол найден равным 29°.

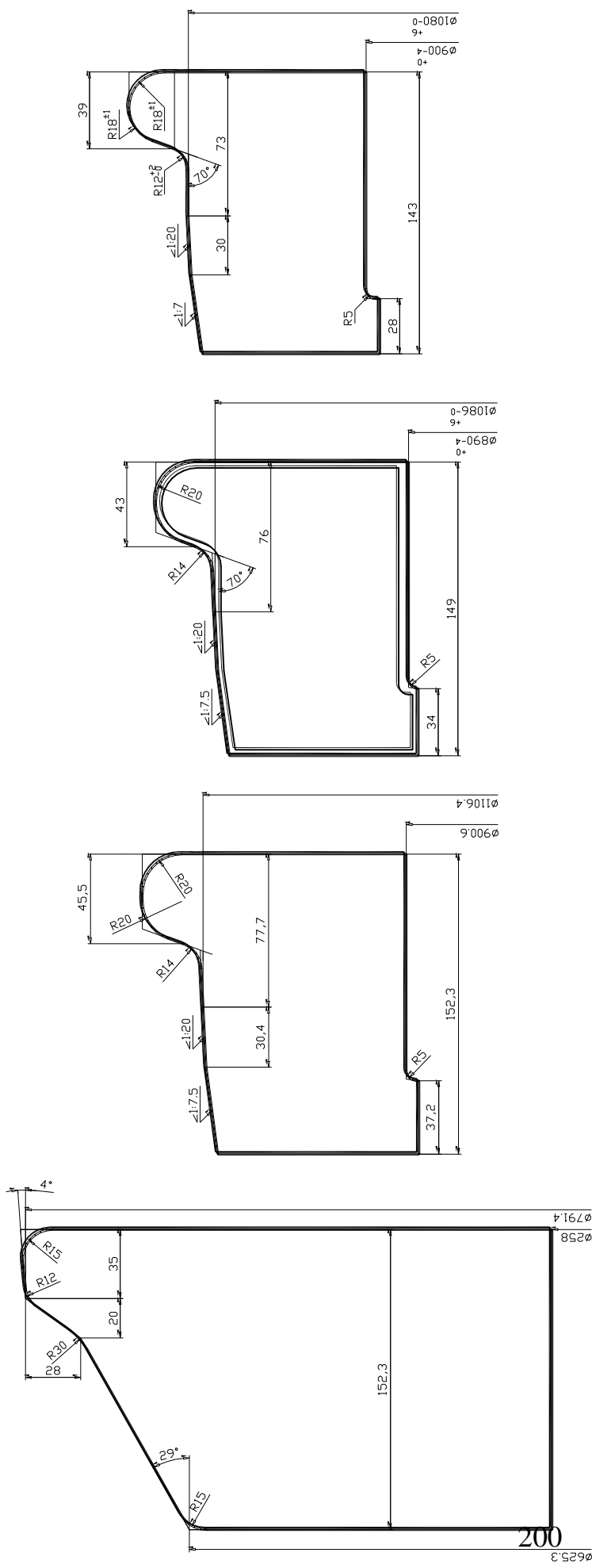
Выполнение равенства вытяжек по гребневой и кольцевой частям бандажа в процессе его прокатки, что исключает утяжку гребня, обеспечили соответствующей величиной радиального обжатия металла в круге катания.

Для повышения качества бандажей предложено использование закрытого калибра в вертикальных валках стана. Реализация этой технологии возможна при штамповке заготовок на прессе силой 40/20 МН, имеющих высоту, равную высоте бандажа после прокатного стана. При этом имеет место схема деформирования металла в радиальном очаге деформации, которая на практике способствует реализации процесса прокатки бандажа с вытяжками, близкими к расчётным.

Разработана усовершенствованная калибровка для прокатки локомотивных бандажей 890x143x98 мм по ГОСТ Р 52366-2005. Учтено условие равенства вытяжек по гребневой и кольцевой частям бандажа в процессе его прокатки, что позволяет исключить перетекание металла этими между частями профиля и, соответственно, утяжку гребня и его невыполнение.

Литература:

1. Яковченко, А.В. Освоение технологии производства локомотивных бандажей с использованием одного прокатного стана / А.В. Яковченко, В.А. Новохатний, А.Ю. Лоскутов, И.М. Иващенко // Научные труды ДонГТУ. Metallургия. Выпуск 31. –Донецк. –2001. – с.115-121.



1 - заготовка, получаемая на прессе силой 40/20 МН
 2 - калибровка кольце- и бандажепрокатного стана
 3 - черновой бандаж
 4 - чистовой

Рисунок 1 – Калибровка для штамповки и прокатки локомотивных бандажей 890x143x98 мм

ПРЕССОВАНИЕ ПОРОШКОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В ТОНКОСТЕННЫХ УПРУГОДЕФОРМИРУЕМЫХ КОНТЕЙНЕРАХ

Седьков А.С., Любимов В.И.

Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Наиболее простым и универсальным методом получения изделий различной формы из порошков любых составов является холодное статическое прессование в закрытых пресс-формах. Пресс-форма состоит в простейшем случае из матрицы (контейнера), нижнего и верхнего пуансонов. Нижний пуансон закрывает снизу отверстие матрицы, сверху в матрицу засыпается порошок, в матрицу вставляется верхний пуансон, к которому прикладывается усилие прессования. После снятия деформирующего усилия прессовка выталкивается из матрицы с помощью одного из пуансонов.

Характерными дефектами изделий, спрессованных из порошков, являются так называемые трещины расслаивания, возникающие на боковых поверхностях прессовки, перпендикулярно направлению прессующего усилия. В процессе прессования из-за подвижности частиц порошка по горизонтали создается боковое давление, действующее на стенки контейнера. В результате размеры контейнера упруго увеличиваются. В заключительный момент прессования диаметр уплотненной порошковой заготовки соответствует внутреннему диаметру контейнера. После снятия усилия прессования в результате упругого последствия контейнера размеры его внутренней полости стремятся вернуться к исходным значениям. В результате прессовка оказывается под действием радиального давления со стороны контейнера. При низкой прочности прессовки это приводит к возникновению в ней трещин, сколов, расслоений или полному ее разрушению непосредственно после снятия усилия прессования. Разрушение прессовки может произойти и при выталкивании ее из контейнера в результате действия сил контактного трения.

Плохая формуемость и прессуемость металлокерамических порошковых материалов в ряде случаев не позволяет изготавливать из них изделия традиционными способами прессования в жестких контейнерах. Из-за значительной жесткости керамических порошков прочность отпрессованных брикетов оказывается недостаточной для дальнейшей технологической обработки. Особые сложности возникают при прессовании тонких пластин и тонкостенных втулок. В связи с этим возникает необходимость изменения схемы прессования с целью улучшения условий формования и извлечения прессовки.

Для изготовления изделий из трудноформуемых порошковых материалов может быть использована технология прессования в тонкостенном упруго деформируемом контейнере. Перед прессованием или в процессе прессования тонкостенный контейнер подвергается радиальному обжатию, в результате которого рабочий канал контейнера упруго уменьшается. После снятия усилия прессования и радиального давления на контейнер последний восстанавливает

свои первоначальные размеры и между контейнером и прессовкой образуется зазор, исключающий силовое воздействие на боковую поверхность изделия и позволяющий легко извлечь его из контейнера.

Для успешной реализации процесса прессования необходимо чтобы величина упругого радиального последействия контейнера превышала величину упругого последействия прессовки, которая может быть весьма значительной по причине большой жёсткости самих частиц прессуемого порошка.

Данная схема прессования была экспериментально опробована при изготовлении пластин диаметром 100 мм и толщиной 5 мм из нитрида титана TiN и керамики $YBa_2Cu_3O_7$. Схема процесса приведена на рисунке 1. Металлическая упругая оболочка (контейнер) 1 была изготовлена из стали У10А, термообработанная до твердости 54-58 HRC, и имела следующие размеры: внутренний диаметр 101 мм, толщину стенки 2 мм и высоту 7 мм. Кольцевая эластичная оболочка 5 с наружным диаметром 120 мм и внутренним диаметром 105 мм была изготовлена из полиуретана СКУ-7Л. На торцевой поверхности верхнего пуансона 2 был выполнен кольцевой паз глубиной 6 мм с внутренним диаметром 100 мм и наружным диаметром 105,5 мм.

Порошковая заготовка 4 размещалась в тонкостенном стальном закаленном контейнере 1 между пуансонами 2 и 3 (рисунок 1,а слева от оси симметрии). В процессе прессования контейнер обжимался полиуретановой оболочкой 5, которая создавала радиальное давление на боковую стенку прессуемой порошковой заготовки (рисунок 1,а справа от оси симметрии). После прекращения действия деформирующего усилия в результате упругого последействия тонкостенный контейнер восстанавливал свои прежние размеры и между ним и изделием образовывался зазор Z, обеспечивающий беспрепятственное извлечение изделия (рисунок 1,б).

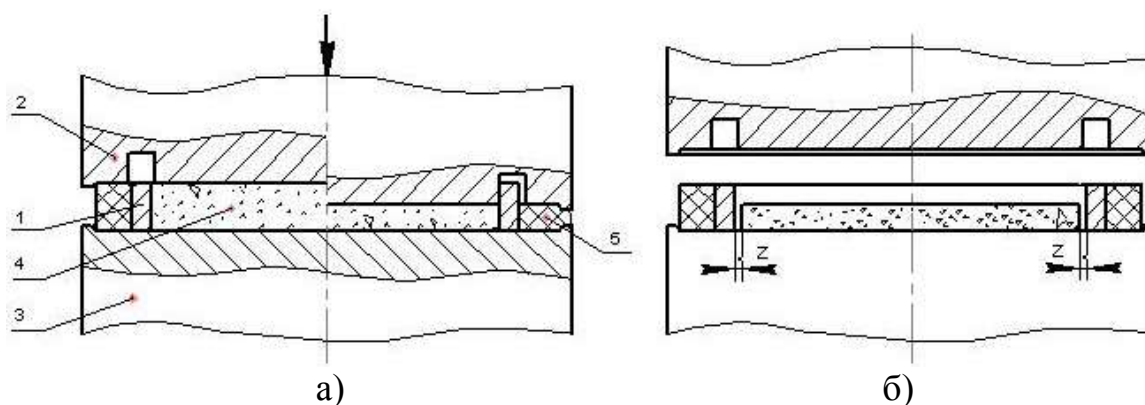


Рисунок 1 - Схема прессования тонких пластин в упруго деформируемом контейнере

При давлении прессования 100 МПа (для порошковой композиции $YBa_2Cu_3O_7$) относительная плотность прессовки составляла 64,1%. Полученные изделия не имели повреждений в виде трещин, сколов, расслоений и свободно извлекались из контейнера.

Такой метод может быть использован для прессования тонких пластин, колец и тонкостенных втулок, в том числе весьма малой плотности. Для прессования колец и втулок используются два concentрично расположенных тонкостенных упруго деформируемых контейнера, формирующие наружный и внутренний диаметры изделия.

Схема прессования тонкостенных втулок в двух упругих тонкостенных контейнерах приведена на рисунке 2.

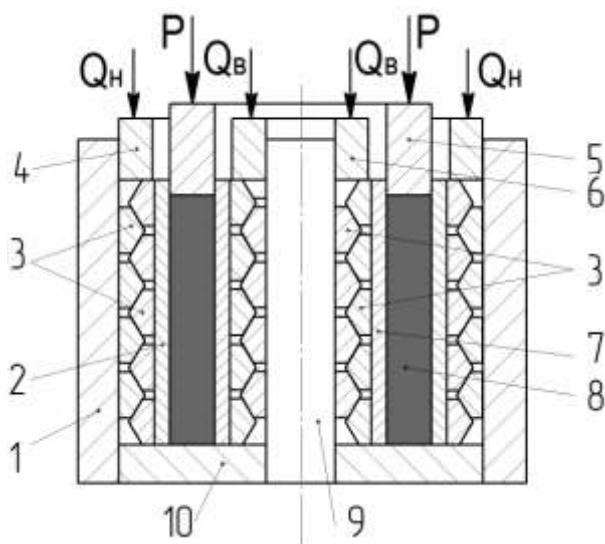


Рисунок 2 – Схема прессования тонкостенных втулок в двух упругодеформируемых контейнерах:

- 1 – жесткий контейнер; 2 – наружный упругодеформируемый контейнер;
- 3 – кольцевые пружины; 4 – наружный обжимной пуансон;
- 5 – прессующий пуансон; 6 – внутренний обжимной пуансон;
- 7 – внутренний упругодеформируемый контейнер;
- 8 – порошковая заготовка; 9 – центрирующая оправка;
- 10 – опорная пластина

В жестком контейнере 1 расположены на опорной плите 10 два цилиндрических тонкостенных стальных закаленных контейнера 2 и 7, между которыми размещена порошковая заготовка 8. Снаружи контейнера 2 и внутри контейнера 7 установлены кольцевые пружины 3. Контейнеры 2 и 7 под действием кольцевых пружин 3, сжимающихся от усилий, создаваемых пуансонами 4 и 6, упруго деформируются в радиальном направлении. После прессования порошковой заготовки пуансоном 5 и снятия усилий P , Q_H , Q_B контейнеры 2 и 7 в результате упругого последействия восстанавливают свои размеры. Между спрессованным изделием и стенками контейнеров образуются зазоры, позволяющие беспрепятственно извлечь прессовку.

ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛОВЕДЕНИЕ



ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ОХЛАЖДЕНИЯ НА ВЕЛИЧИНУ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В СТАЛИ 5ХНМ

Рябов Д.А., Хлыбов А.А.

Нижегородский государственный технический университет

им. Р. Е. Алексеева

г. Нижний Новгород, Российская Федерация

Термическая обработка (ТО) является одной из основных, наиболее важных этапов технологического цикла производства изделий, от правильного выполнения которой зависит качество и ресурс продукции. Основными факторами, которые обеспечивают качество ТО являются температура и время, т.е. все структурные составляющие (феррит, перлит, карбиды), а значит и свойства, определяет скорость охлаждения металла [1]. Существует большое количество технологических приемов, позволяющих управлять скоростью охлаждения металлических изделий [2].

Образование в металлическом материале различных структур всегда сопровождается перераспределением атомов (искажение или перестройка решетки), дислокаций и других дефектов структуры [3]. Конечное фиксированное структурное состояние металла характеризуется внутренним напряжением, состоящим из взаимодействия упругих полей напряжений решетки и дефектов. Возникающие в процессе ТО остаточные напряжения (ОН), суммируясь с рабочими нагрузками, оказывают отрицательное воздействие на эксплуатационную надежность и ресурс.

Проблема, связанная с неблагоприятными последствиями ТО широко распространена в области изготовления крупногабаритных молотовых штампов. Данные изделия традиционно закаляют в масляных ваннах, охлаждение в которых протекает с достаточно высокой скоростью, а значит продукт на конечной стадии имеет неравномерные локальные термо-структурные градиенты.

Штамповый инструмент работает на удар и подвергается истиранию. При работе молотовый штамп часто разогревается до 500 – 600 °С. Вследствие повторных нагревов и охлаждений штамп при горячей штамповки, в результате термических напряжений (тепловая усталость), дает на рабочей поверхности сетку трещин разгара [4]. Если ТО была выполнена неудовлетворительно, то штампы разрушаются вследствие значительных внутренних напряжений, возникающих при охлаждении.

Осуществление контроля возникающих при ТО остаточных напряжений является актуальной задачей. Это дает возможность прогнозировать ресурс изделий и оперативно реагировать на неблагоприятные, с точки зрения надежности, последствия технологических операций. В настоящее время одним из наиболее перспективных неразрушающих методов определения механических напряжений относится метод, основанный на эффекте акустоупругости [5]. В основе акустического метода определения ОН заложена зависимость скорости прохождения упругих волн через объем металла при различной поля-

ризации и частоте от механических напряжений. В работах [6, 7, 8] авторы показывают возможности достоверной оценки ОН, применяя упругие волны.

Цель настоящей работы – исследование влияния различных скоростей охлаждения на физико-механические свойства штамповой стали 5ХНМ, а также расчет и анализ распределения возникающих при ТО напряжений, применяя акустический эхо-метод.

Для изучения влияния скорости охлаждения на структуру и свойства, сталь 5ХНМ подверглась различным режимам ТО (закалка в воде, закалка в масле, отжиг, нормализация, закалка в водовоздушной смеси при различном давлении сжатого воздуха и расходе воды).

С целью измерения температуры в образцах было высверлено отверстие, в которое помещалась термопара хромель-алюмель (ТХА). Фиксация термопары производилась с помощью асбеста. Термопары устанавливали на расстоянии 10 мм от края образца (рис. 1).

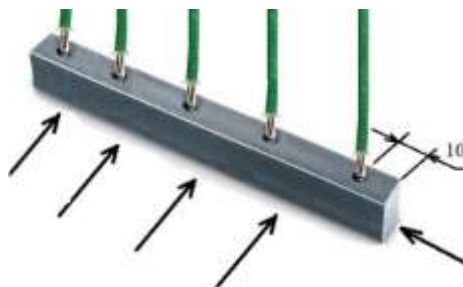


Рисунок 1 – Вид образцов для исследования

Для обеспечения теплоизоляции, перед ТО образцы были обернуты в стеклоткань, поверх которой наносили слой терлостойкого герметика.

Для акустических измерений применяли измерительно-вычислительный акустический комплекс «Астрон» [6]. В основу работы аппаратной части системы положен способ подробной регистрации всей серии отраженных акустических импульсов для ее последующей обработки средствами программной части системы.

Формула для расчета двухосного напряженного состояния акустическим методом имеет вид:

$$\sigma_1 = k_1 \frac{\Delta\tau_1}{\tau_1(0)} + k_2 \frac{\Delta\tau_2}{\tau_2(0)}, \quad (1)$$

$$\sigma_2 = k_1 \frac{\Delta\tau_2}{\tau_2(0)} + k_2 \frac{\Delta\tau_1}{\tau_1(0)}, \quad (2)$$

где σ_1 и σ_2 соответственно напряжения в двух взаимно перпендикулярных направлениях (вдоль и перпендикулярно оси нагружаемого образца); $\Delta\tau_1$ и $\Delta\tau_2$ - изменения времени распространения (задержек) импульсов поверхностных волн, распространяющихся в двух взаимно перпендикулярных направлениях;

$\tau_1(0)$ и $\tau_2(0)$ - соответствующие задержки импульсов для ненапряженного состояния (после отжига образцов); k_1, k_2 - коэффициенты акустоупругой связи.

Исследование микроструктуры образцов после ТО показало наличие мартенситных (скорость охлаждения до 30 °С/с) и промежуточных феррито-карбидных структурных составляющих (до 1 °С/с). Охлаждение со скоростью 0,1-0,2 °С/с для данной марки стали приводит к образованию феррито-перлитных структурных составляющих (рисунок 2).

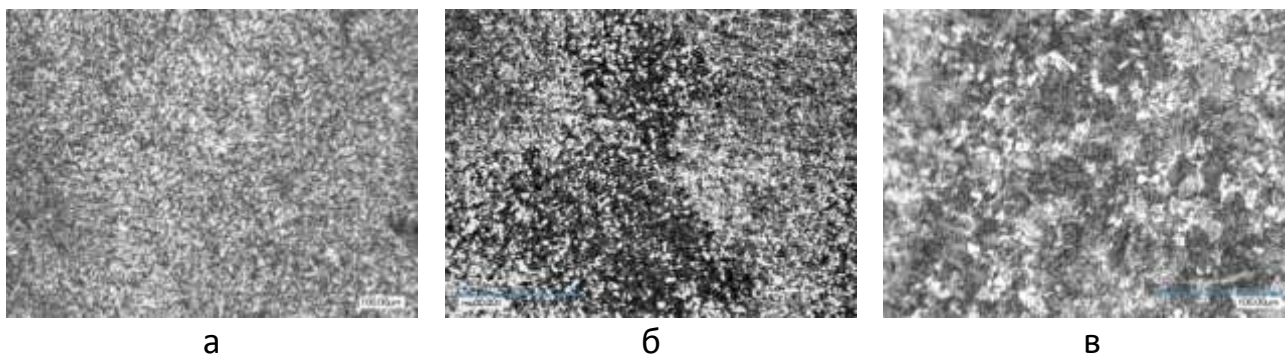


Рисунок 2 – Микроструктура образцов, охлажденных с разной скоростью (x1000)
а – 64 °С/с; б – 1,2 °С/с; в – 0,1 °С/с

Влияние скорости охлаждения образцов из стали 5ХНМ на твердость представлено на рис. 3.

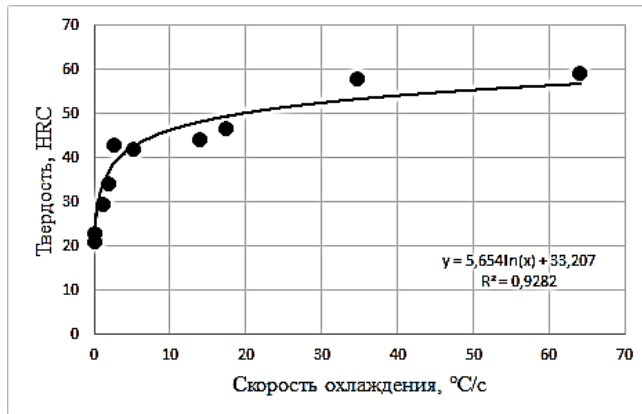


Рисунок 3 – Влияние скорости охлаждения на твердость

Проведенный комплекс акустических исследований позволил установить взаимосвязь между скоростью распространения ультразвуковых волн и скоростью охлаждения (рисунок 4, а), а также выявить корреляцию твердости с результатами оценки напряженного состояния (рисунок 4, б).

Таким образом, проведенные исследования образцов из стали 5ХНМ при различной термической обработке показали:

1. Данные по определению ОН, полученные с использованием измерения скорости упругих волн, подтверждают высокий уровень ОН в зоне контакта охлаждающей среды с образцом при закалке. При этом скорость распространения ультразвука после закалки соответствует минимальным значениям.

2. Возникновение ОН, превышающих 1500 МПа, может приводить к образованию трещин, что крайне недопустимо.

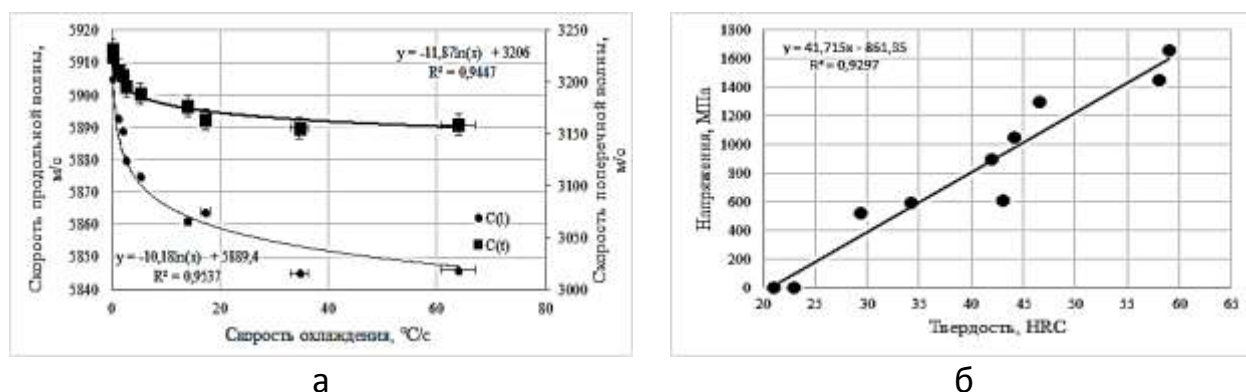


Рисунок 4 – Связь скорости охлаждения с параметрами акустических волн (а) и взаимосвязь ОН с твердостью (б)

3. Скорость охлаждения оказывает существенное влияние на формирование структурных составляющих, твердости и ОН.

4. В равновесной структуре, полученной при отжиге стали, значения остаточных напряжений минимальны, скорость ультразвука максимальна.

5. Ультразвуковой метод неразрушающего контроля можно использовать в реальном масштабе времени практически для любого типа конструкций, имеющих односторонний доступ для установки датчиков.

Литература:

1. Самохоцкий, А. И. Технология термической обработки металлов / А. И. Самохоцкий, Н. Г. Парфеновская. - М.: Машиностроение, 1976. - 311 с.

3. Рябов, Д. А. О перспективе применения водо-воздушной смеси для охлаждения молотовых штампов / Д. А. Рябов, А. А. Хлыбов, К. А. Минков // Труды НГТУ им. Р.Е. Алексеева. - 2018. - №1(120). – С. 196–203.

3. Гуляев, А.П. Термическая обработка стали / А.П. Гуляев. - М.: Машгиз, 1960. - 495 с.

4. Соколов, К. Н. Технология термической обработки стали / К. Н. Соколов. Москва-Свердловск: Машгиз, 1954. — 302 с.

5. Гузь, А.Н. Введение в акустоупругость / А.Н. Гузь, Ф.Г. Махорт, О.И. Гуца. - Киев: Наукова думка, 1977- 162 с.

6. Хлыбов, А.А. Оценка остаточных напряжений в трубопроводах из стали 08Х18Н10Т / А.А. Хлыбов, А.Л. Углов // Контроль. Диагностика. - 2009. - № 6. - С. 32 – 35.

7. Камышев, А.В. Измерение остаточных напряжений в ободьях железнодорожных колес методом акустоупругости / А.В. Камышев, Н.Е. Никитина, В.А. Смирнов // Дефектоскопия. – 2010. - № 3. - С.50-54.

8. Муравьев, В.В. Оценка остаточных напряжений в ободьях вагонных колес электромагнитно-акустическим методом / В.В. Муравьев, О.В. Муравьева, В.А. Стрижак, А.В. Пряхин, Е.Н. Балабанов, Л.В. Волкова // Дефектоскопия – 2011. - № 6. - С.16-28.

МЕТАЛЛОФИЗИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАГОТОВКИ ЛАБИРИНТА КВД ИЗ СПЛАВА ХН51КВМТЮБ (ЭП 741)

Марочкин В.В., Волгина Н.И.
Московский политехнический университет
г. Москва, Российская Федерация

Модернизация газотурбинных двигателей в авиа- и ракетостроении, предъявляет все более высокие требования к их надежности и экономичности. В настоящее время основную роль для исследований в этом направлении отдают технологиям порошковой металлургии или металлургии гранул. Узлы и детали авиакосмических двигателей подвергаются воздействию высоких температур и испытывают следующие нагрузки:

- 1) газовые, образовавшиеся перепадом давления в газовом тракте двигателя, изменением направления газового потока и его скорости;
- 2) массовые, вызванные вращением ротора;
- 3) температурные, появляющиеся из-за неравномерного нагрева и охлаждения деталей.

Постоянный рост требований к конструкционным материалам по жаропрочности последовательно приводит к усложнению их химического состава и как следствие становится проблематичным производство заготовок деталей [1, 2]. Технологии получения металлических гранул с высокой скоростью их кристаллизации стала решением обозначенной проблемы, а получаемые из них компактные заготовки деталей обладают следующими положительными особенностями:

- уменьшение дендритной и зональной ликвации легирующих компонентов, способствует повышению в объеме готового изделия химической однородности и равномерности механических свойств;
- несмотря на высокую степень легированности сплава, он сохраняет хорошую способность к холодной и горячей пластической деформации;
- возможность получать изделия с заданным комплексом свойств, с окончательной формой и размерами без использования последующей механической обработки.

Указанные свойства изделий из быстрозакаленных материалов способствовали созданию жаропрочного никелевого сплава ХН51КВМТЮБ.

В работе проанализированы несколько режимов термической обработки, а полученные результаты механических испытаний обоснованно подтверждают правильность выбора одного из них.

Компактные заготовки жаропрочного сплава ХН51КВМТЮБ получены по технологии гранульной металлургии.

Гранулы сплава перед засыпкой в капсулу для формования и спекания предварительно прошли рассев для отбора частиц нужной фракции и электростатическую сепарацию, чтобы исключить попадание неметаллических частиц.

По завершению операции, был проведен анализ структуры полученных заготовок на микроскопе «AxioVert A1» и растровой электронной микроскопии. На полученных снимках (рисунок 1) видна полностью рекристаллизованная структура, в которой не наблюдаются границы гранул и остаточные дендриты. Структура состоит из достаточно большого количества мелкого зерна, примерно 30 мкм, так и крупного не более 170 мкм. Средний размер полученного зерна составил $38,7 \pm 1,3$ мкм.

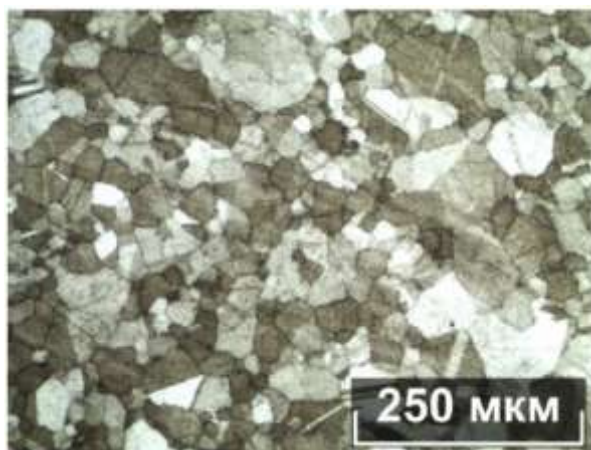


Рисунок 1 – Структура полученных заготовок после горячего изостатического прессования

Для определения оптимального режима термообработки полученных компактных заготовок, исходили от температуры полного растворения γ' – фазы ($T_{\text{п.р.}\gamma'} \sim 1200^\circ\text{C}$ для сплава ХН51КВМТЮБ). Особое внимание в процессе термической обработки жаропрочных никелевых сплавов уделяют скорости охлаждения после закалки. Охлаждение на воздухе с температур закалки позволяет понизить оказываемое на компактные заготовки термические напряжения и оптимально подготовить структуру к последующей обработке старением.

Для получения требуемых свойств, старение проводят в несколько ступеней. Как сообщается в [3], для жаропрочных сплавов на основе никеля, температура старения на первой ступени не должна быть выше 900°C , здесь подрастают крупные выделения γ' – фазы, на следующих ступенях происходит окончательное формирование этой фазы, что способствует повышению прочности.

Сравнивая полученные результаты механических испытаний на растяжение видно, что оптимальные характеристики сплава достигнуты после термообработки по режиму с шагом температуры 10°C , эксперимент №2. Исходя из этого, дальнейшее исследование и испытания проводились на образцах заготовок, полученных после ТО по указанному режиму.

Исходя из вышесказанного, для улучшения механических свойств жаропрочного никелевого сплава ХН51КВМТЮБ (ЭП741НП) были проведены несколько термических обработок с разными режимами, указанными в таблице 1.

После проведения термической обработки, мы получили равноосную мелкозернистую структуру (рисунок 2), с четко выделенными между зернами

границами. Наблюдается некоторое увеличение зерна, в сравнении со структурой после ГИП, что характерно для данного вида обработки.

Таблица 1 – Механические свойства сплава ХН51КВМТЮБ с шагом температуры 10 °С

Эксперимент, №	Режим термической обработки	σ_B , МПа (кгс/мм ²)	$\sigma_{0,2}$, МПа (кгс/мм ²)	δ_5 , %	ψ , %
1	Закалка: Загрузка при 700 °С, нагрев до 1180 °С, выдержка 4 часов, охлаждение на воздухе. Старение: Загрузка при 700 °С, нагрев до 900 °С, выдержка 3 часа, охлаждение с печью до 750 °С, выдержка 8 часов, охлаждение с печью до 700 °С, выдержка 17 часов охлаждения на воздухе.	1340 (136,6)	940 (95,8)	16,7	17,6
2	Закалка: Загрузка при 700 °С, нагрев до 1200 °С, выдержка 4 часов, охлаждение на воздухе. Старение: Загрузка при 700 °С, нагрев до 900 °С, выдержка 3 часа, охлаждение с печью до 750 °С, выдержка 8 часов, охлаждение с печью до 700 °С, выдержка 17 часов охлаждения на воздухе.	1380 (140,7)	970 (98,9)	17,9	18,9
3	Закалка: Загрузка при 700 °С, нагрев до 1220 °С, выдержка 4 часов, охлаждение на воздухе. Старение: Загрузка при 700 °С, нагрев до 900 °С, выдержка 3 часа, охлаждение с печью до 750 °С, выдержка 8 часов, охлаждение с печью до 700 °С, выдержка 17 часов охлаждения на воздухе.	1360 (138,7)	955 (97,4)	17,5	18,4

Зерна выровнялись по размеру, структура стала более однородной. Средний размер зерна составил $59,1 \pm 7,1$ мкм (рисунок 2).

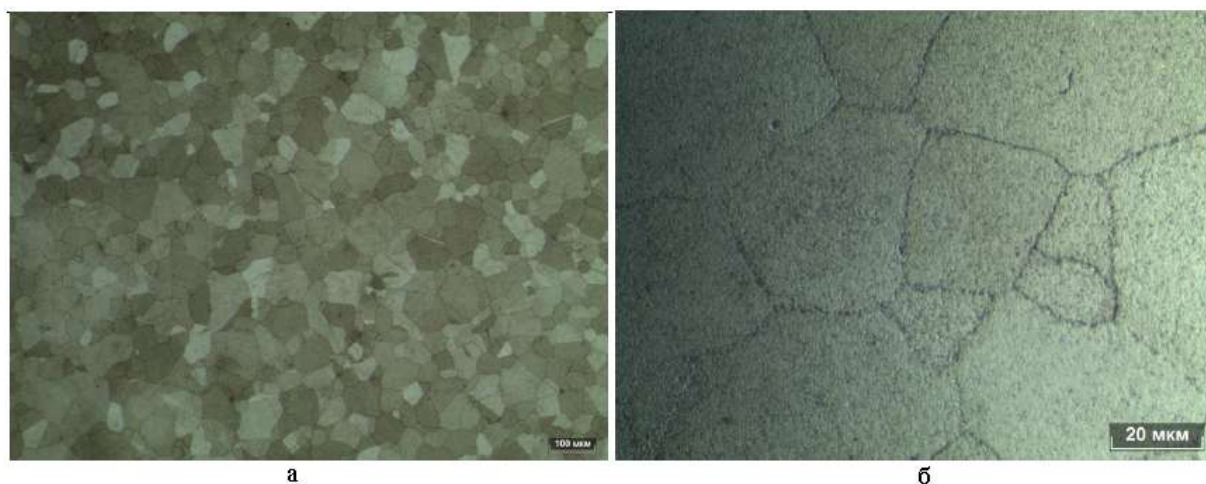


Рисунок 2 – структура сплава после ТО: а –x100; б – x1000

На рисунке 3 видно, что карбидные выделения равномерно распределены по всему объему, границы чистые и свободные от трещин, пор и других дефектов.

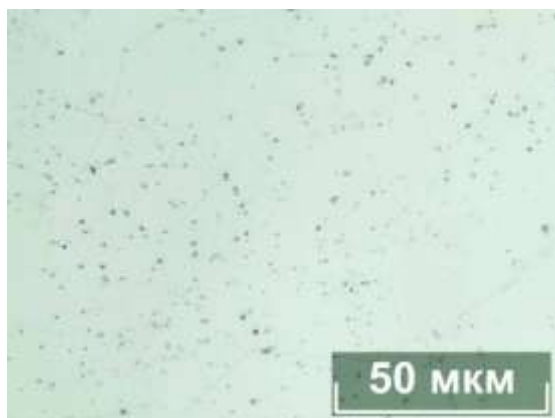


Рисунок 3 – Карбидные выделения в заготовке после термической обработки по второму режиму

Результаты проведенных исследований показали:

1. Механические испытания на одноосное растяжение объективно подтверждают правильность выбора режимов термической обработки для жаропрочного никелевого сплава ХН51КВМТЮБ (ЭП741НП).

Наилучшие механические свойства заготовок были достигнуты после термообработки, выполненной по режиму №2:

Закалка с загрузкой компактов при 700 °С, нагрев до 1200^{±10} °С, с последующей выдержкой в течении четырех часов и охлаждением на воздухе;

Старение с загрузкой компактов при 700°С, нагрев до 900^{±10} °С, с последующей выдержкой в течении трех часов, охлаждение с печью до 750°С и выдержкой восемь часов, охлаждение с печью до 700°С и выдержкой семнадцать часов с последующим охлаждением на воздухе.

2. Все характеристики образцов, полученные по указанному режиму, отвечают требованиям технической документации.

Литература

1. *Фаткуллин, О. Х.* Повышение конструктивной прочности гранулируемых сплавов на основе никеля / О. Х. Фаткуллин, В. И. Еременко, Е.Н. Рудницкий, Л. А. Правикова. - *Металлургия гранул.* - М., 1986. - с. 150-157.

2. *Гарибов, Г.С.* Новые материалы из гранул для дисков перспективных газотурбинных двигателей / Г.С. Гарибов, А.В. Востриков // *Технология легких сплавов.* -2008. - № 3. - с. 60-65.

3. *Ломберг, Б. С.* Особенности легирования и термической обработки жаропрочных никелевых сплавов для дисков газотурбинных двигателей нового поколения / Б. С. Ломберг, С. В. Овсеян, М. М. Бакрадзе // *Авиационные материалы и технологии.* – 2010. - № 2. - с. 3-8.

КОРРОЗИОННЫЙ ИЗНОС ПОЧВООБРАБАТЫВАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА

Басенко Л.М., Алимов В.И.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Устойчивое развитие сельскохозяйственного производства во многом определяется работоспособностью, надежностью и долговечностью сельхозтехники. Для почвообрабатывающих машин весьма актуальна задача повышения стойкости сменного инструмента типа культиваторных лап. Их изготавливают чаще всего из сталей с содержанием, % масс.: 0,6 - 0,7 С и 0,9 – 1,1 Мн. Долговечность подобного инструмента может быть повышена локальным упрочнением режущих кромок, в том числе путем ХТО [1].

Исследованиями показано, что выход из строя почвообрабатывающего инструмента может быть связан с механическими поломками, усталостным разрушением, коррозией и др.; однако при прочих равных условиях наиболее вероятной причиной такого выхода является коррозионный износ.

Систематизируя опубликованные данные, можно утверждать, что основными разновидностями коррозионного износа являются сплошные равномерные, неравномерные, язвенные и точечные поражения (рис. 1).

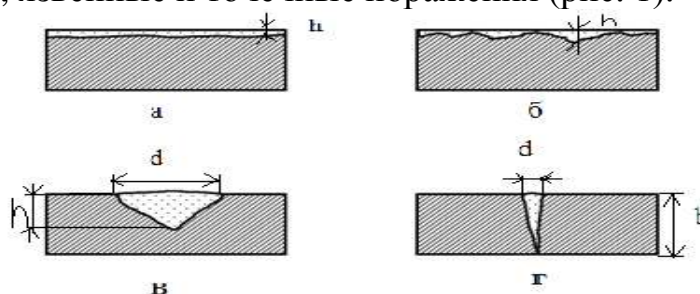


Рисунок 1- Основные типы коррозионного износа натуральных культиваторных лап (а – сплошной равномерный; б - сплошной неравномерный; в - язвенный; г - точечный (питтинговый))

Равномерное поражение протекает с одинаковой скоростью по всей поверхности металла (рис. 1,а), неравномерное — на различных участках поверхности металла с неодинаковой скоростью (рис. 1,б); для язвенного поражения характерно примерное равенство размеров пораженного пятна по диаметру и глубине (рис. 1,в), а при точечном поражении глубина его соразмерна с толщиной изделия (рис. 1,г) [2].

Характер и интенсивность износа деталей рабочих органов почвообрабатывающих машин зависят от физико-механических свойств почвы. На песчаной почве детали изнашиваются по толщине, а на глинистой и суглинистой — по ширине [3]. При этом на песчаной почве износ происходит в 8–10 раз быстрее, чем на глинистой. Дифференцированный подбор материала и разработка конструкции деталей рабочих органов повышенной долговечности требуют де-

тальной классификации почв по их изнашивающей способности, которая проявляется при взаимодействии с ней движущегося твердого тела и является одной из ее физико-механических характеристик [2]. Неравномерный износ рабочих органов почвообрабатывающих машин обусловлен, прежде всего, разным удельным давлением почвы на поверхность рабочего органа в различных ее точках, а также зависит от скорости скольжения и ускорения контактирующих частиц [5].

Структурный состав и состояние почвы влияют не только на интенсивность износа, но и на его характер. Особенно это видно на примере износа плужных лемехов, лап культиваторов и дисковых борон. На тяжелых суглинистых и глинистых почвах лезвие и полевой обрез лемеха затупляются и принимают овальную форму. На песчаных и супесчаных почвах он изнашивается достаточно интенсивно как по толщине, так и по ширине. Лезвие при этом сохраняет свою остроту, но на тыльной стороне его создается резко выраженная затылочная фаска, на лицевой – глубокая лучевидная канавка; носок по профилю закругляется [4].

Опубликованные результаты исследований показывают, что изнашивание металла в абразивной среде зависит от множества факторов, комплексно связанных между собой; при уменьшении влажности почвы увеличиваются ее твердость и интенсивность изнашивания, что приводит к увеличению давления на рабочую поверхность деталей и скорости скольжения частиц в активной зоне [5]. Среди факторов, определяющих интенсивность коррозионного изнашивания культиваторных лап, одним из основных является структурный.

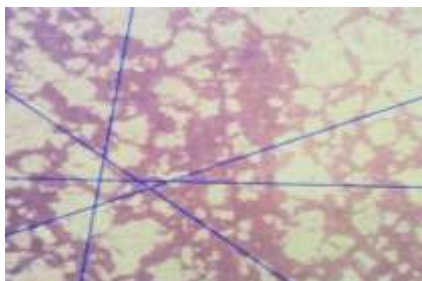


Рисунок 2 - К определению размера зерна аустенита методом секущих.

Формирование структуры происходит в границах зерна аустенита; поскольку сами границы зерен являются определенными дефектами кристаллических тел, то изменение протяженности границ зерен может вызвать изменения коррозионной стойкости. О том, что при термической обработке может изменяться размер зерна и впоследствии оказывать влияние на износ, свидетельствуют результаты, полученные нами в данной работе.

Исследования проводили на образцах из стали 65Г с содержанием 0,63% С и 1,03% Mn толщиной 5 мм, что примерно соответствует толщине натуральных режущих лап. Образцы предварительно деформировали в холодную на лабораторном прокатном стане ДУО 100 со степенями деформации 15, 40 и 80%, что имитировало возможную обработку натуральных лап. Термическое упрочнение

производили путем последующей закалки и отпуска на твердость 48-55 HRC. Температура аустенитизации составляла 850-950°C, а удельное время нагрева 60 с/мм сечения образца. После изготовления шлифов оценивали размер зерна аустенита методом секущих по ГОСТ 5639. Далее определяли размер поперечника аустенитного зерна, который примерно соответствует:

$$\bar{D} \sim m^{1/2}, \text{ мкм}$$

где: m- число зерен, приходящихся на 1 мм² площади шлифа (рис.2).
Затем образцы подвергали коррозионному износу на установке [6].

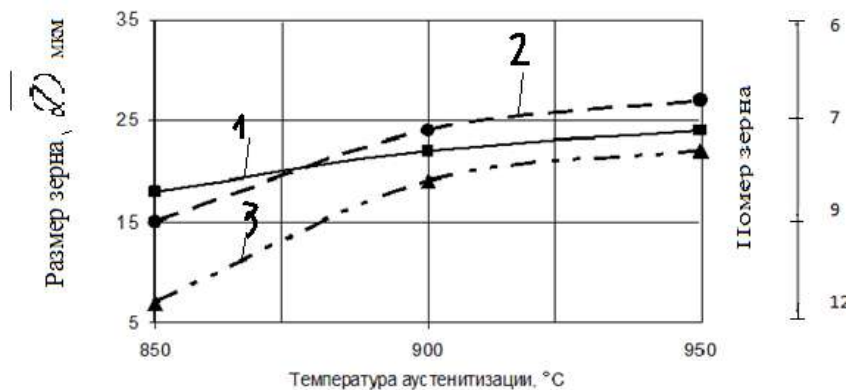


Рисунок 3 - Зависимость среднего поперечника зерна аустенита от температуры аустенитизации при закалке и степени предварительной холодной деформации (ε,% : 1- 15, 2-40, 3-80).

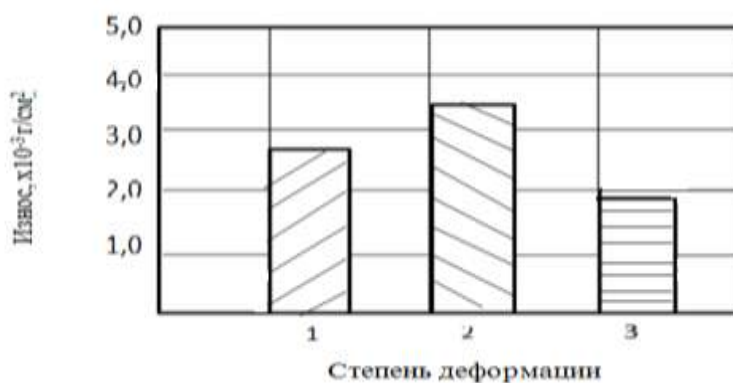


Рисунок 4 - Гистограмма зависимости износа от степени деформации (ε,% 1-15, 2-40, 3- 80)

В качестве среды служили мелкий щебень, пылевидная порода с углем с добавкой 5% дождевой воды. Путь износа принимали равным 100 м, оценку коррозионного износа производили по удельной потере массы, приходящейся на 1см² изнашиваемой поверхности.

На рис. 3 показана зависимость среднего поперечника зерна аустенита от температуры аустенитизации при закалке и степени предварительной холодной деформации. Видно, что при повышении температуры аустенитизации при всех степенях предварительной деформации зерно аустенита растет; при минимальной степени деформации 15% размер зерна несколько меньше, чем при степени деформации 40%: очевидно это связано с созданием неоднородной локальной деформации. Однако дальнейшее увеличение деформации до 80% тормозит

рост зерна аустенита при всех температурах: это означает, что сильно деформированная лапа культиватора при том же режиме аустенитизации даст более мелкое зерно, имеющее большую суммарную протяженность границ – это может повысить сопротивляемость износу.

На рис. 4 показана относительная коррозионная износостойкость в среде, которая имитирует полевые условия Приазовья. Видно, что минимальный коррозионный износ как раз и характерен для сильно предварительно деформированной стали. Это позволяет включить в технологию упрочнения режущего инструмента типа лап предварительную холодную деформацию. Сталь 65Г вследствие наличия Mn позволяет успешно получать сорбитную структуру, затем в холодную сформировать и деформировать заготовку лапы. Необходимая твердость лап достигается окончательной закалкой и отпуском.

Выводы. Основной причиной выхода из строя режущего почвообрабатывающего инструмента является коррозионный износ, обусловленный одновременным трением о почву и коррозионным воздействием внешней среды. Предварительная холодная деформация стали при прочих равных условиях способствует измельчению зерна аустенита и повышению дисперсности продуктов превращения переохлажденного аустенита, увеличению суммарной протяженности границ зерен и повышению сопротивления коррозионному износу. Предварительная холодная деформация с последующей закалкой и отпуском обеспечивает минимальный коррозионный износ в комплексной среде из мелкого щебня, пылевидной породы с углем с 5% -ми дождевой воды, имитирующей почвы Приазовья.

Литература:

1. Алимов, В.И. Коррозия и защита материалов от коррозии / В.И.Алимов, Л.А Рябичева, В.В. Дядичев, С.Г Менюк, А.В. Дядичев.- Симферополь: ООО «Антиква», 2019.-184 с.
2. Гайдар, С.М. Хранение и противокоррозионная защита сельскохозяйственной техники: учеб. пособие [Текст] / Е. А. Пучин, С. М. Гайдар. — М.: ФГНУ «Росинформагротех», 2011.-512 с.
3. Басенко, Л.М. Оценка возможностей повышения надежности почвообрабатывающего инструмента с использованием химико- термической обработки / Л.М. Басенко, В.И. Алимов // В сб. докл. «Металлургия XXI столетия глазами молодых» . – Донецк: ДонНТУ, 2018.- С.283-286.
4. Патент РФ №2270259. Способ упрочнения деталей из среднеуглеродистых и высокоуглеродистых сталей. Заявка №2004113918/02 от 05.05.2004. С211/09, С21D 9/18, В23К 9/04 (2006.01). Опубл. 20.02.2006. Бюл. №5.
5. Кленин, Н.И. Сельскохозяйственные и мелиоративные машины: Элементы теории рабочих процессов, расчет регулировочных параметров и режимов работы / Н.И. Кленин, В.А. Сакун. – М.: Колос,1980.- 671с.
6. Пат. України №17644, МПК(2006), G01N 3/56, G01N 17/00. Пристрій для випробувань на корозійно - абразивний знос / В. І Алімов, А. П. Штихно, М.В.Афанасьєва; заявник і патентовласник Донецький національний технічний університет; заявл. 28.02.2006; опубл. 16.10.2006, Бюл. № 10.

УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА КОНСТРУКЦИОННОЙ СТАЛИ НА ОСНОВЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ КОМПЛЕКСНЫХ СПЛАВОВ С МЕТАЛЛИЧЕСКИМ РАСПЛАВОМ

Мусин Е.Т., Толеуова А.Р., Балбекова Б.К.
Карагандинский государственный технический университет
Караганда, Казахстан

На современном этапе развития производства при повсеместном истощении природных ресурсов и ухудшении экологической обстановки наиболее остро встают вопросы разработки ресурсосберегающих технологий получения металлопродукции при одновременном повышении ее качества. В решении этой проблемы ведущая роль принадлежит микролегированным, в том числе борсодержащим, сталям. Хорошо известно положительное влияние микролегирования бором на прокаливаемость и закаливаемость конструкционных сталей. Способность интенсивно измельчать структуру при ускоренном охлаждении делает бор обязательным компонентом многих высокопрочных низколегированных сталей, разработка которых является одним из важнейших направлений в металлургии.

В данной работе был выполнен анализ микроструктуры и фазового состава низколегированной малоуглеродистой конструкционной стали, легированной барием и кальцием, с применением металлографического метода и с использованием программы Thermo – Calc (TCFE7).

Построение таких графиков с помощью данной программы дает колоссальную экономию времени в проведении экспериментов. Зная состав сплава и температуру фазовых превращений можно заранее спрогнозировать образование нужных нам фаз, заданный состав сплава, как фазовый, так и химический.

Была исследована углеродистая конструкционная сталь, химический состав которой представлен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав стали Ст3сп

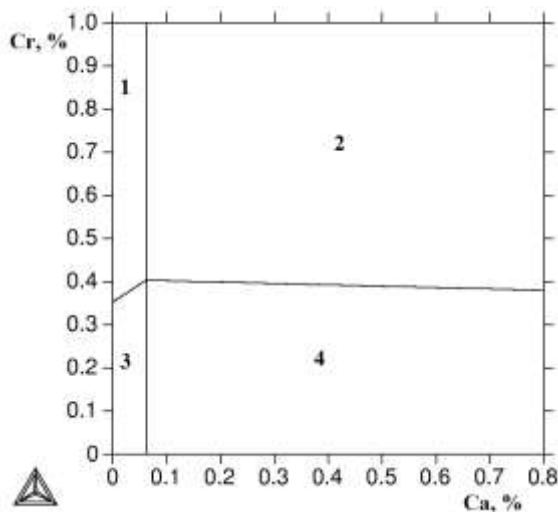
Марка стали	Химический состав, %									
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Cu	Ca	Ba	Al
Ст3сп	0,2	0,4	0,6	0,025	0,025	0,7	0,25	0,06	0,02	0,004

Были построены изотермические разрезы при различных температурах, начиная с 727°C до 1000°C.

Реакции кристаллизации и фазовый состав углеродистой стали при разных температурах можно проследить с помощью изотермических разрезов, приведенных на рисунках ниже.

Изотермическое сечение при температуре 950°C (рис.1) фиксирует получение структуры мартенсита, а также смешанную феррито – цементитную структуру. Хром полностью входит в состав (Fe) и образует основную фазу – упрочнитель – карбид хрома, причем превращение начинается уже примерно

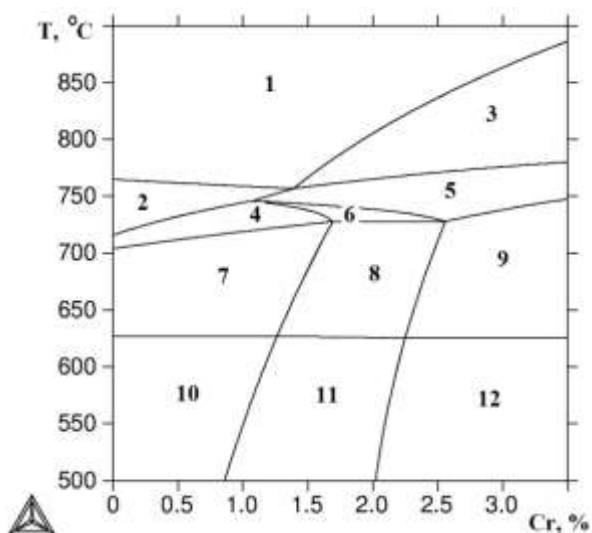
при $t = 875 - 880$ °С. Образование карбида железа обеспечивает хорошие механические свойства стали.



Фазовые области:

- 1 Феррит + Цементит + Аустенит + Сульфид марганца
- 2 Феррит + Цементит + Аустенит + Сульфид марганца + ГПУ решетка
- 3 Феррит + Аустенит + Сульфид марганца
- 4 Феррит + Аустенит + Сульфид марганца + ГПУ решетка

Рисунок 1 – Изотермическое сечение диаграммы состояния углеродистой стали при переменном содержании кальция и хрома



Фазовые области

- 1 Аустенит + сульфид марганца
- 2 Феррит + аустенит
- 3 Аустенит + карбид железа + сульфид марганца
- 4 Феррит + цементит
- 5 Феррит + карбид железа + сульфид марганца
- 6 Феррит + сульфид марганца
- 7 Феррит + цементит + сульфид марганца
- 8 Феррит + цементит + карбид железа + сульфид марганца
- 9 Феррит + карбид железа + сульфид марганца
- 10 Феррит + цементит + аустенит + сульфид марганца
- 11 Феррит + цементит + аустенит + карбид железа + сульфид марганца
- 12 Феррит + аустенит + карбид железа + сульфид марганца

Рисунок 2 – Политермическое сечение стали при переменном содержании хрома

Политермическое сечение (рис. 2) показывает присутствие промежуточного превращения аустенита в феррит и цементит, сосуществование нескольких фаз (температура эвтектоидного превращения). Хром полностью входит в состав (Fe) и образует основную фазу – упрочнитель – карбид хрома, причем пре-

вращение начинается уже примерно при $t = 875 - 880$ °С. Образование карбида железа обеспечивает хорошие механические свойства стали.

Заключение. Рассматривалась углеродистая конструкционная сталь, микролегированная кальцием и барием. С использованием программы Thermo-Calc проведен количественный анализ углеродистой конструкционной стали, легированной кальцием и барием, включая расчет изотермических и политермических сечений, массовых и объемных долей фаз. Определены области концентраций и температур, при которых может быть достигнуто максимальное количество основных фаз – упрочнителей. Фазовый состав углеродистой конструкционной стали, рассчитанный по программе Thermo – Calc позволяет спрогнозировать образование основной фазы – упрочнителя и несомненно находит свое подтверждение превращениями, протекающим в классической системе Fe – Fe₃C (перитектическое превращение при $t=1392$ °С, эвтектоидное превращение при $t=727$ °С).

Раскисление стали с применением комплексного сплава Ca – Ba позволяет значительно снизить содержание неметаллических включений, модифицировать остаточные неметаллические включения в благоприятные комплексы с их равномерным распределением в объеме стали, значительно повысить механические свойства стали. В силу малой растворимости в жидком металле и высокой поверхностной активности барий не может быть эффективным раскислителем стали. Высокая поверхностная активность бария позволяет рассматривать барий как достаточно эффективный модификатор. Использование бария в лигатурах приводит к измельчению неметаллических включений, гомогенизации жидкого металла, понижению температуры ликвидус, измельчению первичного зерна литой стали, увеличению технологической пластичности.

Литература:

1. *Потапов, А.И.* Влияние химического состава и режима аустенизации на прокаливаемость стали 35ГР / А.И. Потапов, И.Т. Маликов, В.И. Уразов, А.Е. Семин // *Электрометаллургия*, 2009. - № 11.
2. *Потапов, А.И.* Технологические особенности легирования стали бором / А.И. Потапов, А.Е. Семин // *Известия высших учебных заведений: Черная металлургия*, 2012. - № 9.
3. Thermo – Calc Software. Database Guide. For Uses in TCC / TCW / DICTRA. – Stockholm: Sweden, 2006. – P. 77
4. *Толеуова, А.Р.* Некоторые особенности структурообразования стали, раскисленной с применением комплексных сплавов / А.Р. Толеуова, Б.К. Балбекова, А.Х. Нурумгалиев // *Научный журнал «Вестник ВКГТУ им. Д.Серикбаева»*, Усть-Каменогорск. – 2018. - №2 (80) – С. 150 - 154.

НОВЫЙ КЛАСС МАТЕРИАЛОВ – ПЕНОМЕТАЛЛЫ

Зейтуллинов Е.К., Альжанов М.К.

Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

Пенометаллы — это новый класс материалов с низкой плотностью и новыми физическими, механическими, тепловыми, электрическими и акустическими свойствами. Эти металлы или сплавы ячеистого строения. Состоят из тонких металлических оболочек, заполненных газом. Первая информация о пористых металлах появилась еще в 90-х годах прошлого века. Внимание к новому виду материала привлекла его необычайно малая плотность: от 0,4 до 1 грамм на кубический сантиметр. Из-за этой малой плотности новый материал оказался практически водоплавающим. Технология получения такого пенометалла обрабатывалась на алюминии, олове, цинке, латуни, бронзе.

Одним из таких материалов является пеноалюминий. В настоящее время пеноалюминий получают разными способами (жидкофазным и твердофазным) и в основном из первичных материалов.

Один из твердофазных (или порошковых) методов, а именно механическое легирование, может быть перспективным для внедрения в производство пеноалюминия. Этот метод заключается в обработке порошкообразных компонентов и их смесей различного состава в высокоэнергетических мельницах и последующей консолидации, вновь сформировавшейся активированной смеси, для получения полуфабриката или готовой детали. Еще одним преимуществом данного метода является возможность использования отходов производства и лом алюминиевых сплавов, что значительно удешевляет производство (сырьевая составляющая в стоимости производства снижается от 45–65 %).

Свойства пенометаллов зависят от количества поглощенного газа, структуры ячеек, свойств исходного металлического материала; разработаны технологии получения ячеек пенометаллов любых размеров и форм.

Пенометаллы используются в качестве наполнителей для обеспечения жесткости конструкции. Из них изготавливают ударопрочные детали автомобилей, самолетов, железнодорожных вагонов (прежде всего рефрижераторов), лифтов, контейнеров. Пенометаллы находят применение в качестве коррозионно-устойчивых, обратимо работающих фильтров многократного использования для газовых и агрессивных сточных промышленных отходов, катализаторов выхлопных газов автотранспорта, авиации. Также их используют как теплоизолирующие материалы. Они применяются в строительстве (пожаробезопасная, биостойкая облицовка, полы и подвесные потолки с функцией защиты от электромагнитных излучений); в промышленности (шумозащитные кожухи для оборудования, теплоизоляция, фильтры, носители катализаторов в неагрессивных средах).

Пенометаллы получают двумя основными способами:

- литьем;

- методом порошковой металлургии.

Благодаря их легковесности пенометаллические изделия применяются в автомобильной и аэрокосмической отрасли. Технология получения пенометаллов заключается в газифицировании расплава разными методами. В последние годы определенные успехи были достигнуты в технологии формирования профильных изделий из пенометаллов с применением различных методов обработки давлением.

Пенометаллы обладают целым комплексом превосходных свойств:

- объемная масса у них ниже, чем у древесины, а прочность значительно выше;
- они отлично поглощают энергию удара;
- легко обрабатываются резанием;
- в них можно вбивать крепежные детали, склеивать их с другими материалами, например со стеклом, пластиком, фанерой;
- металлические пены красивые, со своеобразным трехмерным декоративным рисунком;
- проявляют хорошие акустические свойства.

Пенометаллы хорошо свариваются, имеют высокие демпфирующие свойства (от немецкого *Dampfer* - гаситель, способность материалов гасить механические колебания, например вибрацию, или снижать резонансные колебания), повышенную коррозионную стойкость. Прочность изделия из металлической пены значительно повышается при поверхностной обработке-прокатке, ковке, штамповке.

Хотя пенометаллы в своей основе являются металлическими, по свойствам они значительно отличаются от исходных металлов; это новые материалы.

Главное достоинство пеноматериалов заключается не в каком-либо одном уникальном свойстве, а в уникальной совокупности характеристик, что позволяет создавать принципиально новые продукты и технологии. Разработка новых научно обоснованных технологий получения и технологий обработки пенометаллов позволит перейти от лабораторных объемов производства к промышленным масштабам, что позволит значительно снизить стоимость изделий и расширить их область применений. На данный момент не сформированы однозначно выраженные потребности в пенометаллах, а также нет как таковых общих стандартов, нормативов и правил в отношении данных материалов. Решением данной проблемы являются дальнейшее исследование пенометаллов, разработка на них нормативной документации, стандартов, и формирование широкого спроса на вышеуказанные материалы.

Литература:

1. Пеноматериалы, их виды, свойства, применение – [Электронный ресурс] – Режим доступа –URL: <http://ekokataliz.ru/files/penomaterials.pdf>
2. *Бутарович Д.О., Смирнов А.А., Рябов Д.М.* Пеноалюминий как энергопоглощающий материал и его механические свойства. – 2011.

ИЗУЧЕНИЕ МАКРОСТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ СОЕДИНЕНИЙ, ПОЛУЧЕННЫХ ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВОЙ И МЕХАНИЗИРОВАННОЙ СВАРКОЙ В ЗАЩИТНЫХ ГАЗАХ ПЛАВЯЩИМСЯ ЭЛЕКТРОДОМ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ ПОВЫШЕННОЙ ПРОЧНОСТИ

Киселевич Р.А., Сахончик В.Ю., Урбанович Н.И.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

К деталям колеса относятся ободья, для их изготовления используют трубы из стали 20. Эта сталь относится к хорошосвариваемым, но имеет невысокие прочностные свойства. Для сварки элементов ободьев применяют механизированную дуговую сварку в защитных газах плавящимся электродом. Толщина стенки обода 16мм., поэтому, согласно ГОСТ 14771 - 76 сварку осуществляют с двух сторон по три прохода с каждой стороны, тип соединения стыковой с X - образной разделкой.

При эксплуатации обод колеса испытывает знакопеременные нагрузки, работает в разных климатических условиях. В следствии чего в нем нарушается геометрия появляется овальность, а иногда и трещины, которые чаще всего возникают в зоне сварки, что в конечном итоге может привести к поломкам во время движения автосамосвала и быть причиной несчастного случая.

В рамках данной работы с целью снижения проявление указанных факторов предлагается заменить низкоуглеродистую сталь марки сталь 20 на низколегированную сталь повышенной прочности марки 09Г2С. Кроме повышенных прочностных свойств эта сталь обладает достаточно высокой пластичностью и сопротивляемостью ударным нагрузкам. Устойчивость свойств в широком температурном диапазоне позволяет применять детали из этой марки в интервале температур от -70 до +450 °С, что является весьма актуальным для сверхтяжелых машин, работающих в холодных климатических зонах. Сталь 09Г2С относится к низколегированным конструкционным сталям, которые можно считать вполне пригодными для дуговых способов сварки. Эти стали не относятся к группе металлов, обладающих повышенной склонностью к образованию холодных и горячих трещин. Вместе с тем необходимо отметить, что при повышенном содержании легирующих элементов и особенно углерода в стали проявляется чувствительность металла к образованию малопластичных закалочных структур. Склонность металла к образованию закалочных структур можно приближенно определить по значению углеродного эквивалента ($C_{э\text{кв}}$). Так как критической величиной $C_{э\text{кв}}$ является значение – 0.45%, значит данная сталь 09Г2С – склонна к образованию малопластичных закалочных структур в зоне термического влияния. Образование закаленных участков в сочетании с высоким содержанием диффузионного водорода в металле шва и наличием остаточных растягивающих сварочных напряжений способствуют образованию холодных трещин. Предотвратить попадание водорода в сварной шов, а так же снизить сварочные

напряжения можно, применив передовые виды сварки, например, электронно - лучевую сварку (ЭЛС).

Электронно - лучевая сварка относится к методам сварки высококонцентрированными источниками энергии и обладает широкими технологическими возможностями. Она позволяет сваривать широкий диапазон толщин, соединять за один проход металлы и сплавы толщиной от 0,1 до 400 мм, получать узкие швы с глубоким проплавлением, уменьшить рост зерна в ЗТВ и минимизировать ее размеры, тем самым снизить сварочные напряжения и деформации. Еще одним существенным преимуществом ЭЛС является полная дегазация рабочей области, в результате чего отсутствие воздействия атмосферных кислорода и водорода на шов позволяет добиться его более однородной и плотной структуры и высоких физико – механических свойств изделий.

Целью данной работы является проведение оценки возможности применения ЭЛС для получения сварного соединения из стали 09Г2С, сравнительного анализа макро - микроструктуры и свойств соединений, полученных электронно-лучевой и механизированной сваркой в защитных газах плавящимися электродами.

В качестве материала для исследования использовали пластины толщиной 16 мм, размером 300 x 150 мм из стали марки 09Г2С. Химический состав и механические свойства стали С До 0,12, Si От 0,5 до 0,8, Mn От 1,3 до 1,7, Ni До 0,3, Cr До 0,3 Cu До 0,3 Fe ~ 96-97

Предел текучести (σ_T), 325 Мпа, Временное сопротивление разрыву (σ_B), 470 Мпа Относительное удлинение (δ), 21 %

С целью проведения сравнительного анализа микроструктуры и свойств сварных соединений одно из соединений получали с применением ЭЛС, другое – механизированной сварки в защитных газах плавящимся электродом. ЭЛС проводили на установке КЛ – 155 на следующих режимах: ускоряющее напряжение 60 кВ; ток луча 120 мА; диаметр круговой развертки 2мм ;скорость сварки 25 м/ч.

Стыковое соединение (С25 ГОСТ 14471) получали с использованием дуговой сварки аппаратом «КЛОСС» на режимах: напряжение дуги $U_d = 18-24В$, ток сварки $I_{св} = 130-160А$ скорость сварки $V_{св} = 15-20м/час$, расход защитной смеси (Ar + CO₂) $Q_{AR + CO_2} = 12-14л/мин$, марка проволоки Св-08Г2С-О, диаметр сварочной проволоки 1,2

Изучение структуры проводили с использованием поста микроконтроля МК – 1 на базе микроскопа МИ – 1 и программы обеспечения SIAMS 800. Твердость образцов измеряли на твердомере ПМТ-3М по методу Виккерса при нагрузке 200г.

Увеличенное изображение общего вида соединений, полученных разными видами сварки плавлением и микроструктуры шва, ЗТВ и основного металла представлены на рисунке 1.

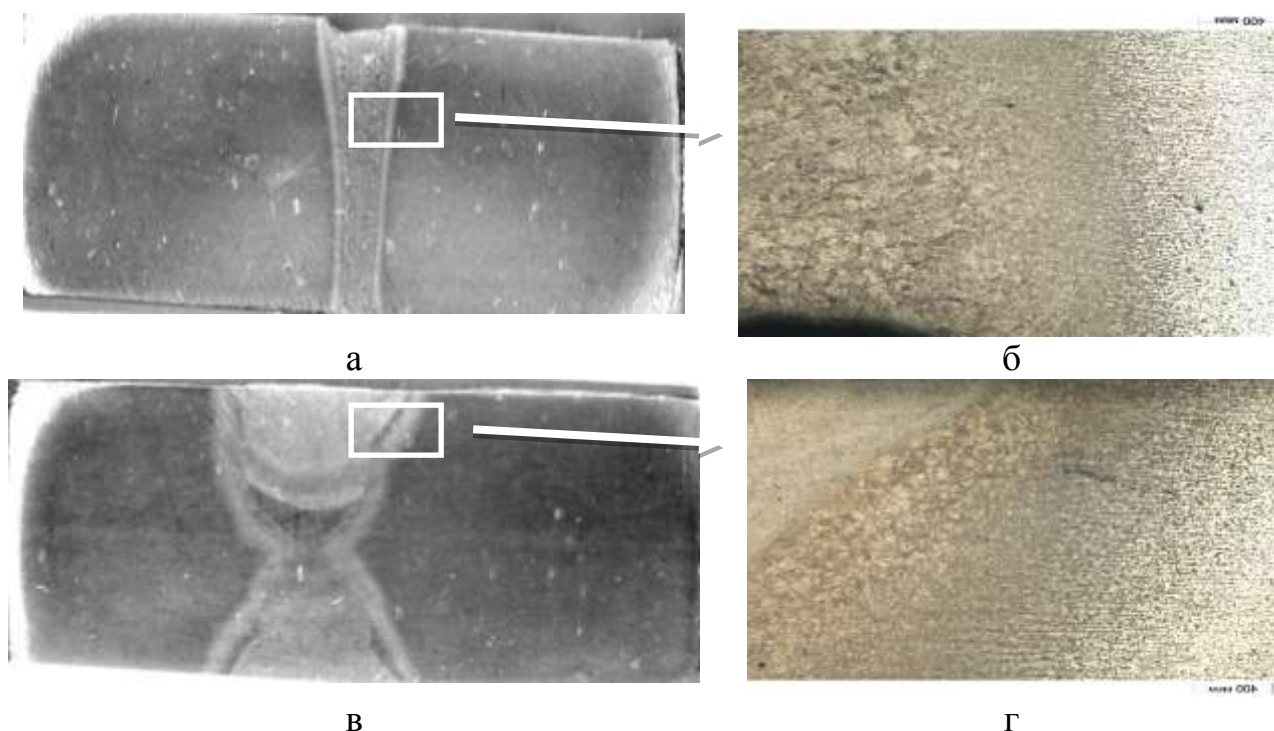


Рисунок 1 – Увеличенное изображение стыкового сварного соединения и микроструктур шва, ЗТВ, и основного металла:

- а – стыковое соединение полученное ЭЛС;
- б – микроструктур шва, ЗТВ, и основного металла после ЭЛС;
- в – стыковое соединение, полученное дуговой сваркой;
- г – микроструктур шва, ЗТВ, и основного металла после дуговой сварки

Сварное соединение, полученное ЭЛС (см. рис. 1,а), характеризуется глубоким узким швом и малой ЗТВ. Ширина шва составляет 3-5 мм. Микротвердость металла шва находится в пределах 210 - 220 HV₂₀₀. В ЗТВ возле зоны сплавления (см. рис. 1,б) структура состоит из крупных феррито-перлитных зерен. По мере приближения к основному металлу размер зерен уменьшается. Микротвердость металла ЗТВ находится в пределах 220 – 230 HV₂₀₀. Наибольшее значение наблюдается в зоне сплавления 230 - 240 HV₂₀₀. Такая твердость свойственна для пластинчатого перлита или сорбита [1]. Ширина ЗТВ равна 1 – 1.5 мм.

Общий вид сварного соединения, полученного механизированной сваркой в защитных газах плавящимся электродом, представлен на рисунке 1,в. Следует отметить, что ширина шва после дуговой сварки в 2,5-3 раза больше, чем ширина шва, полученного ЭЛС и составляет 8 – 9 мм. Его микротвердость имеет значение 170 – 180 HV₂₀₀. ЗТВ сварного соединения шире в 2,5 – 3 раза ЗТВ сварного соединения, полученного ЭЛС, и составляет 3-4,5 мм. Изменения структуры в ЗТВ (см. рис. 1,г) носят такой же характер, как после ЭЛС. Микротвердость металла ЗТВ в среднем имеет значение 210 – 220 HV₂₀₀. Наибольшее значение наблюдается в зоне сплавления 220 230 HV₂₀₀. На рисунке также хорошо видна структура основного металла, которая

представляет собой вытянутые в доль прокатки феррито-перлитные зерна, его микротвердость составляет 145 – 155 HV₂₀₀.

На рисунке 2,а и б представлены микроструктуры металла швов, полученных двумя видами сварки. Заполнение разделки кромок при дуговой сварке осуществлялось с двух сторон за несколько проходов, поэтому металл нижних слоев шва испытал многократное тепловое воздействие, в связи с чем в структуре не наблюдается явного направленного характера кристаллитов обусловленное отводом теплоты в основной металл. Зерна металла шва оторочены сплошной ферритной сеткой, выделившейся во время распада аустенита. Микроструктура металла шва, полученного ЭЛС, имеет плотное дендритное строение, обусловленное большими скоростями охлаждения.

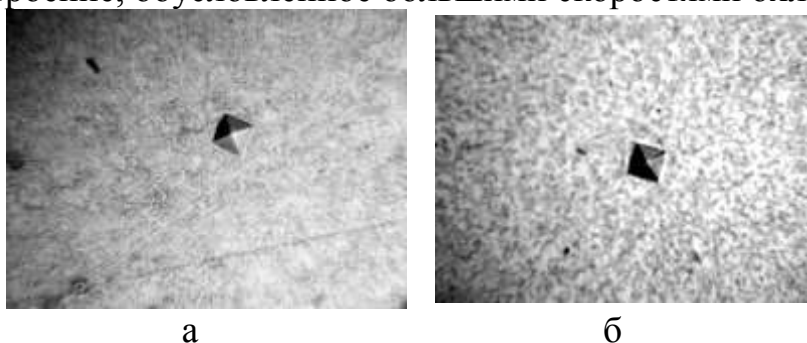


Рисунок 2 – Микроструктуры металла швов сварных соединений:
а – полученного дуговой сваркой; б – электронно – лучевой сваркой

Уместно отметить, что при ЭЛС превращения в металле шва протекают в менее равновесных условиях, чем при других способах сварки. Однако вызванная этим опасность образования дефектов, например, холодных трещин, компенсируется тем, что размеры ЗТВ и зоны проплавления малы. Развивающиеся усадочные напряжения невелики и образующиеся неравновесные структуры находятся в слабонагруженном состоянии. Например, электронным лучом можно сваривать без подогрева низколегированные стали, несмотря на то, что в шве и ЗТВ образуется мартенсит [2].

Таким образом, анализ проведенных исследований показал, что применение ЭЛС стали 09Г2С толщиной 16 мм не привело к образованию закалочных структур в ЗТВ. Самое высокое значение микротвердости в зоне сплавления характерно для структур пластинчатого перлита или сорбита. Поэтому применение ЭЛС ободьев из стали 09Г2С является весьма перспективным направлением в технологии их изготовления, что приведет к повышению качества и конкурентоспособности продукции.

Литература:

1. Свидунович, Н. А. Лабораторный практикум по курсу "Материаловедение и технология конструкционных материалов" для студ. вузов / Н. А. Свидунович, Г. П. Окатова, Д. В. Куис. - Минск : БГТУ, 2014. – 126 с.
2. Хорн, Ф. Атлас структур сварных соединений / Ф. Хорн (пер. с нем). - М., «Металлургия» 1997. - 288с.

КРИТЕРИИ РАЗРУШЕНИЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ СРОКОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ ТРУБОПРОВОДОВ

Звягин И.А., Тухбатуллин Ф.Г.

Российский государственный университет нефти и газа им. И.М. Губкина
г. Москва, Российская Федерация

Условия эксплуатации газопроводов характеризуются многопараметрическими непостоянными воздействиями: изменением температуры, давления, условий залегания и др. Кроме того, трубы производят по различным технологиям, способы их изготовления с годами менялись, повышались требования к механическим свойствам, поэтому применяются различные виды термической обработки.

На сегодняшний день протяженность магистральных газопроводов России составляет 171,2 тысяч километров. При этом преобладают трубопроводы большого диаметра 1220 и 1420 мм, изготовленные разными способами и в разные периоды времени. К сталям первого поколения, изготовленным в 70-е годы, относится нормализованная сталь 17ГС и 17Г1С. Их эксплуатируется свыше 60%. Второе поколение трубных сталей (1975—1980 г.г.) включает в себя термоулучшенные стали 14Г2САФ и 17Г2СФ (примерно 35%). Стали контролируемой прокатки X60 и X70, произведенные в 80-е годы, относятся к третьему поколению трубных сталей.

Изменение способов упрочнения труб соответствует той тенденции, которая наметилась за последние 50 лет: повышению рабочего давления в газопроводах и прокладка их в регионах с пониженной температурой. Поэтому разработка конструкционных сталей для трубопроводов высокого давления велась в направлении повышения их прочности, вязкости и хладостойкости путем применения контролируемой прокатки и термообработки.

Анализ аварийности магистральных газопроводов показал, что стали контролируемой прокатки, изготовленные в 80-х годах, оказались чувствительными к коррозионному растрескиванию под напряжением (КРН), являющемуся одной из основных причин аварийных отказов линейной части магистральных газопроводов Единой системы газоснабжения Российской Федерации [1, 2]. КРН – разрушение металла при одновременном воздействии коррозионной среды и растягивающих напряжений. Внешний вид таких повреждений приведен на рисунке 2.



Рисунок 1 - Трещины коррозионного растрескивания на трубе из стали контролируемой прокатки

Следует отметить также, что анализ аварийности магистральных газопроводов показал, что аварии по причине КРН труб из сталей контролируемой прокатки случаются чаще, чем у трубопроводов, изготовленных по старым технологиям (таблица 1).

Таблица 1 - Характеристика аварийных труб

Год производства	1970	1970-1975	1975
Поколение	I	II	III
Марка стали	17Г1С	17Г2СФ, 17Г2САФ	X70
Изготовитель	ЧТПЗ	ЧТПЗ, ВТЗ	Япония, Франция, Италия
Диаметр и толщина стенки, мм	1220x12	1220x11,0 1220x10,5	1420x15,7
Способ упрочнения	Нормализация	Улучшение	Контролируемая прокатка
Класс прочности	K42	K55	X70
Число аварий	16	17	23
Время до разрушения, лет	25-30	16-24	11-19
Суммарная длина труб, км	3442	1434	3660

С увеличением диаметра и рабочего давления в трубопроводе, а также снижением запаса прочности по СНиП 2.05.06-85* «Магистральные трубопроводы» возросла опасность отказа такой сложной конструкции. Поэтому возросли требования к уровню прочности, вязкости и хладостойкости [1]. Выполнение этих требований на малоуглеродистых марках низколегированных сталей делает упрочняющую термическую обработку готовых изделий (труб) обязательной [2]. Однако, поставка упрочненных труб не привела, на первых порах, к увеличению срока службы МГ: аварийные разрушения не сократились, а участились и стали происходить раньше (таблица 1).

В сталях третьего поколения улучшение свойств и структуры происходит вследствие совместного влияния микрولةгирования и контролируемой прокатки с окончанием деформации при низких температурах (500 ÷ 700°C). Следовательно, факторы структуры влияют на изменения механических свойств трубных сталей.

Ранее были опубликованы закономерности поведения предела текучести, сопротивления разрушению [4], предельной деформации до разрушения [3]. В работе [3] было показано, что энергоемкость W_c , (МДж/м³) является синергетической макрохарактеристикой поликристаллов, поведение которой, как и ее составляющих, зависит от основных четырех факторов состояния структуры:

силового (прочности, твердости), временного (релаксации напряжений), повреждающего (дефектности, пористости) и внешнего (нагрузки, создающей внутренне напряженно-деформированное состояние).

Одним из наиболее доступных критериев для оценки склонности металла к разрушению, с нашей точки зрения, является критерий зарождения трещины. Критерий зарождения трещин $K_{зт}$ количественно определяет способность материала сопротивляться возникновению трещин при деформации. Он равен:

$$K_{зт} = W_c / \sigma_T.$$

Чем выше значения $K_{зт}$, тем труднее зарождаются трещины [3]. Предлагается еще критерий распространения трещин $K_{рт}$, количественно определяющий способность материала сопротивляться свободному движению трещин при деформации в условиях достижения критического напряженного состояния, равен $K_{рт} = K_{1C}\sigma_T$ или $K_{рт} = W_{скр}\sigma_T$. Чем выше $K_{рт}$, тем труднее в материале распространяются трещины. Согласно данным работы [3], величина K_{1C} пропорциональна $W_{скр}$, где $W_{скр}$ – критическая величина предельной удельной энергии деформации перед вершиной трещины, определяется при критическом напряженном состоянии (трехосном растяжении), когда энергия деформации, затрачиваемая на пластическую деформацию, равна энергии, идущей на упругое искажение объема. Согласно анализу многочисленных экспериментальных данных [4], для сталей величина:

$$W_{скр} \approx (0,75 - 0,5)W_c.$$

Она выбирается в месте перегиба по диаграммам предельной пластичности при критическом напряженном состоянии, равном 2,41 при коэффициенте Пуассона сплавов железа 0,28. Размерность критерия $K_{рт}$ (МДж/м³) МПа или (МДж/м³)²·10⁶ или (МПа²)·10⁶.

Нами был проведен анализ наиболее простых из предлагаемых синергетикой параметров разрушения применительно к низколегированным трубным сталям критериев склонности к зарождению и распространению трещин. Результаты расчетов указанных критериев, выполненные по данным испытаний на разрыв образцов (таблица 2) из разрушившихся труб по методике [4], приведены в таблице 3.

Из таблицы видно, что самым высоким критерием зарождения трещин обладает сталь производства Японии (структура сорбита), более низкие значения критерия зарождения – у труб 1 –го поколения и труб из Франции; трубы второго поколения (сталь 14Г2САФ) и трубы из Италии имеют очень низкие показатели. Эти критерии характеризуют начальную стадию возможных разрушений).

По критерию роста трещины трубы из стали 14Г2САФ (на той стадии изготовления) и трубы из Италии – очень низкого качества. Этим объясняется

участившиеся преждевременные отказы газопроводов, изготовленных из труб поставки 1970-1975 гг.

Таблица 2 - Механические свойства аварийных труб

Поколение	Марка стали	Способ упрочнения	Предел текучести $\sigma_{0,2}$, МПа	Относительное удлинение δ , %	Относительное сужение ψ , %
I	17Г1С	Нормализация	380 (390)	23 (25)	52 (51)
II	17Г2СФ 14Г2САФ	Улучшение	630 (470) 570 (430)	13 (23)	39 (56)
III	X70	Контролируемая прокатка			
		Япония	600 (500)	10 (24)	58 (56)
		Франция	420 (470)	16,5 (22)	47 (56)
	Италия	450 (520)	22 (21)	2 2 (56)	

В скобках указаны средние значения сертификатных данных

Таблица 3 - Критерии разрушения трубных сталей

Поколение	$\sigma_{0,2}$, МПа	S_k , МПа	ψ , %	$K_{эт}$	$K_{рт}$
I	380	790	52,0	1,05	0,3
II	630	1030	39,0	0,7	0,2
III					
Япония	600	1440	58,0	1,5	0,3
Франция	420	800	47,0	0,9	0,2
Италия	450	590	22,0	0,1	0,1

Таким образом, проведенный предварительный анализ синергетических критериев образцов трубных сталей, изготовленных в разные годы и по разным технологиям, показал, что критерии зарождения и развития трещины удовлетворительно оцениваю срок эксплуатации.

Литература:

1. Салюков, В.В. Основные причины аварий магистральных газопроводов / В.В. Салюков, Ф.Г. Тухбатуллин, А.Н. Колотовский и др. // Ремонт, восстановление, модернизация. - 2002. - № 10. - С.12-14.

2. Медведев, В.Н. Влияние технологии производства труб на их предрасположенность к коррозионному растрескиванию под напряжением / В.Н. Медведев, Ф.Г. Тухбатуллин, М.И. Королев и др. - М.: ИРЦ ГАЗПРОМ, 2007. - 99 с.

3. Никитенков, Н.Н. Синергетика для инженеров: [учебное пособие] / Н.Н. Никитенков, Н.А. Никитенкова. - Томск: Изд-во Томского политехнического ун-та, 2009. - 175 с.

4. Скуднов, В.А. Закономерности предела текучести металла / В.А Скуднов // Известия вузов. Черная металлургия. - 1997. - №4. - С.25-28.

ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ТОЛСТОЛИСТОВОГО ПРОКАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА СИСТЕМНОЙ ЭВРИСТИКИ

Шустова Е.С., Егоров Н.Т.
Донецкий Национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Развитие металлопотребляющих отраслей промышленности требует постоянного повышения уровня механических и технологических свойств толстолистового проката из низколегированных сталей.

В технической и справочной литературе имеется достаточно много сведений о механических свойствах толстолистовых низколегированных сталей различных марок, производимых отечественными металлургическими предприятиями [1].

Однако многообразие требуемых характеристик механических свойств (предел текучести σ_T , временное сопротивление σ_B , относительное удлинение δ_5 , ударная вязкость при минус 40°C КСУ), которые предъявляются к толстолистовому прокату из низколегированных сталей массового использования, затрудняет осуществлять в целом объективную оценку качества выпускаемой и потребляемой металлопродукции, определять наиболее прогрессивные технологии производства и создавать эффективные системы управления качеством. В настоящее время методика определения комплексного показателя продукции, учитывающая все многообразие механических свойств, до сих пор еще не обработана.

Для оценки качества толстолистового проката часто используются статистические характеристики механических свойств, которые определяются по результатам контрольно-сдаточных испытаний с определением средних значений каждой характеристики, дисперсии, среднеквадратичного отклонения [2], широко также применяется метод множественного корреляционного анализа.

В данной работе рассмотрена возможность оценки уровня качества толстолистовых низколегированных сталей 10Г2С1 и 10ХСНД, при производстве листов толщиной 10-32 мм на Орско-Халиловском (ОХМК) и Алчевском (АМК) металлургических комбинатах с использованием метода системной эвристики.

Метод состоит в построении круговой диаграммы сравнительной оценки прочностных, пластических и вязких свойств толстых листов по результатам контрольно-сдаточных испытаний, по периметру диаграммы равномерно располагают показатели механических свойств.

В качестве материала для исследований выбрали толстолистовые низколегированные стали 10Г2С1 и 10ХСНД, поставляемые по ГОСТ 19282. Средние значения механических свойств листов толщиной 10-32 мм из указанных марок сталей по результатам испытаний не менее 150 промышленных партий приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические свойства листов толщиной 10-32 мм из низколегированных сталей 10Г2С1 и 10ХСНД производства ОХМК и АМК

Предприятие	σ_B	σ_T	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ² при минус 40°С
	Н/мм ²			
Сталь 10Г2С1, лист толщиной 10-20 мм				
ОХМК	566	380	30,0	66
АМК	536	381	27,3	63
Сталь 10ХСНД, лист толщиной 16-32 мм				
ОХМК	610	443	28,1	86
АМК	581	415	24,7	70

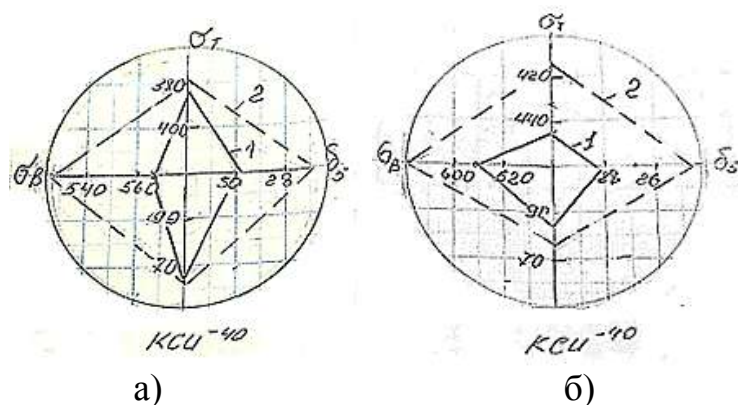


Рисунок 1 – Диаграмма сравнительной оценки качества толстолистового проката из сталей 10Г2С1 (а) и 10ХСНД (б) производства ОХМК (1) и АМК (2)

Диаграмма сравнительной оценки качества толстолистового проката из низколегированных сталей 10Г2С1 и 10ХСНД производства ОХМК и АМК приведена на рисунке 1.

Из представленных данных видно, что совокупная площадь, описывающая уровень механических свойств толстых листов из сталей 10Г2С1 и 10ХСНД производства ОХМК значительно меньше, чем на АМК и это свидетельствует о более высоком их качестве. Следует отметить, что различия в качестве толстых листов из стали 10Г2С1 на анализируемых предприятиях менее значимо, чем при производстве толстолистовой стали 10ХСНД.

Таким образом, метод системной эвристики позволяет эффективно оценить уровень качества толстолистового проката при практически неограниченного количества контролируемых показателей и может быть использован для определения и дальнейшего развития наиболее перспективных технологий производства.

Литература:

1. Пильчук, В.Е. Качество толстолистового проката на металлургических предприятиях/ В.Е. Пильчук, В.С. Гейман, Н.Ф. Тюрин и др. // В сб. Производство толстолистовой стали. – Донецк, №2, 1977 – 8-9с.
2. Венецкий, Н.Г. Теория вероятностей и математическая статистика/ Н.Г. Венецкий Н.Г, Г.С. Кильдшиев //М.: “Статистика”, 1975 – 264с.

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ РОСТА ЗЕРНА ПРИ НАГРЕВЕ В СТАЛИ 08X17

Пимонова С.О., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Сталь 08X17 используется как коррозионнотойкая и жаростойкая сталь. По структуре относится к ферритному классу. Целью исследования является изучение кинетики роста зерна феррита при нагреве до высоких температур (900...1100°C) и разработка математической модели, описывающей зависимость среднего размера зерна от температуры нагрева и длительности выдержки.

В качестве материала для исследований была выбрана сталь 08X17.

Таблица 1. Химический состав стали 08X17, % (ГОСТ 5632)

Марка стали	Содержание элементов, %							
	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
08X17	≤0,08	≤0,8	≤0,8	≤0,6	≤0,025	≤0,035	16-18	≤0,3

Температуру нагрева изменяли в пределах 900...1100°C, длительность выдержки в пределах 0,25...1,5 ч. Охлаждение после нагрева проводили на воздухе. Средний размер зерна феррита определяли методом секущих.

На рисунке 1 представлено влияние температуры нагрева и длительности выдержки на средний размер зерна феррита.

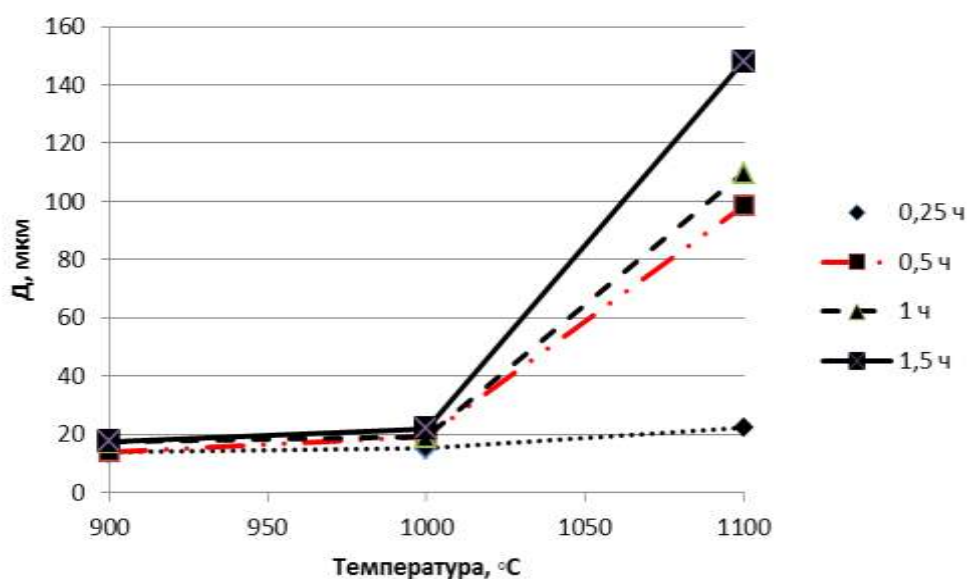


Рисунок 1 - Влияние T_n и τ_b на средний размер зерна феррита стали 08X17

Анализ полученных данных показал, что рост зерна феррита происходит и при повышении температуры нагрева, и при увеличении длительности выдержки. Однако с повышением температуры от 900 до 1000°C укрупнение зерна феррита оказывается относительно небольшим. Лишь нагрев до 1100°C вызывает его интенсивный рост (рис. 1).

С целью прогнозной оценки среднего размера зерна феррита, методом подбора аппроксимирующей функции, была разработана математическая модель, описывающая его изменение от температуры и длительности выдержки. Вид аппроксимирующей функции выбирали исходя из характера хода экспериментальных кривых $D = f(T)$ и $D = f(\tau)$. Исходя из этого, рассматривались экспоненциальные и степенные зависимости. Значения коэффициентов уравнения определяли путем решения системы уравнений, полученных путем подстановки экспериментальных значений размеров зерен, с применением метода логарифмирования.

Наиболее точно зависимость среднего размера зерна феррита (D) от температуры нагрева (T , в тысячах °C) и длительности выдержки (τ , часы) описывается уравнение вида (1) :

$$D = (8,77 + 6,2\sqrt{\tau}) * \exp[66,7 * (T - 0,927)^2] \quad (1)$$

В таблице 2 представлены экспериментальные ($D_э$) и расчетные ($D_р$) значения среднего размера ферритного зерна стали 08X17

Таблица 2- Экспериментальные ($D_э$) и расчетные ($D_р$) значения среднего размера ферритного зерна стали 08X17

Температура нагрева, °C	Длительность выдержки, ч	Средний размер зерна, мкм	
		эксперимент ($D_э$)	расчет ($D_р$)
900	0,25	13,75	12,46
	0,5	14	13,81
	1	17,31	15,72
	1,5	17,49	17,18
1000	0,25	15,13	16,94
	0,5	19,03	18,76
	1	19,13	21,36
	1,5	21,96	23,35
1100	0,25	22,43	87,39
	0,5	98,5	96,81
	1	109,81	110,21
	1,5	148	120,44

В таблице 3 приведены сравнительные данные, отражающие точность прогнозной оценки размера зерна феррита в стали. Относительную погрешность оценивали, как:

$$\delta = [|D_р - D_э| / D_э] * 100\% , \quad (2)$$

где $D_э$ и $D_р$ – экспериментальные и расчетные значения среднего размера зерна феррита.

В таблице 3 представлена относительная погрешность расчетов по разработанной математической модели.

Таблица 3- относительная погрешность расчетов по разработанной математической модели для стали 08X17

Температура нагрева, °С	Длительность выдержки, ч	Относительная погрешность (δ), %
900	0,25	9,3
	0,5	1,36
	1	9,19
	1,5	1,77
1000	0,25	11,96
	0,5	1,42
	1	11,66
	1,5	6,33
1100	0,25	289
	0,5	1,76
	1	0,36
	1,5	18,62

Анализ полученных данных показал, что погрешность расчетов среднего размера зерна феррита стали 08X17, выполненных с использованием предложенной математической модели, в большинстве случаев не превышает 10%. Однако для случая кратковременной (0,25ч) выдержки при 1100°С расчет дает завышенный почти в 3 раза средний размер зерна (табл.2).

Видно, что существенно отличаются экспериментальные и расчетные значения при выдержке 15 мин и нагреве до 1100°С. В этом случае относительная погрешность составила 289%. Диаметр зерна в ходе проведения экспериментальных подсчетов составил 22,43 мкм, а рассчитанный по формуле — 87,39 мкм. Минимальная погрешность наблюдается при нагреве до всех температур с выдержкой 30 и 60 мин.

Таким образом, было проведено исследование кинетики роста зерна феррита при нагреве до высоких температур (900...1100°С). Выполнен анализ влияния температуры нагрева и длительности выдержки (0,25...1,5 ч) на средний размер зерна феррита стали 08X17 и предложена математическая модель для прогнозной оценки, описывающая зависимость среднего размера зерна от режима термообработки.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ АРМИРУЮЩЕГО СЛОЯ НА ТЕПЛОВЫЕ И КОРРОЗИОННЫЕ СВОЙСТВА ПЛАСТИКОВЫХ ТРУБ

Одарюк Н.В., Штыхно А.П.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

На смену старым металлическим трубопроводам в системах теплоснабжения приходят изделия из более практичных и удобных материалов. Наиболее популярны на сегодня металлопластиковые, полиэтиленовые и полипропиленовые трубы, армированные стекловолокном [1].

Изделия из алюминиево-полиэтиленового металлопластика соединяют в себе лучшие стороны пластика и металла. Сравнивая их с полипропиленовыми трубами, армированными стекловолокном, следует, что коэффициент теплового расширения у труб с алюминиевым и стекловолоконным армированием – практически одинаков, и составляет от 0,03 до 0,035 мм/м×°С. Стекловолоконный армирующий слой закрывает все пространство между внешним и внутренним слоем полипропилена. Поэтому эти трубы стойки к разрывам, надежны и долговечны. В металлопластиковых трубах, укрепляющий слой имеет сварной шов (а иногда, в недорогих изделиях, даже и просто стыкующиеся кромки фольги выложены внахлест), что делает их более уязвимыми к повышенной температуре и давлению.

При монтаже труб со стекловолоконной прослойкой плотность и прочность их соединений не требует регулярного контроля и обслуживания. Если же устанавливаются изделия, укрепленные алюминием, надежность соединения будет зависеть от качества калибровки и зачистки их перед монтажом [2].

Целью работы является исследование влияния армирующего слоя на тепловые и коррозионные свойства пластиковых труб.

Для изучения влияния термоциклирования на удлинение труб в качестве материала были взяты трубы из сшитого полиэтилена, полипропилена, армированного металлом и полипропилена, армированного стекловолокном. На рисунке 1 представлен общий вид образцов.



Рисунок 1 – Общий вид образцов: а) сшитый полиэтилен, б) металлопластик, в) полипропилен, армированный стекловолокном

Отобрали образцы длиной 100 мм, нагревали их до температур 50, 75 и 95 °С в духовке с терморегулятором (отклонение температуры составляло ± 5 °С), выдерживали 20 минут, охлаждали и повторяли процесс ещё 2 раза. Затем из-

меряли изменение длинны при помощи штангенциркуля ШЦ-II с точностью до 0,05 мм. Результаты исследований приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты оценки качества образцов труб после термоциклирования при комнатной температуре

Температура нагрева, °С	σ_b , Н/мм ²	δ ,%
Сшитый полиэтилен		
Без нагрева(исходный)	23,0	196,3
50	23,2	133,33
75	23,45	85,185
95	23,65	66,66
Полипропилен, армированный стекловолокном		
Без нагрева(исходный)	27,8	48
50	27,8	48
75	27,8	47
95	27,9	47
Металлопластик		
Без нагрева (исходный)	26,0	20
50	26,1	20
75	26,2	20
95	26,5	21

Таким образом, из таблицы видно, что температура нагрева оказывает существенное влияние только на пластические свойства сшитого полиэтилена, что может привести к нарушению сплошности покрытия. Нагрев металлопластиковых и полипропиленовых армированных стекловолокном труб при термоциклировании не вызывает значительных изменений как прочностных так и пластических свойств, однако в металлопластиковых трубах может вызывать расслоение.

Литература:

1. Особенности использования металлопластиковых труб для отопления. – Режим доступа: <https://x-teplo.ru/otoplenie/truby/metalloplastikovye.html>.
2. Полипропиленовые трубы. – Режим доступа: <https://otoplenie.site/kanalizatsiya/truby/vidy/polipropilen-armirovannyj-steklovoloknom-ili-alyuminiem-что-luchshe.html>.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ, ОПИСЫВАЮЩАЯ КИНЕТИКУ РОСТА ЗЕРНА АУСТЕНИТА СТАЛИ 10Г2ФБ ПРИ НАГРЕВЕ

Циммерман Е.И., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Сталь 10Г2ФБ является одной из самых распространенных марок трубной стали, широко используемых в состоянии после контролируемой прокатки для изготовления электросварных труб большого диаметра. При сварке труб возникает околошовная зона, металл которой нагревается до различных температур в аустенитной области, что должно приводить к получению различного по размерам зерна аустенита и, соответственно, различной конечной структуры стали. Кроме того, из этой стали изготавливают и другие изделия для магистральных трубопроводов, такие, например, как различные переходные элементы (например, «уголки», патрубки и т.д.). Такие элементы часто подвергают термическому улучшению или нормализации.

Поэтому целью данной работы является экспериментальное изучение влияния параметров нагрева на рост зерна аустенита и разработка на этой основе математической модели, позволяющей выполнить прогнозную оценку размера его зерна для реализуемых условий нагрева.

Сталь 10Г2ФБ исследованной плавки содержит (% по массе): 0,08 % С, 1,62 % Мn, 0,27 % Si, 0,078 % V, 0,041 % Nb, 0,016 % Ti, 0,004 % S, 0,015 % P, 0,005 % N, 0,005 % Ca. Образцы для исследований вырезали из листа, произведенного по технологии контролируемой прокатки в соответствии с требованиями категории прочности К60. Температуру нагрева образцов изменяли в пределах 900...1100 °С, длительность выдержки составляла от 0,25 до 1,5 часа. Охлаждение после нагрева осуществляли в воде. Исходное зерно аустенита выявляли травлением микрошлифов в насыщенном водном растворе пикриновой кислоты с добавлением 1...2 % ПАВ. Определение среднего размера аустенитного зерна осуществляли методом секущих.

На рисунке 1 представлены результаты экспериментальной оценки среднего размера аустенитного зерна в зависимости от температуры нагрева и длительности выдержки. Там же представлены и результаты расчетов по разработанной математической модели, принципы создания которой будут описаны ниже.

Анализ полученных результатов показал, что тенденции к укрупнению зерна аустенита наблюдаются как с повышением температуры нагрева, так и с увеличением длительности выдержки. Однако при относительно небольшой выдержке при температуре нагрева 900...1000 °С (до 30 минут) ее длительность слабо влияет на средний размер аустенитного зерна, а с увеличением длительности выдержки усиливается эффект влияния повышения температуры нагрева на укрупнение зерна аустенита.

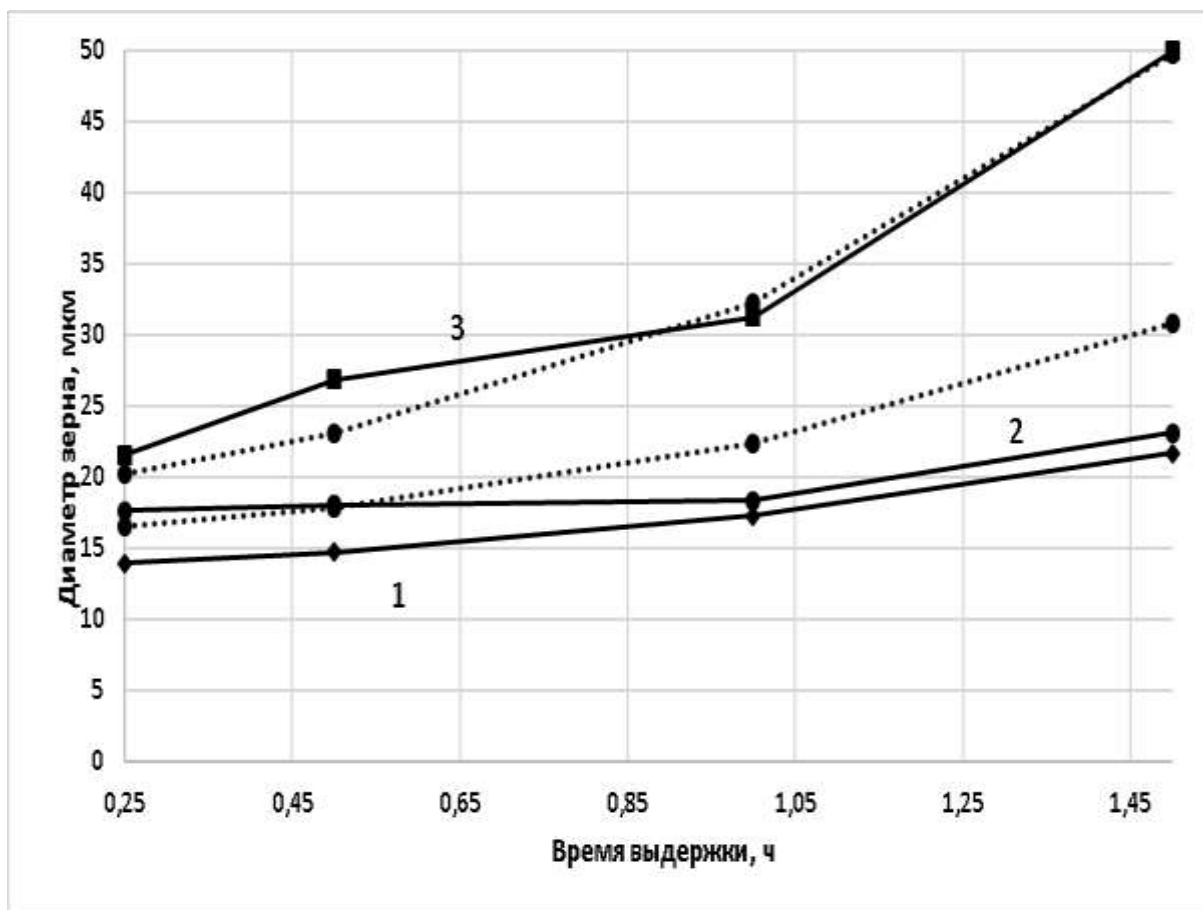


Рисунок 1 – Экспериментальные (сплошные линии) и расчетные (штриховые линии) зависимости среднего размера аустенитного зерна от длительности выдержки при нагреве до 900 °C (1), 1000 °C (2) и 1100 °C (3)

С учетом часто неоднозначного характера влияния параметров нагрева на кинетику роста зерна аустенита представляется целесообразной разработка математической модели, описывающей влияние температуры и длительности выдержки на средний размер аустенитного зерна в изученной стали.

На основе анализа характера хода экспериментальных кривых, построенных как в координатах «средний размер зерна – температура нагрева», так и в координатах «средний размер зерна – длительность выдержки» и их сравнения с результатами расчетов по соответствующим алгебраическим функциям для описания влияния как температуры нагрева, так и длительности выдержки была выбрана экспоненциальная зависимость вида (1):

$$D = D_0 + a \cdot \exp(b \cdot T + c \cdot \tau) \quad (1)$$

где T – температура нагрева; τ – длительность выдержки; a , b , c – соответствующие коэффициенты.

Если исходить из того, что D_0 следует рассматривать как величину зерна аустенита, сформировавшегося к моменту начала изотермической выдержки, то

можно считать, что она может быть определена геометрически путем экстраполяции, продлевая экспериментальные кривые, построенные для каждой температуры нагрева в координатах «средний размер зерна – длительность выдержки», до нулевого значения времени. Зная D_0 и имея экспериментальные значения для среднего размера зерна аустенита при конкретных значениях T и τ , уже достаточно просто путем логарифмирования составить системы уравнений как для условий постоянной температуры нагрева, так и для случая постоянной длительности выдержки, решение которых позволит определить значения соответствующих коэффициентов уравнений. В наших расчетах D_0 было определено для температуры нагрева 900 °С и составило 13 мкм.

С учетом полученных путем соответствующих расчетов значений коэффициентов зависимость для определения среднего размера аустенитного зерна стали имеет вид:

$$D = 13 + 18 \cdot 10^{-3} \cdot \exp(7,25 \cdot T + 1,3 \cdot \tau) \quad (2)$$

Здесь значения температуры подставляются в тысячах °С, а времени – в часах с целью оптимизации подстановки коэффициентов уравнений.

В таблице 1 приведены данные об относительной погрешности расчетов по предложенной математической модели (δ), рассчитанной по формуле (3):

$$\delta = [(D_p - D_s) / D_s] \cdot 100, \% \quad (3)$$

Таблица 1 – Относительная погрешность (δ) расчетов по предложенной модели

Время выдержки, ч.	δ , % при температуре нагрева, °С		
	900	1000	1100
0,25	5,68	6,35	5,95
0,5	4,64	1,05	14,26
1	1,33	21,53	2,97
1,5	1,20	33,38	0,36

Сравнение экспериментальных и расчетных значений (рис. 1, табл.1) показывает достаточно высокую степень сходимости результатов. Менее точными оказываются расчеты в случае температуры нагрева 1000 °С в случае наиболее длительных выдержек.

Таким образом, на основе анализа полученных экспериментальных данных была разработана математическая модель, с достаточной точностью описывающая зависимость среднего размера аустенитного зерна от температуры нагрева и длительности выдержки. Эта модель может быть использована для прогнозной оценки среднего размера зерна аустенита при изменении параметров нагрева в изученных пределах.

ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ТЕРМОДИФФУЗИОННОГО ЦИНКОВАНИЯ В ПОРОШКОВЫХ НАСЫЩАЮЩИХ СРЕДАХ

Дубровский Е.П., Булойчик И.А.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Одним из наиболее перспективных направлений антикоррозионной защиты на основе цинка является использование индукционного нагрева для формирования цинковых покрытий и диффузионных слоев. При реализации стандартных процессов термодиффузионного цинкования в порошковых насыщающих средах (ТДС) с использованием печного нагрева значительные энергозатраты тратятся на прогрев садки с порошковой насыщающей смесью, а так же самой реторты, что снижает эффективность технологий в производственных условиях. Применение индукционного нагрева позволит увеличить скорость прогрева контейнера для насыщения, в значительной степени сократив общее время цинкования и энергозатраты на термообработку [1, 2]. Следует отметить, что, данные технологии все еще не получили достаточного практического применения. Связано это с недостатком исследований ряда процессов, протекающих при индукционном нагреве в условиях порошковых насыщающих сред. Тем не менее, потенциальные возможности диффузионного цинкования в плане интенсификации ХТО оцениваются достаточно высоко, что обусловлено сокращением длительности прогрева садки, увеличением производительности труда, и уменьшением энергозатрат. Последние факторы особенно актуальны в современных белорусских условиях.

Согласно данным [3], использование способа диффузионного цинкования в электромагнитном поле целесообразно для широкой номенклатуры обрабатываемых изделий при сохранении качества защитного покрытия, в то время как традиционные технологии цинкования в расплавах не обеспечивают в ряде случаев требуемого уровня эксплуатационных характеристик формируемого на изделии покрытия. Связано это с различием в фазовом составе диффузионных слоев, формируемых на изделии. Принципиальной особенностью способа термодиффузионного цинкования в электромагнитном поле является целенаправленное создание значительного температурного градиента с его убыванием вглубь шихты. Более высокая, в сравнении с радиационным нагревом, температура вблизи поверхности цинкуемых изделий обеспечивает значительное активирующее воздействие как на стальную поверхность, так и на порошковую цинкосодержащую среду [3]. В результате чего, возникают быстротекающие двухсторонние процессы диффузии железа в цинк и цинка в железо с образованием интерметаллических соединений. При этом, сформированный цинковый слой имеет гомогенизированную структуру и не содержит хрупкого столбчатого вида ζ -фазу [3].

Технологической особенностью реализации процесса индукционного термомодиффузионного цинкования в сравнении со стандартными процессами ТДЦ является использование циклического нагрева обрабатываемых деталей до температур (порядка 700 - 800 °С), существенно превышающих температуры стандартных режимов реализации процессов ТДЦ. Используемая для процесса индукционного цинкования реторта была изготовлена из нержавеющей стали, а нагрев тигля с порошковой насыщающей смесью и образцами производили в циклическом режиме с целью предотвращения оплавления цинкового порошка при вращении контейнера, а также его перемещении параллельно плоскости индуктора. (рис. 1). Экспериментальный образец парамагнитного герметичного контейнера обеспечивает повышенную скорость прогрева стенок контейнера для насыщения, в значительной степени сокращая общее время цинкования и энергозатраты на химико-термическую обработку. За счет парамагнитных свойств материала контейнера основная энергия от индукционного нагрева расходуется на нагрев деталей и насыщающей смеси внутри контейнера.

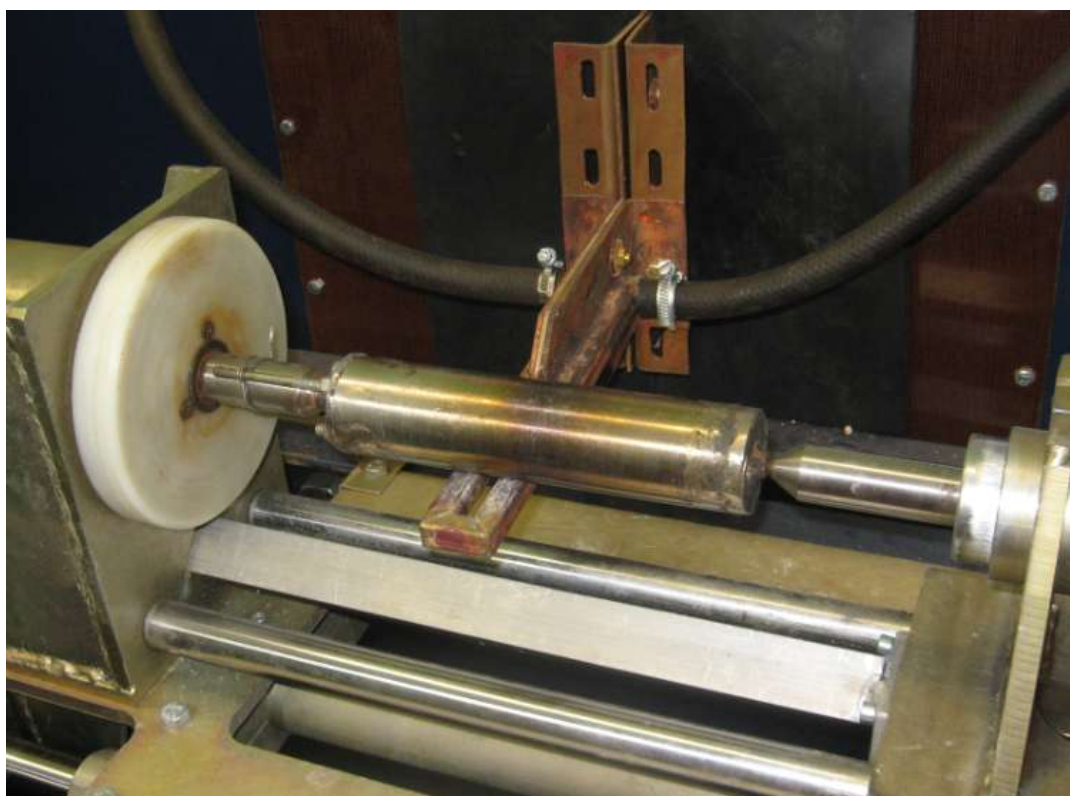


Рисунок 1 – Схема установки тигля из нержавеющей стали во время процесса диффузионного цинкования с горизонтальным перемещением относительно плоскости индуктора.

Подобранный экспериментальный режим цинкования, позволяет сократить время обработки деталей на 25 минут. Общее время циклического нагрева составило 4,5 минуты (рис. 2).

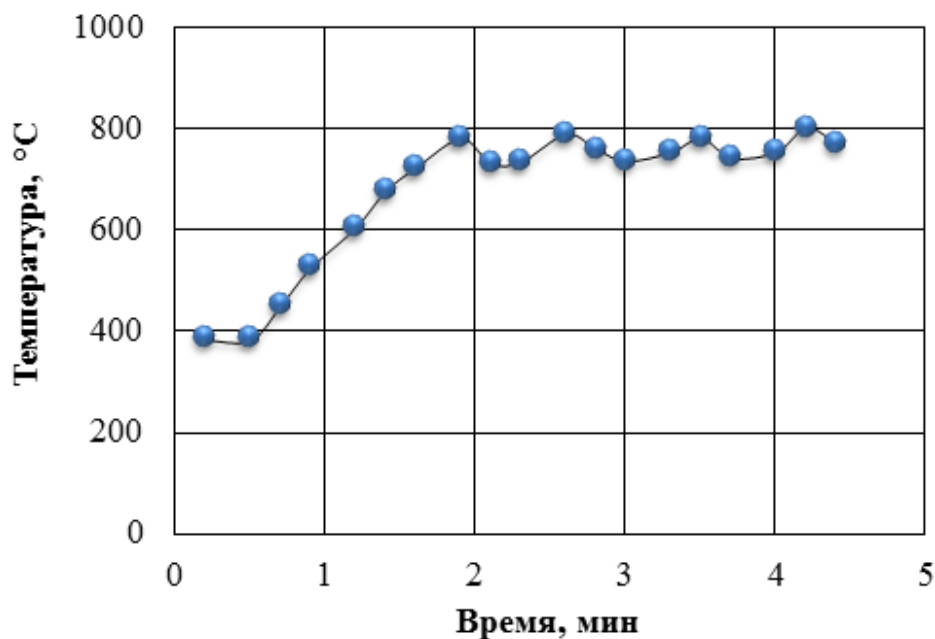


Рисунок 2 – Температурный режим нагрева тигля при цинковании в электромагнитном поле при частоте в 60 000 Гц.

Для сравнения, при использовании стандартной технологии термодиффузионного цинкования с применением печного нагрева при 420 °С и применением вращающегося тигля с аналогичными параметрами, требовалось порядка 30 минут для получения цинкового диффузионного слоя аналогичной толщины в 30 мкм (рис. 3).

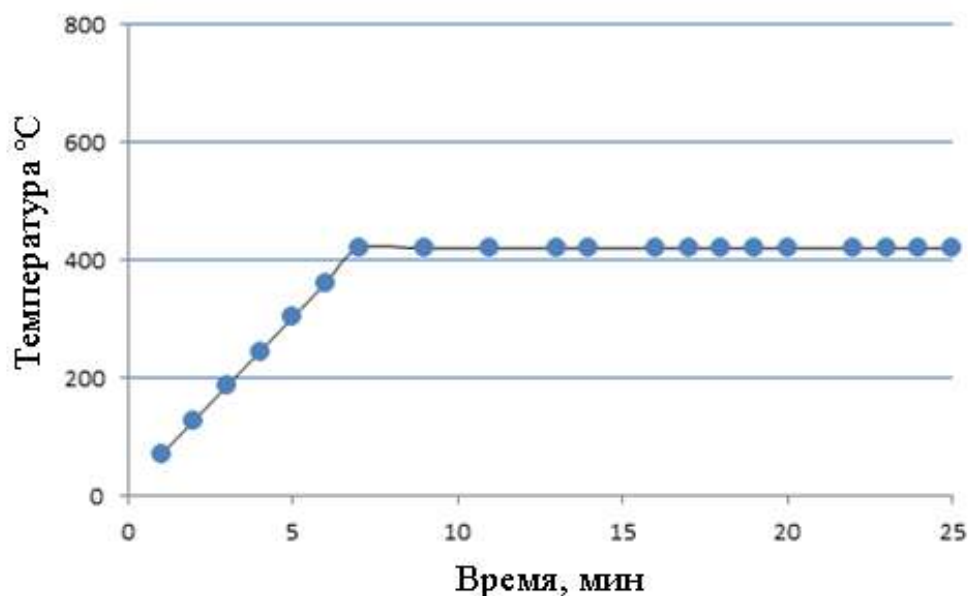


Рисунок 3 – Стандартный режим цинкования с использованием печного нагрева

С целью сокращения длительности обработки изделий и минимизации времени прогрева контейнера, принимая во внимание сохранение эксплуатационных свойств изделий (исключение нежелательных фазовых превращений) следует обеспечивать максимальный нагрев на начальной стадии процесса цинкования, с последующим снижением температуры до значений, обеспечивающих отсутствие оплавления и спекания насыщающей смеси (рис. 4).

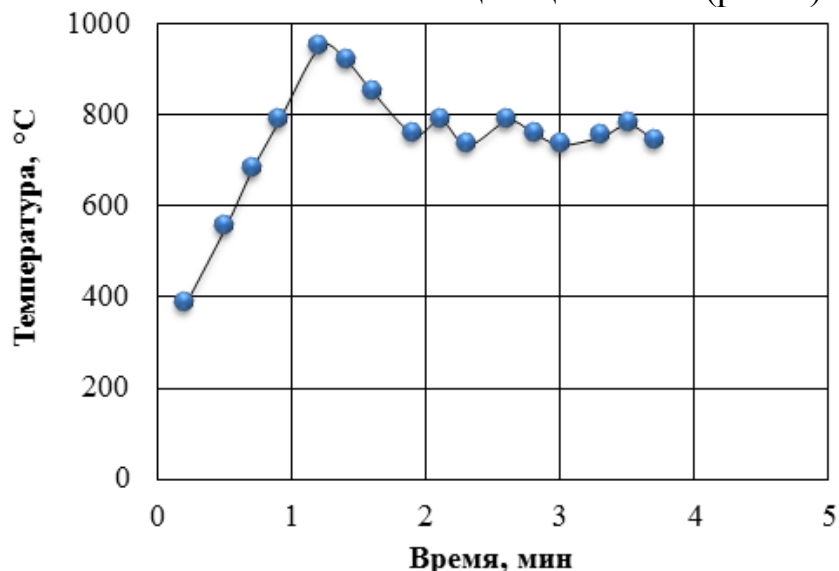


Рисунок 4 – Режим термодиффузионного цинкования с перегревом на начальной стадии цикла насыщения

Повышенная температура на начальной стадии нагрева позволяет ускорить прогрев контейнера и сократить общее время обработки изделий. Ориентировочное ожидаемое сокращение времени нагрева в промышленных условиях составляет порядка 1,5-2 раза в зависимости от типа обрабатываемых деталей и размеров контейнера.

Таким образом, термодиффузионное цинкование с применением индукционного нагрева имеет ряд преимуществ связанных как с производительностью применяемого способа нагрева, обеспечивающего меньшие энергозатраты, так и с особенностями формируемого на изделии диффузионного слоя, обладающего более высокими эксплуатационными характеристиками в сравнении с покрытиями, наносимыми традиционными методами цинкования.

Литература:

1. Гурченко, П.С. Упрочнение при индукционном нагреве и управляемом охлаждении / П.С. Гурченко. - Гомель: ИММС НАНБ, 1999 г. – 193 с.
2. Ворошнин, Л.Г. Теория и технология химико-термической обработки: учеб. пособие/ Л.Г. Ворошнин, О.Л. Менделеева, В.А. Сметкин. – М.: Новое знание; 2010. – 304 с.
3. ОАО "ВИАСМ" [Электронный ресурс] / Новый способ нанесения защитных покрытий. Режим доступа: http://www.viasm.ru/novyi_sposob.htm Дата доступа: 13.03.16

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СМЕННЫХ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ИЗ СТАЛЕЙ ТИПА X13

Горбунов В.В., Крымов В.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Нержавеющие стали широко применяются в разных отраслях промышленности: химической, пищевой, целлюлозно-бумажной и т.п. В горнодобывающей отрасли они используются для изготовления некоторых деталей машин, корпусов насосов, сит и др.

Наибольшее распространение получили хромоникелевые стали аустенитного класса. Прежде всего, это стали 08X18N10, 12X18N10T. Это объясняется хорошими коррозионными свойствами этих сталей и высокой технологичностью. Они легко деформируются в холодном состоянии, прекрасно свариваются, не требуют исправления структуры с помощью термической обработки. При этом они устойчивы во многих технологических средах, используемых в горнодобывающей промышленности.

Однако важнейшим недостатком аустенитных сталей является их низкая износостойкость. Поскольку детали горного и обогащенного оборудования часто работают в условиях абразивного и гидроабразивного износа, то этот недостаток является очень существенным.

Попытки заменить хромоникелевые стали предпринимались неоднократно. Иногда это приводило к повышению срока службы изделий [1]. Однако широкому внедрению положительного опыта препятствует более низкая технологичность хромистых сталей. Причем, это касается как ферритной стали типа 12X17, так и сталей с 13% хрома.

Коррозионная стойкость сталей с 13% хрома ниже, чем хромоникелевых. В разбавленных растворах нейтральных хлористых солей стойкость сталей типа 18-10 соответствует баллам 1 или 2, в то время как стойкость стали 08X13 отвечает баллу 3. В кислых средах значения равны баллам 2 и 4 соответственно [2]. Однако многие изделия горной промышленности работают в условиях настолько жесткого абразивного воздействия, что снижение коррозионной стойкости не имеет существенного значения. Например, стойкость роторов обезвоживающих центрифуг на углях донецкого бассейна составляет 1-2 месяца.

Наиболее важной особенностью хромистых сталей является пониженная свариваемость. Стали с 13% хрома закаляются на воздухе в достаточно больших сечениях. Поэтому при использовании сварки плавлением зона термического влияния имеет структуру мартенсита и низкую пластичность.

Целью данной работы являлось изучение возможности изготовления сварных деталей обогащенного оборудования из нержавеющей стали с 13% хрома. Для опытов использовали катаный колосник из стали 20X13 сечением 3 мм. Исходная структура состояла из феррита и зернистых карбидов (рис. 1 а). Из образцов дуговой сваркой в среде аргона сваривали щелевое сито. Сито подвер-

гали закалке с температуры 1050 °С с охлаждением на воздухе с последующим низкотемпературным отпуском.

Структура образцов представлена мартенситом отпуска (рис. 1).



а

б

Рисунок 1 – Микроструктура катаной и закаленной проволоки из стали 20X13, х500

Термическая обработка снимала остаточные напряжения после сварки. Полученные образцы были достаточно прочны и не разрушались при последующей сборке.

Для сравнительной оценки стойкости образцов проводили испытания на износ. Образцы сит размером 55x80 мм истирали о незакрепленный абразив, в качестве которого использовали гранатовый песок, находящийся на вращающемся плоском диске. Удельная нагрузка на образец составляла 0,8 кгс/мм². Износостойкость оценивали по удельной потере массы. Испытания показали (табл. 1), что образцы из стали 20X13 превосходят образцы из хромоникелевой стали даже без термической обработки.

Таблица 1 – Твердость и износостойкость образцов

Марка стали	Обработка	Твердость HRC	Удельный износ, г/(м ² *м)
08X18H10	Холодная деформация	29-31	0,65
20X13	То же	28-30	0,43
20X13	Закалка + низкий отпуск	42-44	0,37

Термическая обработка позволяет снизить величину износа почти в два раза.

Литература:

1. *Туфанов, Д.Г.* Исследование коррозионно-эрозионного разрушения стали при фильтрации угля и продуктов обогащения / Д.Г. Туфанов, А.А. Бабаков // «специальные стали и сплавы», сб.тр. ЦНИИЧМ. Вып. 46. – М.: Metallurgy, 1966. – С. 93-97.

2. *Туфанов, Д.Г.* Коррозионная стойкость нержавеющей сталей и чистых металлов / Д.Г. Туфанов. – М.: Metallurgy, 1973. – 352 с.

ВЛИЯНИЕ ВИДА ПЛАЗМООБРАЗУЮЩЕГО ГАЗА НА СТРОЕНИЕ И ТВЕРДОСТЬ УПРОЧНЕННОГО СЛОЯ

Назина Н. С., Крымов В.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Плазменное поверхностное упрочнение применяется в промышленности уже на протяжении 40-50 лет. Опыт внедрения в химии и металлообрабатывающей промышленности показал высокую эффективность [1, 2] плазменных технологий. Преимуществами низкотемпературной плазмы являются большая тепловая мощность, сравнительно низкие капитальные затраты, простота, гибкость технологических параметров. Для наиболее распространенных в металлообработке дуговых плазмотронов в качестве параметров используют силу тока дуги, состав и расход плазмообразующих и рабочих газов, диаметр сопла, схему обработки.

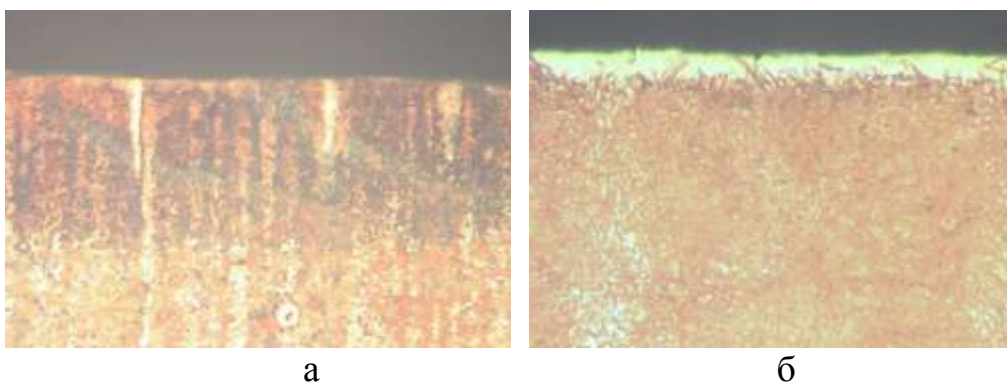
Для поверхностного термического упрочнения в качестве плазмообразующего газа наиболее часто применяют аргон. Инертный газ позволяет использовать легко окисляющийся вольфрам в качестве катода и, одновременно, защищать от окисления поверхность изделия. Это свойство особенно важно при обработке с оплавлением поверхности. В различных процессах могут применяться другие газы как активные, так и слабо взаимодействующие с материалами.

Целью данной работы являлось исследование структуры и свойств стали, упрочненной с использованием углекислого газа в качестве плазмообразующего.

Обработку образцов из стали 40Х вели на самодельной установке, включающей газобаллонное оборудование, плазмотрон и устройство его перемещения. На одной из граней образцов наносили одну или несколько упрочненных дорожек. В последнем случае степень перекрытия составляла более 60% (рис. 1 а). Сила тока дуги составляла 80 А. Скорость перемещения плазмотрона относительно образца равнялась 5-8 мм/с. На полученных образцах изготавливали поперечные шлифы, на которых исследовали структуру и измеряли микротвердость.

Упрочненная дорожка представляет собой сегмент окружности (рис. 1), который хорошо выявляется по макроструктуре.

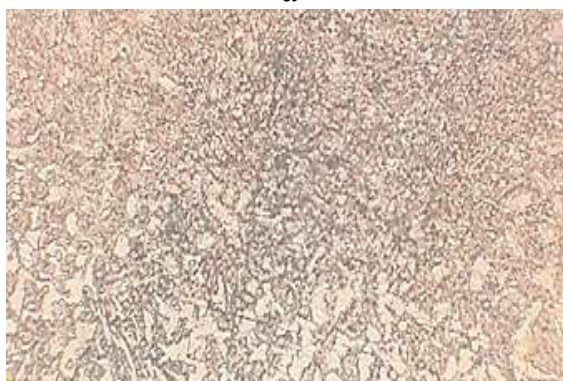
Различие в строении упрочненного слоя при использовании разных газов проявляется, прежде всего, в размерах характерных зон. В случае CO_2 плазмы глубина зоны оплавления (ЗО) составляет 10-15 мкм, в то время как для аргоновой плазмы – 400-600 мкм (табл. 1). Это говорит о гораздо большей величине погонной энергии аргоновой плазмы. Структура ЗО образцов, обработанных аргоновой плазмой представлена довольно крупноигльчатым мартенситом (рис. 2).



а б
 Рисунок 1 – Строение слоя, упрочненного с использованием углекислого газа; а – х50, б – х500



а



б



в

а – зона оплавления; б, в – зона термического влияния
 Рисунок 2 – Микроструктура слоя на стали 40Х, упрочненного аргоновой плазмой, х500

Таблица 1 – Размеры зон упрочненного слоя на образцах из стали 40Х, мм

Плазмообразующий газ	Зона оплавления	Зона термического влияния
Углекислый газ	0,01-0,015	0,45-0,67
Аргон	0,4-0,6	1-1,6

В образцах, обработанных CO_2 плазмой ЗО выглядит в виде белого нетравящегося слоя. Можно предположить, что из-за малой толщины слоя скорость охлаждения ЗО этих образцов была намного выше. Это привело к образованию слоя с аустенито-мартенситной структурой. Меньшее значения погонной энергии привели к тому, что в ЗТВ образцов при нагреве произошла неполная аустенитизация и вместе с мартенситом содержится исходный перлит (рис. 1 б). Видимо этим объясняется пониженная твердость ЗТВ этих образцов (рис. 3). Микротвердость ЗО на поперечных шлифах определить не удалось из-за малой толщины этой зоны.

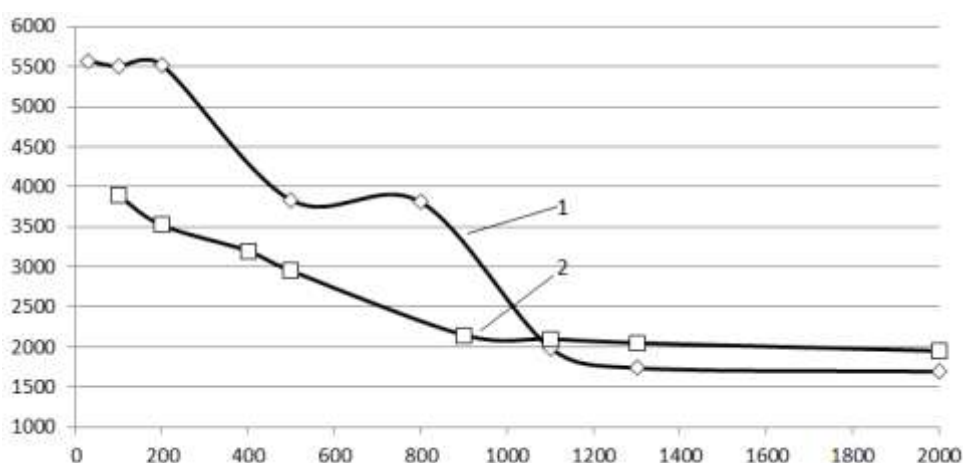


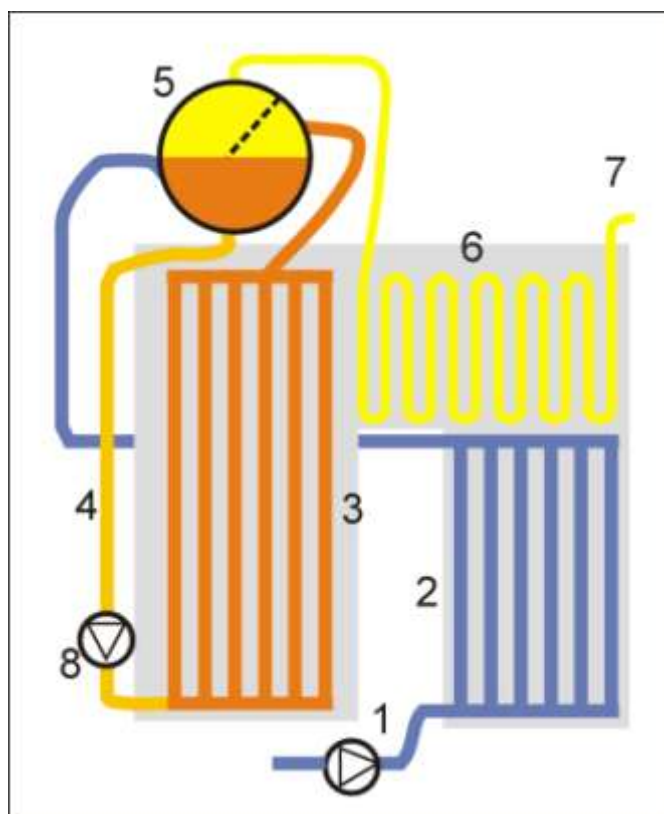
Рисунок 3 – Распределение микротвердости по глубине слоя стали 40Х, упрочненного аргоновой (1) и углекислотной (2) плазмой

Таким образом, погонная энергия плазмы, полученной с использованием углекислого газа ниже, чем аргоновой плазмы. Это приводит к нагреву (при выбранных параметрах обработки) до температуры выше температуры плавления стали более тонкого слоя. Соответственно глубина ЗТВ также уменьшается.

Литература:

1. *Лецинский, Л. К.* Плазменное поверхностное упрочнение / Л. К. Лецинский, С.С. Сомотугин, М.И. Пирч. – К.: Техніка, 1990.-109 с.
2. *Денбновецкий, С. В.* Физические основы генерации плазмы в ионно-плазменных установках технологического назначения / С.В. Денбновецкий, В. Т. Барченко, Л. Н. Шмырева. - К.: УМКВО, 1989.-152с.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



ДИАГНОСТИКА ПРОЦЕССА ОБРАЗОВАНИЯ ОКАЛИНЫ ПРИ НАГРЕВЕ СТАЛЬНОЙ ЗАГОТОВКИ

Кольба И. К., Гнителиев П.А.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Нагревая стальные слитки в высокотемпературных печах перед термической обработкой или обработкой давлением (преимущественно при многократном нагреве) способствует существенным потерям металла в окалину. Пределы потерь составляют 0,5-2%, а в особых случаях могут достигать до 8% [1].

Проблема высокотемпературного окисления и обезуглероживания стали исследуется уже более ста лет такими учеными как Бенар, Энгель, Казанцев и др. В их научных работах изучался процесс образования гетерогенной окалины на поверхности железа. Пласт окалины мы можем наблюдать на рисунке 1.



Рисунок 1 - Образование окалины на поверхности
в процессе тепловой обработки металла

Осуществление вычислительной оценки потерь металла в окалину, которая зависит от конструктивных и технологических параметров нагрева, является

важной научно-технической задачей. Её можно решить при помощи стандартных вычислений или воспользоваться методом диагностики [2,4].

Целью моей работы является изучение ранее известных подходов к диагностике процесса образования окалины на поверхности металла, при его высокотемпературной обработке. Чтобы доказать важность использования предложенного метода диагностики и привести точные показатели о потерях металла в окалину, мы прибегнем к исследованию стандартных вычислительных подходов и проблем, которые могут возникнуть при их эксплуатации.

Методы диагностики для исследования процесса образования окалины

Задача диагностики процесса образования окалины возможно решить несколькими способами:

- прямым, используя уравнение роста окалины, которое учитывает кинетическое и диффузионное сопротивления, аргументами для которых являются парциальное давление кислорода в продуктах сгорания, температура в газовом пространстве и ее распределение по толщине окалины, толщина и теплофизические свойства ранее образовавшегося слоя окалины;
- обратным, созданном на анализе баланса кислорода в газовых потоках и материалах на входе и выходе печи, с помощью которого определяется масса кислорода, перешедшего в окалину;
- комбинированным, который включает в себя приемы прямого и обратного способов.

Обратные методы

Модель системы диагностики процесса образования окалины, которая реализует обратный метод, является исследование, суть которого основана на рассмотрении баланса кислорода в камере печи и газоходах. При этом анализируются источники поступления кислорода в печную систему: вентиляторный воздух, подаваемый на горелочные устройства; атмосферный воздух, подсасываемый в камеру печи; атмосферный воздух, подсасываемый в газоходы [3].

Считаем, что кислород может расходоваться только по реакциям горения топлива и на окисление и обезуглероживание металла. Расход кислорода и воздуха, который мы затрачиваем на процесс горения и остаточное содержание кислорода в продуктах горения находим при помощи известных подходов, которые используются в теории горения топлива.

Для исследуемой системы диагностики определяемыми являются следующие значения: текущие значения подсоса воздуха в топку и участок газохода от пламенного окна до рекуператора, $V_{\text{под}}^T$, $V_{\text{под}}^G$ текущий расход кислорода на окисление металла, $V_{\text{ок}}^{O_2}$.

Список значений-аргументов представлен следующим набором: текущий расход топлива (V_T , м³/с), текущий расход воздуха на горение (V_B , м³/с), температура воздуха до и после рекуператора (t_B^{BX} , $t_B^{\text{ВЫХ}}$, °С); температура продуктов сгорания до и после рекуператора ($t_{\text{пс}}^{\text{BX}}$, $t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}$, °С); концентрация кислорода в районе пламенного окна и перед рекуператором ($C_{O_2}^o$, $C_{O_2}^p$, дол. ед.).

Для определения искомых значений мы составляем систему уравнений. Значения, которые входят в систему уравнений как аргументы, определяются на основании текущей информации, которую устанавливаем при помощи чувствительных элементов.

Система уравнений, решение которой на каждом временном шаге позволит определить нужные значения, записывается таким образом:

$$\left\{ \begin{aligned} V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T + V_{\text{под}}^Г - V_{\text{ок}}^{O_2} &= \frac{V_B \cdot c_B \left(\frac{t_B^{\text{ВХ}} + t_B^{\text{ВЫХ}}}{2} \right) \cdot (t_B^{\text{ВЫХ}} - t_B^{\text{ВХ}})}{(t_{\text{пс}}^{\text{ВХ}} - t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}) \cdot \sum_{i=1}^n C_i^{\text{КОМ}} \cdot c_i^{\text{КОМ}} \left(\frac{t_{\text{пс}}^{\text{ВХ}} + t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}}{2} \right)}; & (1) \\ C_{O_2}^o &= \frac{V_T \cdot v_{\text{пс}} \cdot C_{O_2}^{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} - V_{\text{ок}}^{O_2}}{V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T - V_{\text{ок}}^{O_2}}; & (2) \\ C_{O_2}^p &= \frac{V_T \cdot v_{\text{пс}} \cdot C_{O_2}^{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} + V_{\text{под}}^Г \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} - V_{\text{ок}}^{O_2}}{V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T + V_{\text{под}}^Г - V_{\text{ок}}^{O_2}}, & (3) \end{aligned} \right.$$

где V_T – текущий расход топлива, $\text{м}^3/\text{с}$;

V_B – текущий расход воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$;

$t_B^{\text{ВХ}}, t_B^{\text{ВЫХ}}$ – температура воздуха на входе и выходе из рекуператора, $^{\circ}\text{C}$;

$t_{\text{пс}}^{\text{ВХ}}, t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}$ – температуры продуктов сгорания на входе и выходе из рекуператора, $^{\circ}\text{C}$;

$C_{O_2}^o, C_{O_2}^p$ – концентрации кислорода в продуктах сгорания в районе пламенного окна и перед рекуператором, %;

$V_{\text{под}}^T, V_{\text{под}}^Г$ – расход воздуха, подсасываемого в попку и газоход, $\text{м}^3/\text{с}$;

$V_{\text{ок}}^{O_2}$ – расход кислорода, идущего на окисление металла, $\text{м}^3/\text{с}$;

c_B – теплоемкость воздуха, идущего на горение, $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{K})$;

$C_i^{\text{КОМ}}$ – объемная концентрация i -го компонента газовой среды перед рекуператором;

$c_i^{\text{КОМ}}$ – теплоемкость i -го компонента газовой среды при средней температуре его пребывания в рекуператоре, $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{K})$;

$C_{O_2}^{\text{пс}}$ – объемная концентрация кислорода в продуктах сгорания, определяемая на основании стандартных подходов теории горения топлива;

$C_{O_2}^{\text{ва}}$ – объемная концентрация кислорода в атмосферном воздухе;

$v_{\text{пс}}$ – удельный выход продуктов сгорания, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Решение данной системы уравнений (1-3) нужно производить для рассматриваемого момента времени на базе текущих значений величин-аргументов. Для применения созданного компонента в отрыве от АСУ на ПК, который находится под контролем обычной ОС, данная система уравнений легко решается благодаря стандартным вычислительным пакетам. Для режима работы в рамках АСУ формируется программный модуль, исполняющий стандартные способы решения систем уравнения. Для исследуемой системы наиболее практичными оказываются стандартизированные численные методы решения систем уравнений.

Присутствие текущих величин расхода воздуха, подсасываемого в топку $V_{\text{под}}^{\text{г}}$, позволяет с наибольшей точностью производить диагностику тепловой работы печи, а информация о расходе воздуха, подсасываемого по газходам $V_{\text{под}}^{\text{г}}$, нужна для оценки тепло-аэродинамического состояния дымового тракта.

Выводы

Обоснована целесообразность использования методов диагностики процессов образования окалины при высокотемпературном нагреве стальных заготовок в пламенных печах, поскольку выполнение предварительных расчетов при помощи упрощенных уравнений окалинообразования не позволяет в полной мере учесть изменение значений параметров, оказывающих существенное влияние на окалинообразование. Применение соответствующих систем диагностики упрощает поиск параметров процесса, позволяющих уменьшить потери металла с окалиной.

Обратные методы основаны на рассмотрении баланса кислорода в камере и газходах печи и определении текущих значений расхода кислорода, переходящего в окалину.

Литература:

1. *Бирюков, А.Б.* Диагностика процесса образования окалины при высокотемпературном нагреве стальной заготовки / А.Б. Бирюков, Ю.Л. Курбатов, Е.В. Новикова, А.А. Заика // *Черная металлургия.* – 2017. – №11(1415). – С.65-72.
2. *Бирюков, А.Б.* Математическое моделирование процессов тепловой обработки металла в печах с учетом окалинообразования / А.Б. Бирюков, С.И. Гинкул, П.А. Гнитиев, Т.Г. Олешкевич // *Сталь.* – 2016. – №8. – С.85-90.
3. *Бирюков, А.Б.* Диагностика процесса окисления металла в пламенных печах/ А.Б. Бирюков, Е.В. Новикова, Т.Г. Олешкевич, Л.Н. Петренко // *Металлургические печи.* – 2014. – Вып.6 (21). – С.3-11.
4. *Гинкул, С. И.* Разработка режимов нагрева слитков по минимуму окалинообразования / С. И. Гинкул, А. Н. Лебедев, Е. И. Казанцев // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия.* – 1990. - №12. – С. 23-27.

УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ КАМЕРНАЯ ПЕЧЬ С АВТОМАТИЗИРОВАННЫМ ИМПУЛЬСНЫМ НАГРЕВОМ МЕТАЛЛА

Бойко А.В., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Динамизм современной металлургической промышленности требует от технических специалистов и ученых не просто отслеживания новых технологических решений и достижений в области литья металлов и их последующей обработки различными способами, но требует комплексного подхода с учетом требований энергоэффективности технологий. Только такое отношение к технологиям позволит обеспечить конкурентоспособность металлопродукции на внутреннем и что особенно более важно на мировом рынке, учитывая конкуренцию на этом рынке.

Среди любой цепочки получения готовой металлической продукции всегда есть операция нагрева. При получении небольших изделий операция нагрева может быть выполнена в очень сжатый промежуток времени, а при нагреве изделий с большими габаритами нагрев может осуществляться в течение нескольких суток. В тяжелом машиностроении при обработке заготовки давлением нагрев производится несколько раз. В этих условиях проблемой является низкая удельная производительность нагревательных печей, что вынуждает, либо создавать огромный парк печей, либо интенсифицировать теплообмен [1].

В XX веке проблема низкой производительности нагревательных печей в тяжелом машиностроении решалась только количественно.

Нагревательная печь – устройство для нагрева или подогрева металла с целью повышения пластичности или изменения структур данного материала. Нагревательные печи – высоко популярный класс печей, поскольку они часто применяются не только в чёрной металлургии, но и в цветной металлургии, в машиностроении.

На заводах чёрной металлургии для нагрева заготовок и слитков используются такие методические печи, как: толкательная печь; печь с шагающим подом (ПШП); кольцевая печь; печь с шагающими балками (ПШБ); секционная печь; термические печи: камерные термические печи; камерная печь с выкатным подом; камерная печь с неподвижным подом (печь с внешней механизацией); колпаковая печь; проходные термические печи; конвейерная печь; роликовая печь; протяжная печь;

Камерные печи – это обобщенное название различных промышленных печей, в которых в течение всего периода нагрева металлоизделие остается неподвижным относительно самой печи. Камерные печи в современной металлургической промышленности используют для нагрева перед обработкой давлением (ОМД) и ковкой металлических заготовок, для термообработки металлоизделий и т.д. [2].

По конструкции и характеристикам камерные печи делят на четыре вида: ямная; с выдвигаемым подом; колпаковая; вертикальная.

Пламенная печь – это сложный теплотехнический агрегат, в котором происходят процессы выведения тепла от горения топлива и дальнейшей передачи его нагреваемой заготовке. Этот комплекс процессов теплообмена при сжигании топлива и движении газов в рабочем пространстве между стенками, печными газами и самим металлом называется тепловой работой печи. По характеру нагрева металла пламенные печи подразделяются на камерные и методические.

Камерная печь имеет, как правило, прямоугольную форму. Основная часть печи представляет собой рабочую камеру, где собственно и нагревается металл. Посадка нагреваемых заготовок в рабочую камеру производится через окно, закрываемое специальной заслонкой. В стенках рабочей камеры установлены горелки. Продукты горения отводятся из рабочей камеры по каналам, находящимся в стенках камеры печи и сообщающимся с дымоходом.

Камерные печи делятся на переносные и стационарные, по форме окна для загрузки и выгрузки заготовок (с прямоугольным окном, щелевые, очковые, шахтные). Характерным для таких печей является наличие одной или двух рабочих камер, загружаемых периодически заготовками через одно и то же окно. В стационарных печах продукты горения, в основном, отводятся вниз.

Камерные печи используются также для нагрева крупных слитков при ковке с использованием ковочных прессов или молотов значительной мощности. Это печи с выдвигаемым подом. Подом печи служит сварная тяжелая тележка, выложенная современным огнеупорным кирпичом. Выдвижной под выкатывается из печи и подается в печь механически [1].

Одним из направлений повышения качества нагрева стальных заготовок в печах камерного типа является применение импульсного режима их отопления, основанного на периодическом изменении процессов теплообмена в рабочем объеме данных агрегатов.

Импульсный режим отопления предусматривает импульсную подачу топлива в период выдержки при постоянной температуре, то есть топливо подают в печь при снижении температуры до минимально допустимого уровня и прекращают при повышении ее до максимально допустимой величины.

Преимущество импульсного горения над стандартными горелками – за счет алгоритма процесса горения. Конкретные примеры преимущества: это более точное регулирование подачи газ-воздух, лучше температурная однородность, повышение производительности печи, экономия топлива и т.д.

Техническая сущность импульсного отопления заключается в колебательном изменении расхода топлива (и соответственно, воздуха) по определенному временному закону или на основании сигналов датчиков системы АСУ ТП о достижении граничных значений некоторых величин (давления, температуры и т.д.). Крайним случаем импульсного процесса является технология с полным периодическим отключением топлива и запираанием печи, которая включает в себя следующие элементы:

– периодическое включение подачи газа (и воздуха) на горелки (полупериод подачи топлива);

– периодическое отключение подачи топлива (и воздуха) и запираание печи дымовым клапаном (полупериод отключения топлива).

В полупериод подачи топлива происходит повышение температуры продуктов сгорания, заполняющих рабочую камеру, в полупериод запираания печи происходит нагрев металла, за счет теплосодержания продуктов сгорания, заполняющих рабочую камеру, что сопровождается снижением их температуры. Сигналом для переключения полупериодов может служить временная программа или установленные минимальное и максимальное значения температур.

В условиях современного рынка сложно приставит производство металла без освоения современных технологий или процессов. Не позволительно делать продукцию по старым методам. Поэтому внедрение новых технологий, а также систем управлений позволит нам быть конкурентно способными игроками на рынке металла. Одним из которых и является импульсное горение и система автоматического управления, которые мы и рассматриваем в данной работе.

Нас интересует камерная печь с выкатным подом, работу, которой необходимо усовершенствовать.

Печь с выкатным подом – печь, в которой выгрузка и загрузка металла происходит цеховым краном на подину, выкатываемую относительно стен и свода печи. Эту печь используют только в таких случаях, когда масса садки большая и имеет сложную «архитектуру», например, садка происходит в пару слоёв.

В подогретой пустой печи поднимается заслонка и подина, делая упор на катки, выкатывается на площадку перед печью. Нередко вместо катков употребляют колеса, прикрепляемые к ободу подины и передвигающиеся специально уложенным рельсам. С помощью подъёмного крана на выкатанную подину укладывается садка сплава в конкретном распорядке. В это время горелки никак не действуют, а стенки и свод интенсивно отдают теплоту излучением на то пространство, в том месте где недавно стояла подина. Поэтому пространство перед подиной обязано быть теплоизолировано. После загрузки всей садки подина вкатывается назад, заслонка закрывается и загораются горелки. Горелки размещаются в нижней доле боковых стенок. Нередко горелки размещаются в 2 ряда и сжигание топлива практикуется в форкамерах. Горелочные камни подобраны таким образом, что они создают факел под некоторым углом к стене для обеспечения интенсивной циркуляции дымовых газов и максимальной равномерности нагрева садки. Продукты горения удаляются из рабочего пространства через дымовые окна в боковых стенках. Дым проходит по подъемным дымовым каналам и поступает в сборные каналы, располагаемые вдоль стен печи над сводом. Из сборных каналов дым поступает в общий канал, в котором находится рекуператор для подогрева воздуха. Охлажденный в рекуператоре дым направляется в дымовую трубу и выбрасывается без очистки в атмосферу. После завершения процесса термообработки подина выкатывается и металл заменяется на холодный. Далее процесс повторяется [3].

Газоплотность печи обеспечивается системой песочных затворов, которые установлены между подиной и всеми стенами, а также между подиной и за-слонкой.

На основании вышеизложенных фактов, можно сформулировать пути модернизации печи.

Для сокращения расхода топлива можно рекомендовать следующее:

1. Совершенствование системы отопления для интенсификации циркуляции дыма, быстрого и равномерного нагрева металла. Здесь подразумевается использование специальных форкамер, горелок, воздушных сопел, а также их количество и расположение;

2. В период выкатки подины закрытие оголяемого подподового пространства экраном в виде отражательной плёнки, цепляемой к заднему торцу подины;

3. Разделение функций нагрева и выдержки между разными печами с пересадкой садки из одной печи в другую по ходу процесса, чтобы печи работали при постоянной мощности;

4. Использование волокнистых теплоизоляционных материалов в кладке печи;

5. Применение импульсной системы отопления.

6. Использование цифровой системы управления работы печи.

Система предназначена управлять тепловым режимом камерной печи для нагрева металла под пластическую деформацию, осуществлять регистрацию (архивацию) параметров техпроцесса и формировать отчетные данные.

Внедрение системы преследует следующие цели:

- измерение параметров работы печи;
- автоматическое управление системой отопления;
- архивирование измеряемых параметров по часам, суткам, месяцам, годам;
- возможность дальнейшего повышения уровня автоматизации, т.е. создания комплексной автоматизированной системы управления в масштабе цеха.

Литература:

1. *Мастрюков, Б.С.* Теория, конструкция и расчеты металлургических печей. Т. 2. Расчеты металлургических печей / Б.С. Мастрюков. – М.: Металлургия, 1978. – 272 с.

2. *Тымчак, В.М.* Расчет нагревательных и термических печей. Справочник / В.М. Тымчак, В.Л. Гусовский. – М.: Металлургия, 1983. – 480 с.

3. *Бровкин, Л.А.* Температурные поля тел при нагреве и плавлении в промышленных печах / Л.А. Бровкин. – Иваново: Иван. энерг. ин-т им. В.И. Ленина, 1973. – 420 с.

ПРОЕКТ КАМЕРНОЙ ПЕЧИ ДЛЯ УТИЛИЗАЦИИ ТВЁРДЫХ БЫТОВЫХ И НЕФТЕСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ С ВЫРАБОТКОЙ ТЕПЛОВОЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ

Шатович В.А., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Существует два метода утилизации твёрдых бытовых отходов, такие как механико-биологические (компостирование отходов, сортировка отходов по предприятиям переработки вторичных материалов) и термические методы (сжигание отходов, пиролиз, газификация отходов, плазменный, комбинированный способы).

Более подробно рассмотрим термический метод. Суть процесса пиролиза заключается в разложении органических природных соединений для получения топлива или химических соединений. Газификация – это тот же пиролиз, но приспособлен для получения производного газообразного топлива. Плазменная переработка мусора позволяет расщеплять сложные полимеры до газообразных углеводородов и оксида углерода. Комбинированный способ: сначала производится пиролиз, а затем отходы сжигают.

Недостатки:

1. Неполное сгорание мусора приводит к образованию вторичных отходов, золы и токсичных органических соединений;
2. Технология пиролиза ТБО, не имеет необходимые надёжности для переработки больших объемов ТБО;
3. Самые энергозатратные и имеют высокие эксплуатационные расходы;
4. Образующийся при горении дым, насыщенный ядовитыми веществами утончают озоновый слой;
5. Низко использование энергетического потенциала ТБО;
6. Высокая чувствительность составу сырья.

Достоинства:

1. Уменьшение объёма отходов в 10-20 раз;
2. Получение энергии (1 тонна мусора может дать 300-400 кВт/час)
3. Значительное сокращение содержащихся в отходах загрязняющие вещества и их полное обезвреживание при высоких температурах
4. Замена природных энергоносителей (нефть, природный газ, уголь), что способствует сохранению природных ресурсов.

Проведя анализ, был выбран оптимальный вариант, исключаяющий выше перечисленные недостатки. Таким вариантом является камерная печь (основана на патенте 2280813 Российская Федерация, МПК F23G 5/00. Способ утилизации отходов и камерная печь для его осуществления / Соловьев Г.В.; заявитель и патентообладатель Соловьев Г.В. – № 2004100557/03; заявл. 05.01.2004; опубл. 27.07.2006.) .

Эффективное сжигание твердых отходов происходит вследствие следующих конструктивно-технологических решений. В процессе загрузки твердых отходов в полость котла-утилизатора подается поток воздуха под высоким давлением, который заставляет отходы подбрасываться и перемешиваться, что приводит к их равномерному сжиганию и как следствие улучшается процесс горения.

В данной печи используется мазутная горелка с паромеханическими форсунками с распылением двух видов жидкого топлива: мазута и дизельного топлива. В нашем случае за основное топливо выбираем «шахтный газ» с содержанием метана порядка 90-98%. Шахты имеют огромный запас метана, а также во многие шахты используют современные технологии для изучения шахтных пластов и проведения дегазационных работ, угольная компания может добиться значительного увеличения количества метана в высоких концентрациях. Так как мазутная горелка с паромеханическими форсунками может работать лишь на жидком топливе и предлагается сменить данное устройство на горелку с возможностью сжигания двух разных видов топлива (основано на патенте 2541370 С1 Российская Федерация, МПК F23D 17/00. Горелка для сжигания газообразного и/или жидкого топлива / Короткий В.В., Иванов С.Г.; – заявитель и патентообладатель Короткий В.В., Иванов С.Г. – № 2013150460/06; заявл. 12.11.2013; опубл. 10.02.2015.)

Предлагаемое техническое решение относится к устройствам для сжигания газообразного и/или жидкого топлива как отдельно, так и совместно. Горелка предназначена для работы с различными видами топлива, в том числе природного газа, попутного нефтяного газа, а также товарной нефти, мазута.

Преимущества горелочного устройства:

1. Предлагаемая конструкция горелки для сжигания газообразного и/или жидкого топлива имеет компактную конструкцию, не требующую существенных материальных затрат при изготовлении;
2. Размеры деталей, а также размеры и количество отверстий, канавок выбирают в зависимости от требуемой мощности, видов топлива;
3. При необходимости работу горелки переводят в смешанный режим;
4. Исключается выброс вредных веществ в атмосферу, т.к. при воздействии высоких температур в топке вредных азотных соединений не образуется, а в атмосферу выбрасывается чистый азот. Поэтому удается избежать штрафных санкций за загрязнение окружающей среды. При этом конструкции горелки проста и надежна при использовании.

В ходе исследования была выбрана оптимальная печь для утилизации отходов и учтены все недостатки. Новая установка является не только мало затратной, но и экологически безопасной для окружающей среды и людей.

Литература:

1. Патенты на изобретение [Электронный ресурс]. <http://www.freepatent.ru>
2. Шубов, Л.Я. Концепция управления твердыми бытовыми отходами / Л.Я. Шубов, А.К. Голубин, В.В. Девяткин и др. - М.: Научно-исследовательский центр по проблемам управления ресурсосбережением и отходами, 2000 - 72 с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОБЖИГА ЦЕМЕНТНОГО КЛИНКЕРА ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ

Кадомцева Т.И., Гнителиев П.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Интенсификация многих отраслей промышленности, в том числе и цементной, происходит в направлении увеличения единичной мощности агрегатов с внедрением энергосберегающей технологии. Эффективность работы вращающихся печей цементной промышленности в немалой степени зависит от наладки технологического оборудования, процесса обжига клинкера и режима эксплуатации печей при выпуске клинкера высокой активности, минимальном расходе топлива и высоких технико-экономических показателях.

Комплекс процессов, происходящих во вращающихся печах под воздействием тепловой энергии, весьма обширен и сложен. Процессы горения топлива, движения газов и материала, теплообмена и физико-химических превращений сырьевой смеси тесно связаны между собой и каждый из них имеет решающее значение. Они и определяют основные мероприятия при проведении наладки: подбор оптимального химического и минералогического состава клинкера в сырьевой смеси, обеспечивающего необходимые условия для высокоэффективной работы печи и стабильности процесса; выбор рациональной конструкции теплообменных устройств для интенсивного теплообмена и снижения потерь теплоты; отработка рационального режима сжигания топлива, обеспечивающего экономное его расходование и интенсивность высокотемпературных процессов; выбор оптимальных режимных параметров и отработка методов управления процессами. Основным и самым энергоемким переделом в производстве цемента является обжиг клинкера, потребляющий до 80% общей энергии. На получение цемента в нашей стране расходуется до 25 млн.т условного топлива в год. [1]

Обжиг клинкера - самый сложный, важный и энергоемкий передел. Общие энергозатраты на производство цемента распределяются примерно следующим образом: подготовка сырья - 10%, обжиг клинкера - 79%, помол цемента - 10%, прочие - 1%. Поэтому наладка процесса обжига, снижение энергозатрат, прежде всего затрат топлива приобретают исключительное значение. [4]

Независимо от способа производства, завершающая стадия процесса обжига клинкера осуществляется преимущественно во вращающихся печах. Попытки осуществления спекания клинкера в других агрегатах-реакторах пока не получили широкого промышленного внедрения. Особенностью работы вращающейся печи является то, что в одном агрегате одновременно протекают взаимообусловленные химические и физические превращения вещества, термохимические, тепломассообменные, газодинамические процессы, осуществляется факельное сжигание топлива, происходит перенос возогнанных и конденсирован-

ных фаз из материального потока в газовый и обратно. Каждый из приведенных отдельных процессов сам по себе достаточно сложен. При управлении же всей системой в целом возникают дополнительные трудности, обусловленные взаимным влиянием указанных процессов, накладывающихся друг на друга.[6]

Исследованием является расчет горелки работающей на пылеугольном топливе, определение скорости газа и обеспечение достаточного смешивания топлива с воздухом для обжиговой вращающейся печи цементного производства.

Необходимо снизить расход топлива и природных сырьевых материалов это является важной задачей.

Совершенствование организаций и методов наладки, испытаний технологического оборудования, безусловно, способствует повышению технической культуры его эксплуатации, повышению эффективности цементного производства и ускорению освоения проектных мощностей предприятий. [5]

Для снижения энергозатрат развивается несколько способов направления решения проблемы совершенствования обжига цементного клинкера во вращающихся печах.

Первый способ направления включает перевод промышленности на сухой способ производства, при котором снижение затрат на обжиг клинкера достигается использованием современных печей, оборудованных запечным теплообменным устройством. Но для этого необходимы большие затраты. [3]

Вторым способом направления служит мокрый способ производства цемента при радикальном улучшении использования топливно-энергетических ресурсов. Решение данной проблемы в цементном производстве следует осуществлять путём оптимизации и совершенствования наиболее энергоёмкого предела–обжига клинкера. Сложность поставленной задачи заключается в необходимости комплексного исследования взаимовлияющих химических, физических, тепловых и аэродинамических процессов, одновременно протекающих в печном агрегате. [2]

Литература:

1. Юнг В.Н. Технология вяжущих веществ / В.Н. Юнг. – М.: Промстройиздат, 1974. – 340 с.
2. Ходоров Е.И. Печи цементной промышленности / Е.И. Ходоров. - М.: Промстройиздат, 1950.- 320 с.
3. Ли, Ф.М. Химия цемента и бетона / Ф.М. Ли. – М.: Госстройиздат, 1961. – 128 с.
4. Древицкий, Е.Г. Повышение эффективности работы вращающихся печей / Е.Г. Древицкий. – М., Стройиздат, 1990
5. Силенок, С.Г. агрегаты цементной промышленности /, Ю.С. Гризак, В.Н. Лямин. – М.: Машиностроение, 1984
6. Лисиенко, В.Г. Вращающиеся печи. Теплотехника, управление и экология: справочное издание в 2-х экземплярах / В.Г. Лисиенко, Я.М. Шероков, М.Г. Ладыгичев. - М.: Теплотехник, 2004

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕПЛОВИЗОРОВ

Станкус А.Р., Гридин С.В.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

В настоящее время с развитием технологий при проведении тепловых измерений всё чаще стали применяться тепловизоры, хотя некоторое время назад они были доступны только военным. Сейчас они нашли своё применение в самых различных областях производственной деятельности, что позволяет решать множество технических вопросов.

Метод тепловизионного обследования представляет собой съёмку объекта (здания, сооружения, их элементов или элементов систем инженерного обеспечения) в инфракрасных лучах. Тепловизионное обследование теплотехнических характеристик объектов, как один из элементов энергетического аудита, это эффективный способ выявления дефектов на ранней стадии и сокращения затрат на техническое обследование.

Способность тепловизоров преобразовывать тепловое излучение в спектр, воспринимаемый человеческим глазом, и обнаруживать объекты, излучающие электромагнитные волны, обеспечивает возможность применять их в самых различных областях, начиная от военного дела и заканчивая медициной. Для расчёта температуры обследуемого объекта требуется определить интенсивность теплового излучения. С помощью тепловизора визуально определяется разница температур в различных точках поверхности объектов при отсутствии непосредственного контакта с ними.

Главным фактором, который позволяет применять тепловизоры в различных сферах жизни человека, является измерительный диапазон. С его учетом тепловизоры можно разделить на три основных типа:

1. Строительные – реагируют на температуру до $+350^{\circ}$. Используются при обследовании ограждающих конструкций зданий и строительных сооружений для обнаружения "дыр" в конструкциях, уплотнениях окон, осевшем в стене мягком утеплителе, просто не просматриваемых насквозь щелей и т.п. при определении состояния тепловой изоляции и поиске мест утечек тепла для их ликвидации.

2. Промышленные – имеют температурные границы более 350° . Применяются при диагностировании тепловых и электрических сетей и промышленных систем.

3. Высокотемпературные – позволяют определять тепловые параметры при температурах более $+1000^{\circ}$. Применяются в диагностике технологических процессов с высоким уровнем нагрева.

По своим функциям тепловизоры можно разделить на следующие виды:

1. Измерительные – обеспечивают радиометрическое изображение для определения температурных показателей объектов в зоне наблюдения.

2. Наблюдательные – позволяют обеспечить визуализацию объектов, что

дает возможность применять их в работе силовых и государственных структур.

3. Визуальные – позволяют обнаруживать зоны с аномальным температурным режимом.

Тепловизионная диагностика котельных и тепловых станций позволяет выявить утечки тепла, дефекты и замер температур в любой точке объекта и получить термограммы оборудования и трубопроводов (рисунок 1); определить дефекты кирпичной кладки и футеровки котлов; провести мониторинг, тестирование и наладку режимов горения котлов, печей и другого оборудования. Методика проведения и расшифровка тепловизионных фотографий определена ГОСТом 26629-85 «Метод тепловизионного контроля качества теплоизоляции ограждающих конструкций».

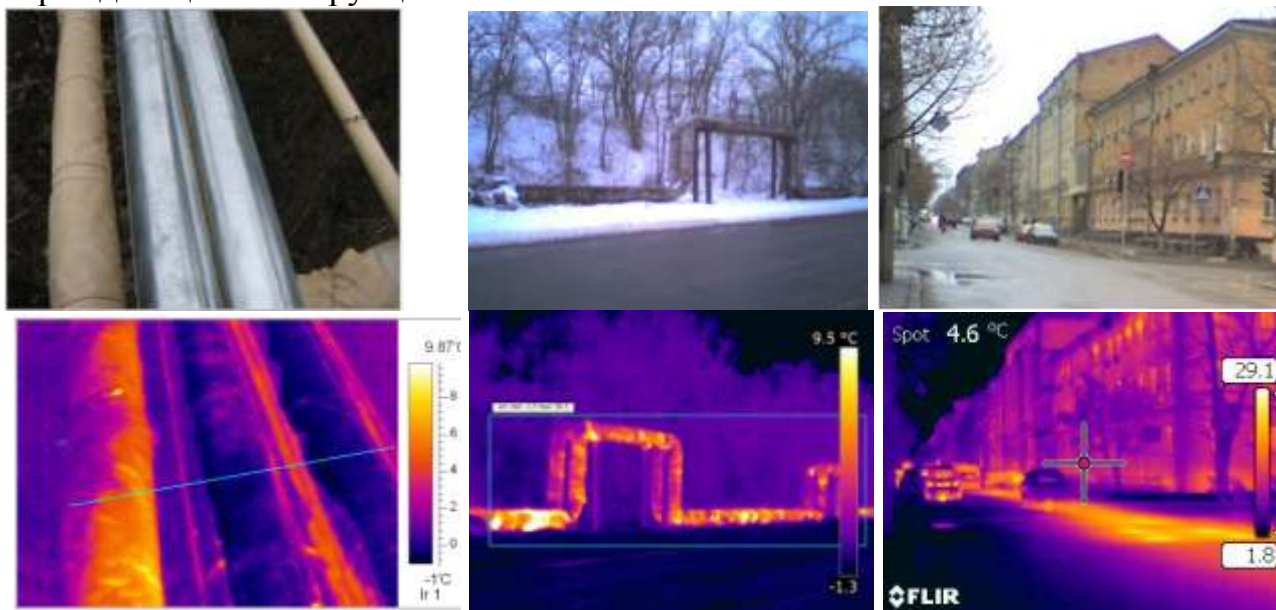


Рисунок 1 – Пример тепловизионной диагностики тепловых сетей и зданий

Применение тепловизоров в медицине позволяет распознать характер заболевания и увидеть среди здоровых людей инфицированного человека по его температуре тела, характерной для различных видов болезней (рисунок 2). Также тепловизоры применяют в специальной аппаратуре, позволяющей увидеть источник болезни и поставить верный диагноз, являющийся на 90% залогом успешного лечения пациентов.

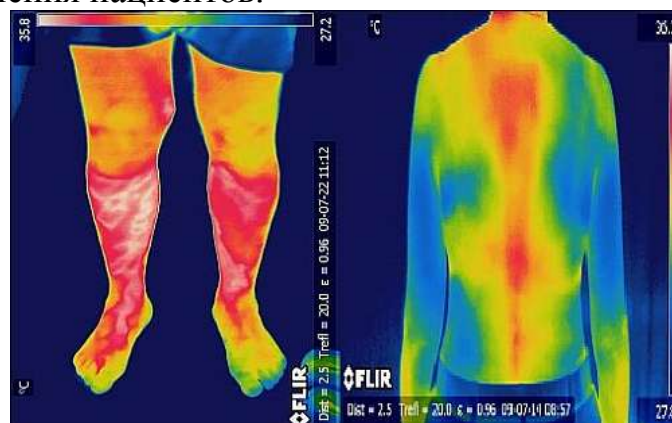


Рисунок 2 – Пример применения тепловизора в медицине

В пожарно-спасательных подразделениях тепловизоры широко применяются как при поиске очагов возгораний при сильном задымлении и ликвидации пожаров, так и при проведении аварийно-спасательных работ. Способность тепловизора определять температуру пламени, объектов и конструкций обеспечивает высокую оперативность действий.

Применение тепловизоров пожарно-спасательными подразделениями обеспечивает следующие возможности:

1. При поиске пострадавших уменьшается время их обнаружения, что значительно повышает шансы на их спасение.

2. Сокращается время обнаружения очагов возгорания, распространения тепловых потоков.

3. Обеспечивается безопасность при продвижении по задымленным участкам зданий, т.к. проводится оценка воздействия тепловых потоков на конструкции зданий и облегчается поиск путей спасения.

4. Обнаруживается нагрев поверхностей на ранней стадии, которые могут послужить источниками новых воспламенений.

5. Происходит визуализация газовых и паровых облаков и направление их продвижения.

Кроме преимуществ, тепловизоры имеют свои недостатки при наличии преград и отраженного солнечного излучения (рисунок 3).

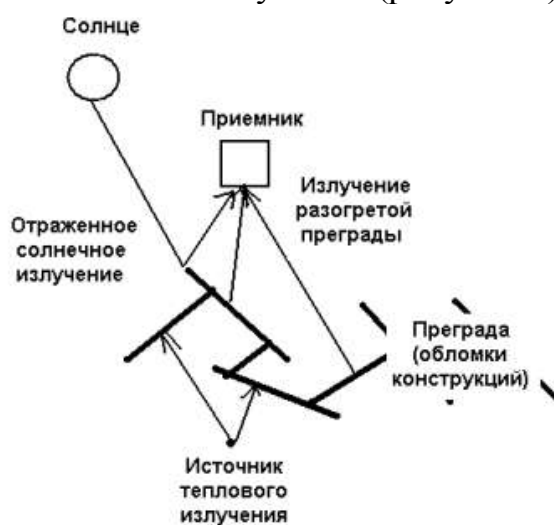


Рисунок 3 - Схема «источник излучения - среда – приёмник»

При осмотре зоны обрушения с близкого расстояния не учитываются особенности как источников излучений, так и распространения инфракрасных волн. Поскольку большая часть строительных материалов по излучательным характеристикам в инфракрасном диапазоне близка к абсолютно черному телу, преграды поглощают инфракрасные волны и становятся почти непрозрачными в инфракрасном диапазоне. Материалы поглощают тепло как от внешних излучателей, так и от внутренних, таких как излучение пострадавших под завалами. Второй особенностью является то, что материалы обладают высокой теплоемкостью и для их прогрева требуется достаточно большое количество энергии.

Таким образом, спасатели не могут рассмотреть пострадавших сквозь преграду, поглощающую тепловое излучение, к тому же, тем более высокая теплоёмкость строительных конструкций не позволяет пострадавшим увеличить их температуру за счёт температуры тела, что затрудняет поиск пострадавших по аномальному нагреву конструкций.

Тепловые аномалии - это элементы тел пострадавших, попадающие в прямой визуальный контакт с приёмником через отверстия в обрушенных частях строительных конструкций. Аномалии имеют более высокий тепловой контраст на фоне преград, особенно в условиях низких температур. В дневное время ситуацию усложняет отраженное солнечное излучение. Кроме того, при нагреве строительных конструкций образуется контраст между самими конструкциями и элементами тел пострадавших, что делает тепловизор неэффективным для поиска пострадавших в дневное время суток.

Тепловизор является пассивным прибором, обнаруживающим излучение окружающих объектов и не генерирующим собственного излучения. Поэтому его следует использовать для осмотра полостей в завалах после их вскрытия. Это будет более эффективно в отличие от применения фонарей, т.к. световое излучение фонаря образует затемнённые области.

Тепловизор эффективен лишь при первичном осмотре зоны обрушения, особенно в зимнее и в тёмное время. Можно отметить его высокую эффективность при осмотре полостей во время разборки завалов, и низкую - в дневное время суток. При поиске пострадавших пожарные учитывают ограниченный угол обзора и невозможность выделять различные объекты с одинаковыми температурными характеристиками. Поэтому тепловизор во время поиска людей применяют в отрядах МЧС и пожарных службах как вспомогательный инструмент, а не как основной способ получения информации. Также пожарные учитывают тот факт, что тепловизор не регистрирует некоторые объекты, представляющие опасность при тушении пожара. Например, во время пожаров в замкнутых пространствах возможно скопление разогретого воздуха у потолка, способное привести к сбою работы тепловизора. Во время пожаров в административных зданиях пожарные учитывают то, что зеркала и зеркальные элементы поверхностей мебели, стен и т.п. могут отражать инфракрасные волны.

Таким образом, несмотря на определенные недостатки, преимущества тепловизоров обуславливают множество различных направлений деятельности человека, в которых используется тепловизионное оборудование промышленного и частного назначения.

Литература:

1. Пожарный тепловизор – восходящий тренд в пожарной безопасности. Интернет ресурс: <http://secuteck.ru/articles2/firesec/pozharnyy-teplovizor-voshodyaschiy-trend-v-pozharnoy-bezopasnosti/>
2. Применение и использование тепловизора. Интернет ресурс: <https://fireman.club/statyi-polzovateley/primenenie-i-ispolzovanie-teplovizora/>

ЗАВИСИМОСТЬ РЕЖИМА НАГРЕВА ОТ ШАГА УКЛАДКИ ЗАГОТОВКИ В ПЕЧАХ С ШАГАЮЩИМ ПОДОМ

Маслов А.В., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В настоящее время одной из важнейших задач является экономия топливно-экономических ресурсов. Metallургия, как одна из базовых отраслей промышленности, является основой экономики государства. При этом, прокатный передел занимает одно из главных мест по уровню энергоемкости в черной металлургии. Следовательно, исследования, направленные на выявление резервов энергосбережения и оптимизацию потребления энергетических и сырьевых ресурсов при производстве стали, являются актуальными.

Как известно, проходные нагревательные печи с шагающим подом (ПШП), в основном, применяются для термической обработки и нагрева металлических заготовок перед обработкой давлением.

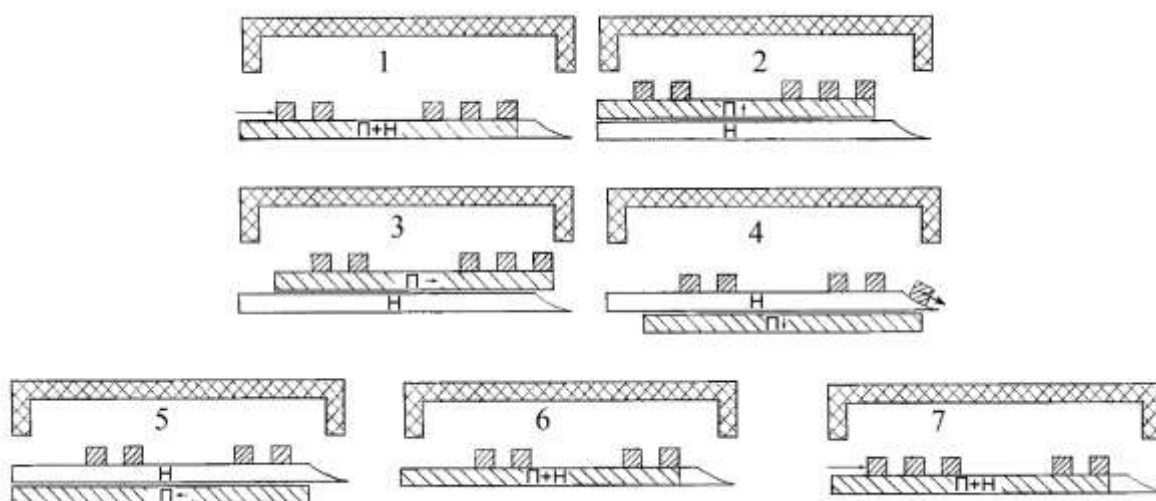


Рисунок 1 – Схема движения балок в ПШП:

1 – загрузка заготовки; 2 – подъем садки; 3 – перемещение садки; 4 – опускание садки на неподвижные балки (Н); 5 – возврат подвижных балок (П); 6 – подъем подвижных балок (выравнивание подины); 7 – загрузка новой заготовки

Движение металла в таких печах осуществляется через протяженную рабочую зону путем циклического возвратно-поступательного шагания пода (рисунок 1). Подина печи по всей длине состоит из чередующихся между собой подвижных и неподвижных балок, которые футерованы огнеупорами. Зазоры между балками уплотняются с помощью гидрозатворов. Подвижные балки в стационарном положении находятся ниже, чем неподвижные, т.е. заготовки опираются на неподвижные балки. Для перемещения заготовок по направлению к окну выдачи подвижные балки совершают последовательное движение

вверх и поднимают заготовки выше расположения неподвижных балок, затем следует горизонтальное перемещение вдоль печи, движение вниз и назад в исходное стационарное положение [1].

Заготовки нагреваются от теплоты продуктов сгорания топлива с использованием, как правило, противоточной схемы движения металла и продуктов горения, что повышает коэффициент использования тепла топлива $\eta_{\text{кит}}$ и снижает температуру уходящих газов.

$$\eta_{\text{кит}} = \frac{Q_{\text{н}}^{\text{р}} + Q_{\text{ф}}^{\text{в}} + Q_{\text{ф}}^{\text{т}} - V_{\text{ух}} \cdot c_{\text{ух}} \cdot t_{\text{ух}}}{Q_{\text{н}}^{\text{р}}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{н}}^{\text{р}}$ – теплота сгорания топлива, Дж/м³;

$Q_{\text{ф}}^{\text{в}}$ – физическое тепло воздуха, поступающего для горения в рабочую камеру печи, отнесенное к единице топлива, Дж/м³;

$Q_{\text{ф}}^{\text{т}}$ – физическое тепло топлива, отнесенное к единице топлива, Дж/м³;

$V_{\text{ух}}$ – количество продуктов сгорания, покидающих рабочую камеру печи и приходящееся на единицу топлива м³/м³;

$c_{\text{ух}}$ – средняя теплоемкость продуктов сгорания, покидающих рабочую камеру, при их температуре, Дж/м³К;

$t_{\text{ух}}$ – температура продуктов сгорания, покидающих рабочую камеру, °С;

Основой всего печного агрегата является система отопления, включающая в себя топливо-сжигающие устройства (скоростные плоскофакельные, импульсные, регенеративные, рекуперативные или др.) и их оптимальную компоновку по зонам печи (торцевое, боковое, сводовое или комбинированное), варьируемое количество температурно-тепловых зон (для решения различных технологических условий нагрева или разных типов заготовок) и возможность их регулирования для обеспечения необходимого уровня температур и равномерности нагрева. Для отопления печей чаще всего применяется газообразное топливо, реже смесь нескольких газов, очень редко используется мазут.

Несмотря на то, что технология нагрева заготовок в методических печах, в частности, в ПШП, изучена достаточно подробно, все еще остаются вопросы, требующие дополнительных исследований.

Исходя из конструкционных особенностей, обычно в ПШП нагрев заготовок происходит с трех сторон (т.е. без нижнего обогрева). Заготовки располагают не вплотную друг к другу, а на определенном расстоянии (шаг укладки), что способствует их более равномерному нагреву [2]. Учитывая, что печь должна обеспечивать необходимую производительность и требуемое качество нагрева, изменяя шаг укладки заготовок при заданной производительности, будет меняться и режим нагрева (при этом необходимо учитывать, что увеличится нагрузка на подину), что приведет к уменьшению расхода топлива. Зазор между соседними заготовками может варьироваться, в среднем для заготовки 150x150 мм он составляет около 100 – 120 мм. В работе [2] приведена зависимость ко-

эффициента несимметричности μ от способа расположения заготовок (рисунок 1). Целесообразно рассматривать возможность более плотной укладки заготовок и располагать их на подине с зазором $\delta = 0,4d$ (где d – ширина квадратной заготовки) при неизменной производительности. В результате чего время нахождения заготовки в печи увеличится, а температура печи может быть снижена. Это дает возможность уменьшить тепловые потери в окружающую среду, температуру уходящих дымовых газов и в результате получить экономию топлива [1].

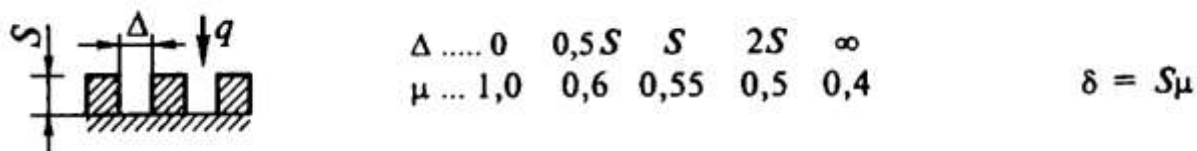


Рисунок 2 – Прогреваемая толщина заготовок на поду печи в зависимости от шага укладки Δ и коэффициента несимметричности [2]

Число заготовок, одновременно находящихся в печи, можно определить по следующей формуле:

$$n = \frac{L}{a + \delta}, \text{ м,} \quad (2)$$

где L – общая длина рабочей зоны печи, м;

a – ширина заготовки, м;

δ – расстояние между заготовками, м.

Время нагрева рассчитывается по формуле:

$$\tau = \frac{G}{P}, \text{ с,} \quad (3)$$

где G – масса всех заготовок в печи, кг; P – производительность печи, кг/с.

Таким образом, дальнейшее исследование режимов нагрева и тепловой работы печи в целом, при изменении стандартного шага укладки заготовок в печах с шагающим подом, является целесообразным. При более плотной укладке металла возможно понизить температурный уровень в печи (при заданной производительности), что соответственно приведет к снижению расхода топлива.

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.

2. Кривандин, В.А. *Теплотехника металлургического производства. Т. 1. Теоретические основы: Учебное пособие для вузов* / В.А. Кривандин, В.В. Белоусов, Арупонов В.А. и др. – М.: «МИСИС», 2002. – 608 с.

РАЗРАБОТКА ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩЕГО РЕЖИМА РАФИНИРОВАНИЯ РАСПЛАВА СТАЛИ ОТ РАСТВОРЕННОГО В НЕЙ КИСЛОРОДА ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ДИФФУЗИОННОГО ПРОЦЕССА

Науменко Д.А., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Избыток кислорода в стальных слитках, как известно, приводит к потере их пластичности и прочности.

Существуют различные способы раскисления стали. Среди них ведущее место занимает внепечная обработка металла порошковой проволокой (ПП). В качестве наполнителя ПП используют в одних случаях кальций в сочетании с кремнием (силикокальций), а в других – сплав кальция с алюминием [1].

Кальций и алюминий являются эффективными раскислителями стали. Кальций занимает особое место, а в ряде зарубежных стран. Отказ от его применения, как известно, запрещается. Это делается во избежание затягивания разливочных стаканов при непрерывной разливке стали.

После расплавления оболочки ПП у днища ковша эти элементы в виде жидких капель растворяются в расплаве, взаимодействуют с растворенным в жидкой ванне кислородом, образуя оксидные включения. Для их удаления из расплава используют продувку аргоном через днище ковша. Пузыри аргона всплывая в жидком металле, флотируют эти включения и выносят их в шлак, покрывающий зеркало металла. Скачивая шлак, сталь очищается от кислорода. Шлак, кроме того, забирает и крупные оксидные, которые в него всплывают естественным путем, а также укрупненные вследствие коагуляции под действием перемешивающего воздействия на жидкую ванну продувки аргоном. Продукт раскисления – глинозём вызывает резкое снижение жидкотекучести и затягивание каналов разливочных стаканов. Это является основной причиной запрета на применение Al для обработки сталей ответственного назначения. Обработка стали, раскисленной алюминием, дополнительно ещё и кальцием, позволяет устранить этот нежелательный эффект. Его ввод в расплав позволяет снизить содержание кислорода до очень низких значений. Содержание Al в стали необходимо ограничивать нижним пределом нормативных требований, т. к. повышенное его содержание в стали затормаживает развитие реакции трансформации алюминатных включений. В качестве металлической оболочки ПП это предприятие чаще всего использует холодно-катанную ленту стали 0,8 КП. Требованию эффективной технологии обработки расплава отвечает одновременный ввод нескольких проволок с различными наполнителями. Ввод ПП оказывает сильное перемешивающее воздействие на жидкую ванну, на что указывает химический анализ проб металла. Вместе с тем, для усиления эффекта необходимо не отказываться от продувки аргоном. С целью увеличения эффективности технологического процесса, ПП должна подаваться вертикально к зеркалу

металла, на расстоянии $\frac{1}{2}$ радиуса сталеразливочного ковша от его борта. При этом искривление ПП в процессе её движения в расплаве относительно невелико. При скорости ввода ПП, превышающей оптимум, оболочка проволоки может оплавиться с запозданием, вызывая обратное движение ПП после достижения дна ковша и нерациональное использование наполнителя ПП.

В качестве критерия эффективности внепечной обработки стали ПП, как известно, классически используют степень усвоения сталью вводимых элементов, т. е. отношение общего содержания элемента в металле к количеству введенного, (%). Стадии плавления ПП с силикокальциевым наполнителем с температурой плавления $1280\text{ }^{\circ}\text{C}$ имеют последовательность, показанную на рис. 1.

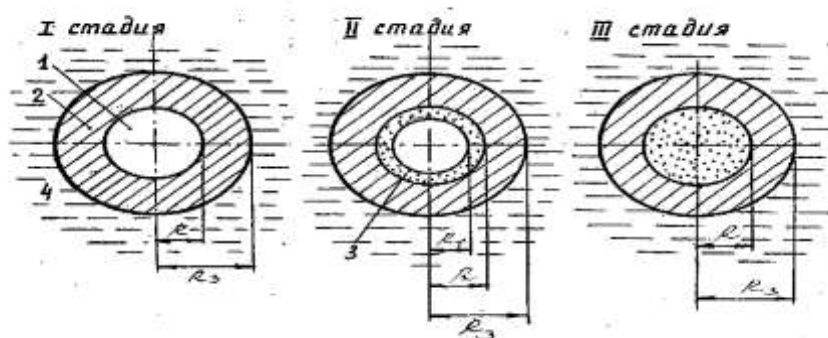


Рисунок 1 - Стадии плавления ПП с силикокальциевым наполнителем и литиевой оболочкой

В начальные моменты времени, на стадии I, геометрия сечения ПП характеризуется двумя областями: 1 – твердый наполнитель ПП и 2 – литиевая оболочка ПП

Затем, на стадии II, по мере плавления наполнителя формируется третья область – расплав наполнителя ПП. И, наконец, по завершению расплавления наполнителя, снова возвращаемся к двум областям, одна из которых, вместо твердой фазы наполнителя ПП, превращается в жидкое его состояние [2].

Способ рафинирования с силикокальциевым наполнителем ПП, оболочка которой сформирована из определенной марки стали [1], нами использован для создания теплотехнических предпосылок раскисления стали проволокой с оболочкой из легирующего элемента, температура плавления которого ниже аналогичной характеристики для стальной оболочки, но выше чем для силикокальция. В этом случае, при вводе ПП в расплав стали сначала плавится силикокальций, затем оболочка из легирующего элемента и лишь после этого корка стали, намерзшая на эту оболочку при внедрения ПП в металл.

Литература:

1. Дюдкин, Д.А. Презиционная обработка металлургических расплавов / Д.А. Дюдкин. – М: Теплотехника. 2007. – 375 с.
2. Захаров, Н.И. Энергоресурсосбережение при рафинировании жидкой стали от газов / Н.И. Захаров, А.А. Троянский, Д.А. Дюдкин. – Мариуполь : Полиграфический центр ПГТУ. – 2015. – 190 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ ТОПКИ НТКС

Волынцев В.В., Гнитиев П.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Целью данного исследования является определение рациональных технологических параметров работы топки НТКС. В связи с этим будут выполнены следующие задачи:

- Техническое устройство печей КС;
- Реконструкция топочных устройств для сжигания низкосортного топлива в высокотемпературном кипящем слое;
- Автоматизация топок для сжигания высокозольного топлива и отходов углеобогащения в низкотемпературном кипящем слое;
- Расчет теплового и материального балансов котла;
- Подбор оборудования.

По итогам данной работы мы ожидаем уменьшение затрат на производство тепла за счет замены слоевой топки на кипящий слой

Особенность использования печей кипящего слоя обусловлена спецификой утилизации, переработки и производства промышленного сырья. В качестве целевого материала может применяться магнезит, брусит, цинковые концентраты, серпентинит, шламы магниевого производства, оксидно-хлоридные элементы и т. д. Отличительной характеристикой печей КС является и безопасность процесса в плане защиты окружающей среды. После утилизации материала достигается его обезвреживание без опасных последствий для местного экологического фона. Также и выпускаемые пары в основном состоят из углекислого газа и водяного конденсата. Печи кипящего слоя находят применение в производственной инфраструктуре химических, металлургических, строительных и других предприятий.

Недостатками данной конструкции является то, что кипящий слой, становится неоднородным. Один из возможных путей решения задачи по сжиганию, использование топок высокотемпературного КС с узкой наклонной цепной решеткой прямого хода без размещения в слое дополнительных погружных поверхностей нагрева и принципиального изменения конструкций теплообменных поверхностей котла. При этом в качестве материала, ожижаемого дутьевым (первичным) воздухом, используются частицы самого топлива.

Эксплуатация котлов с топками низкотемпературного кипящего слоя не отличается от эксплуатации котлов, оборудованных серийными слоевыми топочными устройствами. Однако, более динамичное протекание процесса горения топлива требует повышенного к нему внимания и как следствие, необходимости его максимальной автоматизации. Надежная и экономичная работа котельных установок зависит от хорошо организованного обслуживания, технического состояния оборудования и квалификации персонала.

При расчете печей КС используют несколько параметров, среди которых свойства и характеристики целевого сырья, а также требования к объемам отходящего газа с выделением пылевидных фракций. На основе этих данных определяются и показатели работы функциональных узлов конструкции. В промышленных системах расчет печи кипящего слоя обычно делается на основе стандартного производственного объема в 50 тыс. м³/год, для которого будут актуальны следующие рабочие параметры: Плотность фракции сырья – 540 кг/м. Температурный режим в зоне термической подготовки – 350 °С. Температура в топке для обжига – 1105 °С. Температура производственного сырца – 10 °С. Температура воздушной среды – 16 °С. Коэффициент использования агрегата – 0,9. Потери в процессе прокаливания – 12 %.

Что касается самого процесса эксплуатации, то преимущества обжига в печах кипящего слоя заключаются в низких показателях топливного расхода, возможности применения сырья мелкой фракции (0,6-2 мм) и технической надежности. Отмечается и высокое качество готового продукта переработки, но это касается лишь отдельных материалов. Если говорить о минусах печей КС, то главным будет высокий коэффициент пылеуноса шихты. Уносимая из тепло-технических узлов пыль составляет 25 % от общего объема выпуска.

В данной работе был рассчитан и спроектирован котел типа ДКВР 6,5-13. Котел ДКВР 6,5-13 предназначен для производства насыщенного и перегретого пара для технологических нужд промышленных предприятий, в системы отопления, вентиляции и горячего водоснабжения. В расчете было получено:

- значение коэффициента полезного действия КПД = 71,63%.
- теплопроизводительность котла $Q = 4,27868$ МВт
- полный расход топлива (природный газ) $B = 0,246 \frac{\text{кг}}{\text{с}}$
- сопротивление круглого циклона 287 Па
- выбор дымососа ДН 12,5
- выбор вентилятора ВМЦ-675

Эти котлы по праву считаются одними из наиболее производительных агрегатов. При своей высокой эффективности паровые котлы экономичны. Также безоговорочные преимущества: работа на практически любом виде топлива, схема работы агрегата гарантирует надежность, высокий КПД работы. Устройства не требуют особого обслуживания. Котлы также не нуждаются в специальных условиях для работы.

Литература:

1. Чернетченко, Г.Б. Экология Энергетика [Электронный ресурс]: статья. -/ Г.Б. Чернетченко. – Электронные данные. – Павлодар: Вестник Инновационного Евразийского университета, 2011. URL: <https://articlekz.com/article/13579>
2. Вискин, Ж.В. Сжигание угля в кипящем слое и утилизация его отходов / Ж.В. Вискин, В.И. Шелудченко, А.И. Иванов, В.В. Кравцов. – Донецк «Новый мир», 1997. – 284 с.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГАЗОВЫХ ГОРЕЛОК ПЕЧЕЙ «AUSMELT»

Орловский А.С., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

С момента изобретения в начале 1970-х годов процесс AUSMELT совершенствовался и внедрялся на промышленных предприятиях во всем мире для переработки разнообразного традиционного сырья чёрной и цветной металлургии, а также отходов.

Учитывая то, что из 34 действующих печей такого типа 14 заняты на переработке медного сырья, плавка посредством погружной фурмы быстро завоевывает статус ведущей технологии во многих секторах металлургии, благодаря сравнительно низким капитальным и операционным затратам, прекрасным экологическим характеристикам.

Конфигурация печи может быть изменена настолько, насколько этого требует проект. Уже сейчас возможна интеграция плавки и конвертирования для производства металла из концентратов, либо, отдельные печи могут автономно работать на плавку на штейн, или его конвертирование, с получением металла, или другого промежуточного продукта высокой ценности. Печи

Плавиальная печь AUSMELT заменит три шахтных печи. Новая система плавки будет перерабатывать примерно 460 тыс.т концентратов в год для производства штейна с целью дальнейшего конвертирования в черновую медь на имеющихся конвертерах Pirce Smith. Начало эксплуатации было запланировано в 2005 г. Технологии «Ausmelt» также были использованы при производстве чугуна непосредственно из руды с применением дешевого паровичного угля на юге Австралии.

Преимущества печи Аусмелт:

Легкость в управлении процессом и простота конструкции; использование многотопливной фурмы, позволяющей обрабатывать оксидные и сульфидные расплавы восстановительным или окислительным факелом за счет изменения коэффициента расхода окислителя альфа; высокая степень использования кислорода дутья (более 90%), возможность создания в области фурмы высокотурбулентной жидкой ванны, отсутствует сушка концентрата, эффективная утилизация серы, минимальные потери тепла, что позволяет перерабатывать низкосернистые концентраты и прочие техногенные отходы.

Необходимо также обратить внимание на простоту в управлении процессом и его режимами с помощью оперативно извлекаемой (вводимой) в печь фурмы. С экологической точки зрения, заметим, что печь «Аусмелт» является практически полностью герметичной, т.к. работает для предотвращения выбросов, под разрежением. Этим обеспечивается решение основной проблемы конвертирования в традиционных горизонтальных агрегатах.

Процесс производства меди в отечественной практике не имеет научно-технической документации и для освоения технологии необходима разработка конструктивных параметров горелки «Аусмелт». Рассмотрим решение этой задачи для тепловой мощности печи равной 10 МВт. Низшую теплоту топлива (природного газа) принимаем равной 33,11 МДж/м³.

Для начала определяем расход топлива для мощности 10 МВт

$$V_T = Q / Q_{\text{нр}} \quad (1)$$

$$V_T = 10 \cdot 10^6 / 33,11 \cdot 10^6 = 0,302 \text{ м}^3/\text{с}$$

Определяем площадь трубки

$$F_T = V_T / W_{\text{нр}}, \quad (2)$$

где $W_{\text{нр}}$ – скорость движения топлива, м³/с

$$F_T = 0,302 / 20 = 0,015 \text{ м}^2$$

Определяем внутренний диаметр

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot F_T}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,015}{3,14}}$$

Наружный диаметр определяем по формуле:

$$d_{\text{тн}} = d + 2 \cdot \delta \quad (3)$$

где δ толщина стенки, $\delta = 0,002$ мм

$$d_{\text{тн}} = 0,139 + 2 \cdot 0,002 = 0,143 \text{ м}$$

Теоретически необходимое количество влажного воздуха определяем по формуле:

$$V_B = V_T \cdot V_{\text{ок}} \quad (4)$$

$$V_B = 0,302 \cdot 7,111 = 2,148 \text{ м}^3/\text{с}$$

Определяем площадь сечения кольцевого канала для прохода окислителя:

$$F_B = V_B / W_B, \quad (5)$$

где W_B – скорость движения воздуха, м³/с

$$F_B = 2,148 / 10 = 0,215$$

Определяем диаметр трубы

$$d_T = \sqrt{\frac{(F_B + \frac{\pi \cdot d_{\text{тн}}^2}{4}) \cdot 4}{\pi}}, \text{ м} \quad (6)$$

$$d_T = \sqrt{\frac{(0,215 + \frac{3,14 \cdot 0,143^2}{4}) \cdot 4}{3,14}} = 0,542 \text{ м}$$

Литература:

1. Казанцев, Е. И. Промышленные печи.-М.: Металлургия 1975. - 368с.
2. Парахин, Н. Ф. , Шелудченко В. И. , Кравцов В. В. Топливо и теория горения: учебное пособие / Н. Ф. Парахин, В. И. Шелудченко, В. В. Кравцов. – Севастополь: «Вебер», 2003,- 170 с.
3. Курабатов, Ю.Л. Теплотехника металлургического производства: учебное пособие/ Ю.Л.Курбатов, В.В.Кравцов, Н.С. Масс, Ю.Е. Василенко. – Донецк: Издательство «Ноулидж» (донецкое отделение), 2011. – 218с.

РАЗРАБОТКА ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩЕГО РЕЖИМА ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ ОТ ВОДОРОДА ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ДИФФУЗИОННОГО ПРОЦЕССА

Квиткин И.А., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

г. Донецк, ДНР

В цветной металлургии алюминий занимает ведущие место в области его практического использования.

Вместе с тем, присутствие в этом металле, вредных элементов снижает эксплуатационные свойства алюминиевых изделий. Так, например присутствие водорода может привести к нежелательному трещинообразованию.

Существуют различные способы очищения алюминия от водорода. Вместе с тем не все они достаточно экономичны.

В последнее время под научным руководством академика В.Л. Найдека проведены экспериментальные исследования дегазации расплава алюминия от водорода продувкой аргоном [1]. При этом были получены хорошие результаты.

Недостатком этих исследований является их неэкономичность вызванная вдуванием аргона в метал сверху в струйном режиме и, кроме того, предварительный подогрев аргона требует больших энергетических затрат.

Нами предложен более экономичный способ, включающий продувку алюминия аргоном через пористое днище рафинировочной ёмкости в пузырьковом режиме во время слива металла из плавильного агрегата в эту, ёмкость под слоем синтетического шлака, аналогичный для стали [2].

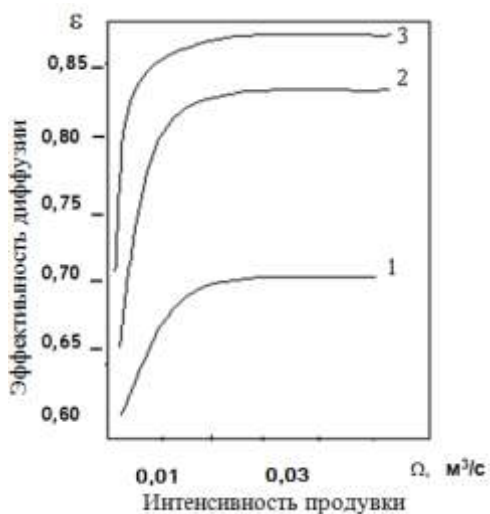
В первом случае пузырьковый режим внедрения аргона в расплав приводит к разному увеличению межфазной поверхности, аргон – алюминий и, соответственно, интенсификации диффузии водорода из металла в выплывающие пузыри аргона. Нагрев пузырькового газа после схода его с поры происходит практически мгновенно. Кроме того, разработан энергоресурсосберегающий режим продувки алюминия аргоном.

Закономерности взаимодействия газовых пузырей с жидкой средой необходимы для компьютерного моделирования диффузионного процесса в условиях внепечной дегазации расплава алюминия от водорода продувкой аргоном в пузырьковом режиме.

Анализ рисунков 1 и 2 подтверждает данные науки, что эффективность диффузионного процесса в условиях дегазации возрастает с увеличением начальной концентрации удаляемого водорода и понижением концентрации поверхностно-активного элемента.

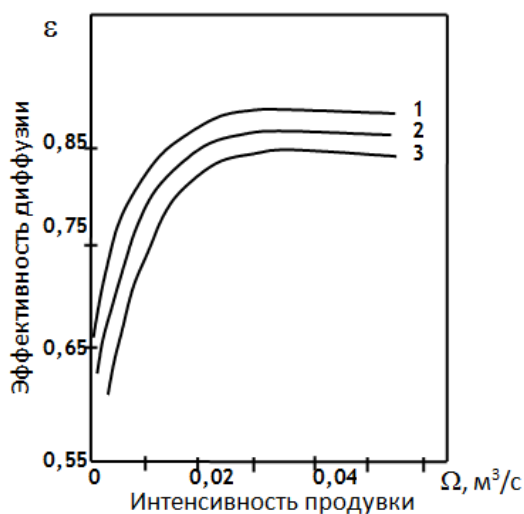
С другой стороны, режим продувки во время слива расплава из плавильного агрегата в ковш экономит тепловую энергию металла, которая снижается за время этого слива. В этом случае также имеет место интенсификация диффузии

водорода в пузыри аргона вследствие перемешивания жидкой ванны струёй подающего в емкость алюминия.



1 - $[H] = 0,3 \text{ см}^3/100\text{г}$,
 2- $[H] = 0,4 \text{ см}^3/100\text{г}$,
 3 - $[H] = 0,5 \text{ см}^3/100\text{г}$

Рисунок 1 - Зависимость эффективности диффузии водорода в алюминии при различной начальной концентрации водорода от интенсивности продувки



1 - ПАЭ = 0,1,
 2 - ПАЭ = 0,2,
 3 - ПАЭ = 0,3.

Рисунок 2 - Зависимость эффективности диффузии водорода в алюминии при различной концентрации ПАЭ от интенсивности продувки

Литература:

1. *Найдек*, В.Л. Дегазация алюминиевых расплавов от водорода / В.Л. Найдек, А.В. Наривский, Н.С. Ганжа // Процессы литья. – 2008 - № 3. – с. 35 – 38.
2. *Захаров*, Н.И. Интенсификация процессов тепломассопереноса при рафинировании жидкой стали от газов. – Донецк: Цифровая типография. – 2016. – с. 204

ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ДИФФУЗИОННОГО ПРОЦЕССА В УСЛОВИЯХ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ МЕТАЛЛА ОТ СМЕСИ ГАЗОВ ПРОДУВКОЙ АРГОНОМ

Мырза М.И., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

г. Донецк, ДНР

Проблема энергоресурсосбережения при повышении производительности агрегатов металлургической теплотехники, как известно, актуальна. Это относится и к интенсификации процессов тепломассопереноса при внепечной дегазации стали продувкой аргоном, что составляет основу повышения производительности установок внепечной обработки металла. Вместе с тем, диффузия смеси газов (водорода и кислорода) наиболее интенсивна на выпуске расплава из печи в ковш при рассредоточенной по его днищу продувке аргоном в пузырьковом режиме [1]. Фактор интенсификации технологии в рассматриваемом её варианте сочетается с энергоресурсосбережением как в виде экономии аргона при продувке на оптимальной интенсивности, так и в виде отсутствия необходимости дополнительного подогрева стали перед её выпуском вследствие ограничения времени обработки расплава длительностью этого периода.

Численное исследование конвективной диффузии смеси газов в жидкой ванне в условиях рассматриваемой технологии проведены на основе компьютерной программы с исследованием математической модели [2].

В основе этой модели приняты следующие допущения:

- однородность концентрации удаляемых из расплава газов по объему металла вследствие перемешивающего действия пузырей аргона, за исключением диффузионных пограничных слоёв на поверхности пузырей;
- постоянство температуры жидкой ванны по её объему и времени;
- на границах «аргон-металл» достигается термодинамическое равновесие;
- смесь газов в пузырях аргона (в термодинамическом смысле) идеальна;
- перенос водорода и кислорода в металл извне отсутствует.

На рисунке 1 показана зависимость эффективности конвективной диффузии водорода в металле (степени дегазации по водороду) при различных концентрациях растворённого в жидкой ванне кислорода. Возрастающая зависимость обусловлена наличием химической реакции $[O] + [C] = \{CO\}$, протекающей на поверхности пузырей аргона. Вхождение окиси углерода в эти пузыри приводит к дополнительному увеличению их объема, а, следовательно, площадь поверхности пузырей, то есть возрастанию межфазной поверхности «аргон-металл». Это интенсифицирует диффузию водорода в пузыри инертного газа и общее расположение кривых на рисунке 1.

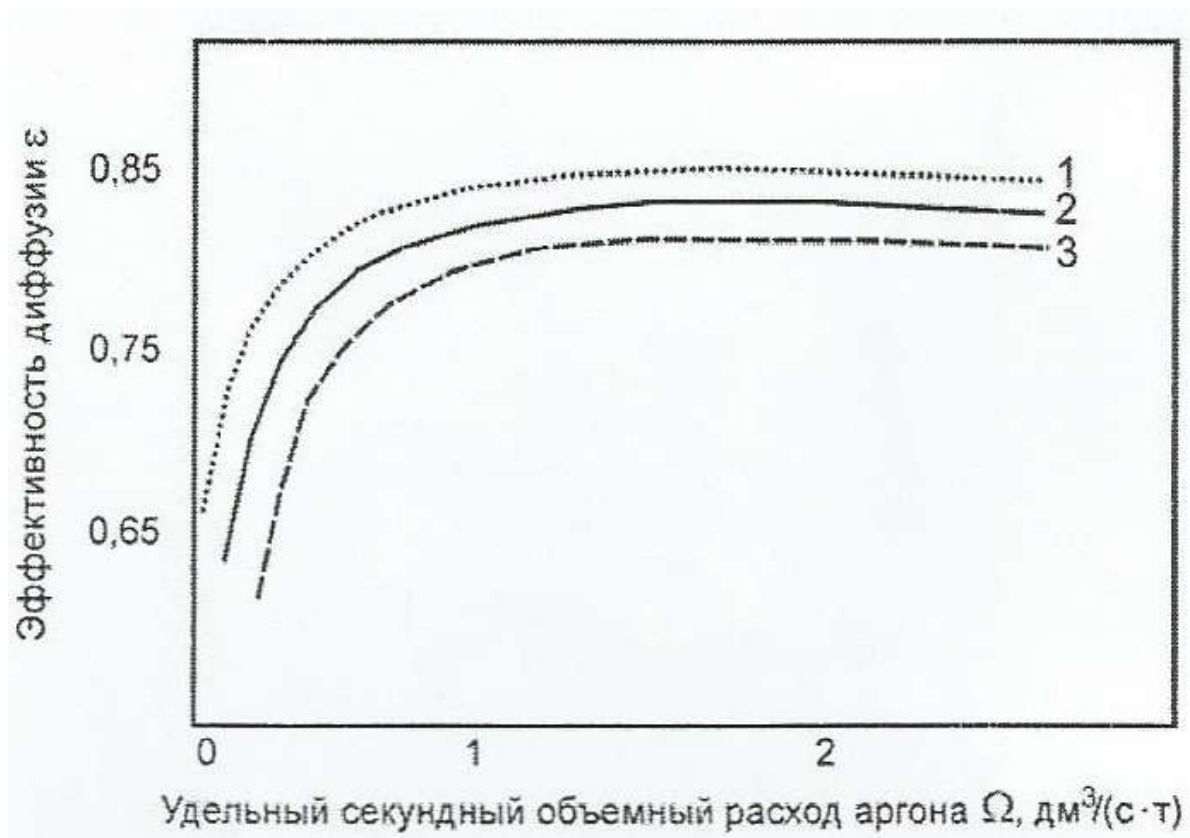


Рисунок 1: Зависимость эффективности конвективной диффузии водорода в жидкой стали при различной, концентрации [O] от удельного секундного объемного расхода аргона в период выпуска металла из плавильной печи:

- 1 — [O] = 0,0045 %;
 2 — [O] = 0,0040 %;
 3 — [O] = 0,0035 % ($T_m = 1600$ °C; $M = 220$ т; [C] = 0,7 %; [S] = 0,02 %).

Литература:

1. Борнацкий, И.И. Внепечное рафинирование чугуна и стали / И.И. Борнацкий, В.И. Мачикин, В.С. Живченко. — Киев: Техника. 1979. — 167 с.
2. Захаров, Н. И. Математическое моделирование процессов массопереноса при внепечной дегазации металла всплывающими пузырями инертного газа/ Н. И. Захаров, Д. А. Недонекин, А. И Троцан // Инженерно-физический журнал. - 2005.- т.78. – N 3. – С. 68-71.

ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ ТУННЕЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ОБЖИГА КИРПИЧА

Немов А.Э., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Спектр материалов, применяемых в строительстве достаточно широк, но несмотря на это, потребность в керамических изделиях по-прежнему высока. Во время создания технологий обжига глины свое заслуженное место заняли туннельные печи, которые позволяли производить продукцию в промышленных масштабах. Данные печи используются для массового производства кирпича, а продолжительность процесса, в среднем, составляет около 30 часов, при этом половина времени затрачивается на сушку. Плюсы данных печей: возможность автоматизации процесса, высокая производительность, хорошие санитарно-гигиенические условия труда. Обжигаемые изделия движутся по тоннелю, проходя различные зоны, при этом у каждой зоны своя температура и возможность ее регулирования. Заготовки с определенным временем проходят температурные зоны. Длина туннеля может достигать 400м (рис.1,2). Данные печи относятся к классу печей непрерывного действия [1].

Печи применяются для:

1. обжига кирпича и изделий из керамики;
2. производства хлеба и выпечки;
3. целей металлургического промышленности.

Режимы обжига зависят от обжигаемых изделий (вида, размера, формы) и вида теплоносителя.

Интенсивность обжига и его качество связано с видом садки кирпича-сырца на вагонетки. Вагонетки с материалом двигаясь через рабочее пространство печи, из-за перепада температур, что приводит к некоторому износу.

Туннель современной печи для обжига состоит из нескольких зон, а именно: зоны предварительного подогрева, температуры в которой достигают от 50°C до 100°C , зоны обжига с температурами от 150°C до 800°C и зоны остывания, где температура снижается с 500°C до 50°C [2].

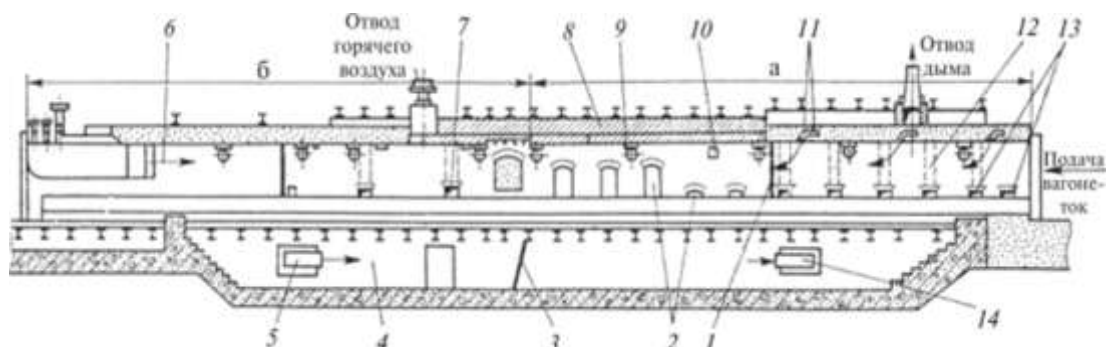


Рисунок 1 - Современная печь для обжига продольный разрез.

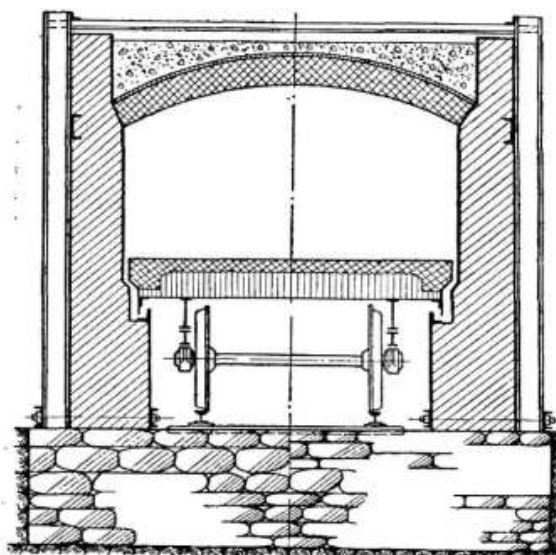


Рисунок 2 - Современная печь для обжига поперечный разрез.

Туннель современной печи для обжига состоит из нескольких зон, а именно: зоны предварительного подогрева, температуры в которой достигают от 50°C до 100°C , зоны обжига с температурами от 150°C до 800°C и зоны остывания, где температура снижается с 500°C до 50°C [2].

Процесс изготовления кирпичей в туннельных печах делится на несколько этапов:

С 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°C , 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.

Так как туннельные печи как правило, имеют значительные тепловые потери аккумуляцию тепла кладкой, масса которой весьма значительна из-за внушительных габаритов, с уходом продуктов сгорания и теплопередачу через ограждающую конструкцию. Таким образом, несмотря на достаточно длительный срок эксплуатации туннельных печей, они все еще представляют интерес с точки зрения уменьшения тепло потерь, интенсификации теплообменных процессов и энерго-ресурсосбережения.

Литература:

1. Отопительные устройства [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <https://poluchi-teplo.ru/pch/spec/tunnelnaya-pech.html>

2. Ладанюк, А.П. Управление технологическими комплексами в компьютерно-интегрированных системах / А.П. Ладанюк, В.Г. Трегуб, В.Д. Кишенько // Проблемы управления и информатики. – 2002. – № 2.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ГАЗОВОЙ КОТЕЛЬНОЙ

Зайцева П.А., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В статье рассматривается принцип работы и реконструкция котельной, которая предназначена для отпуска тепла на отопление и горячее водоснабжение жилых домов и административных зданий.

В котельной установлено 5 котлов, но в работе одновременно находится только три из них: 2 водогрейных котла КВГ-6,5 и 1 водогрейный котел ТВГ-8м. Такая ситуация обусловлена сокращением расхода топлива и отсутствием необходимости большого количества тепловой энергии.

При проведении реконструкции предлагается заменить три котла КВГ-6,5 на шесть котлов меньшей мощности КВа-3,45 с целью включения их в работу в летний период с мая по октябрь.

Устанавливаемые котлы имеют ряд преимуществ, а также уменьшенные габаритные размеры в сравнении с КВГ-8м. Котел КВа-3,45 состоит из двух основных блоков: топки и конвективной камеры. Горелкой топливо направляется в камеру, где сжигается, нагревая теплоноситель и трубопровод. Мощность работы горелки регулируется, что позволяет поддерживать стабильную температуру воды в трубах. Гидравлическая схема защищена от перегрева соприкасающихся с теплоносителем поверхностей, чем увеличивает срок службы изделия и избавляет от подготовки воды.

Основными преимуществами КВа-3,45 является следующее:

- КПД более 90% обеспечивается большой топливной камерой, способствующей полноценному сгоранию топлива, что помогает рационально использовать горючее;
- устойчивость к образованию накипи благодаря гидравлической схеме, предотвращающей застой и налипания, появление которых снизило бы КПД при длительном использовании котла;
- автоматизация процесса делает работу котельной автономной и упрощает труд оператора котельной;
- низкие требования к качеству воды избавляют от необходимости подготавливать воду перед использованием;
- небольшой размер котла позволит уместить его даже в небольших котельных;
- минимальные монтажные работы сэкономят время и средства при установке котельного оборудования.

Стальной водогрейный газовый котел устанавливается на раме из швеллера на опорах, за счет чего отпадает необходимость установки фундамента. Блок горелки закрепляется на фронтальной плите с помощью болтовых соединений. Фронтальная плита закреплена на котле при помощи шарниров и выполняет функцию люка, что позволяет осуществлять визуальный и физический доступ в

топочную камеру котла для осмотра и ремонтных работ без разбора фронтальной обшивки и изоляции, что позволяет снизить затраты труда при эксплуатации.

Водогрейный котел КВа-3,45 имеет систему движения потока воды, исключающую образование застойных зон, перегрев поверхностей нагрева, что обеспечивает хороший теплосъем, отсутствие накипи и, следовательно, снижение требований к водоподготовке. Гидравлическая схема котла разработана с учетом всех современных требований, основанных на многолетнем опыте эксплуатации. При соблюдении температурного графика (на выходе из котла 95 (115) °С) и при постоянном расходе теплоносителя, котел способен работать без применения систем химической водоочистки. 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.

Расчет реконструкции котельной состоял из нескольких этапов: определения себестоимости, капитальных вложений для внедрения мероприятия, расчета удельных амортизационных отчислений, расчета расхода топлива и финансовых затрат на него, определения срока окупаемости мероприятия и годового экономического эффекта от его внедрения.

Себестоимость 1 ГДж тепла рассчитывается, исходя из производственной программы котельной в отчетном и проектном периодах. При расчете учитывается производительность одного котла, фактическое время работы котла и количество агрегатов на участке. После расчета видно, что при замене трех котлов ТВГ-8м на шесть котлов КВа-3,34 получим на 21081,6 ГДж больше, при одном и том же времени работы. При этом коэффициент изменения производительности участка составит $K_p=1,06$.

Согласно расчету капитальных вложений для внедрения мероприятия, балансовая стоимость нового оборудования устанавливается с учетом затрат на строительно-монтажные работы, транспортировку и т.д. Если учесть, что цена нового котла составляет 885000 руб., а стоимость строительно-монтажных работ и транспортировки составляет 12-15% от закупочной стоимости, получим балансовую стоимость в размере 6106560 руб.

Также были определены удельные амортизационные отчисления по каждой группе основных фондов: зданий и сооружений, передаточных устройств, оборудования, инструментов и приборов.

Затраты по топливу составили 438 руб./ГДж в первом случае и 420 руб./ГДж во втором (после реконструкции). Срок окупаемости $t_{ок}$ определяется, исходя из капитальных вложений, разницы себестоимости и производительности котельной в проектном периоде. Следовательно, получаем 0,9 года. Годовой экономический эффект от предлагаемой реконструкции $\mathcal{E}_{рек}$ составит 535282,41 руб./год. В ходе работы также была проанализирована эффективность энергосберегающих мероприятий по реконструкции котельной, т.е. замена трех котлов КВГ-6,5 на котлы меньшей мощности КВа-3,45.

Таким образом, предлагаемые мероприятия являются целесообразными и экономически эффективными.

ИССЛЕДОВАНИЕ УГЛОВОГО КОЭФФИЦИЕНТА ИЗЛУЧЕНИЯ ПРИ РАСЧЕТЕ ПРОЦЕССА ЛУЧИСТОГО ТЕПЛООБМЕНА В ТОПКАХ КАМЕРНОГО ТИПА

Ляшенко П.С., Боев Ю.А., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Длительная эксплуатация определённых типов котельного оборудования выявляет целый ряд недостатков, неучтенных при его проектировании. Сюда можно отнести такие факторы, как: неравномерность температурных полей и как следствие наличие «холодных» зон и углов, или наоборот, зоны с повышенными температурами и передаваемыми тепловыми потоками, воздействие которых ведёт к перегреву и пережогу поверхностей нагрева.

Небольшие водогрейные котлы, например, НИИСТУ-5 изначально проектировавшиеся для сжигания твердого топлива и в большинстве своём в данное время переведенные на газообразное, имеют достаточно низкий КПД иногда доходящий до величины 80 – 75 %, а также высокую температуру уходящих газов (в некоторых случаях до 400 °С). В связи с этим конструкторскими организациями и предприятиями-изготовителями внедряются различные мероприятия по повышению эффективности такого типа котлов. Предлагаются такие варианты как: установка вторичных излучателей в виде горок из битого шамотного кирпича; частичная закладка поверхностей нагрева огнеупорным кирпичом; установка различного рода интенсификаторов в виде наваренных на поверхности нагрева рёбер, перемычек и т.п. в опускных газоходах котлов. Также в газоходах предлагается размещение дополнительных экономайзерных поверхностей нагрева, установка различного типа утилизаторов за котлами и другие мероприятия.

В качестве одного из способов уменьшения температуры газов на выходе из топки, а, следовательно, и последующего увеличения КПД котельного агрегата, может применяться и установка дополнительной поверхности нагрева – двусветного экрана. В этом случае экраны располагаются внутри топочной камеры. При таких условиях они подвержены двухстороннему облучению от продуктов сгорания, имеющих высокую температуру. Двусветные экраны в начальном варианте конструкции имеют, например, водогрейные котлы серии ТВГ (ТВГ-4, ТВГ-8), оборудованные подовыми щелевыми горелками.

Подобный тип экрана может быть установлен и в небольших водогрейных котлах типа НИИСТУ-5 для увеличения лучевоспринимающей поверхности топочной камеры и снижения температуры дымовых газов на выходе из топки. В этом случае экран разделяет топку уже на две отдельные камеры. Двусветные экраны позволяют уменьшить габариты топочной камеры, но их чрезмерное развитие будет загромаждать топку, размеры которой обычно выбирают, опираясь на размещение горелочных устройств, а также нормальное развитие факела.

Для того чтобы выявить насколько снизится температура дымовых газов на выходе из топки при установке дополнительного двухсветного экрана в котле НИИСТУ-5 необходимо знать определенные факторы, основным из которых является лучевоспринимающая поверхность топки, зависящая в свою очередь от геометрических размеров экранных поверхностей, их ориентации и углового коэффициента излучения φ .

На первом этапе исследований предварительно были проведены эксперименты для одиночного трубного экрана с односторонним равномерным подводом лучистого теплового потока от факела. Физическое моделирование проводилось с привлечением метода светового моделирования [1, с. 192 – 195]. В основе этого метода лежит тождественность математических моделей процессов переноса излучения и светового потока в видимой и инфракрасной частях спектра.

Для обработки результатов моделирования и нахождения углового коэффициента излучения φ применялись прикладные программы «Компас 3D» и MS «Excel». Максимальное значение относительной погрешности составило 14,8 % при относительном шаге трубного пучка $s/d = 2$, а угловой коэффициент излучения $\varphi = 0,56$, что удовлетворительно согласовывается с аналитическим выражением для определения φ , приведенным в [2, с. 410 – 411]:

$$\varphi = 1 - \sqrt{1 - (d/s)^2} + (d/s) \cdot \arctg(\sqrt{(s/d)^2 - 1}) \quad (1)$$

Полученные в результате моделирования значения φ при варьировании относительного шага s/d приведены на рисунке 1 в виде сравнительных кривых.

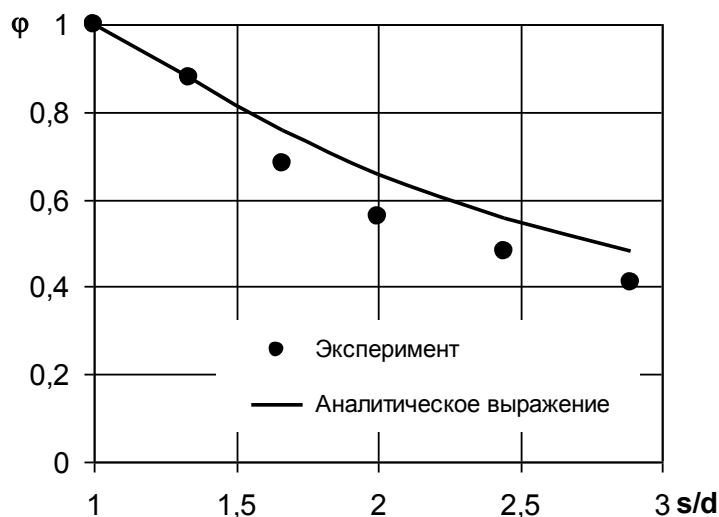


Рисунок 1 – Сравнительные результаты по моделированию углового коэффициента излучения одиночного трубного экрана с односторонним равномерным облучением

Следующий этап предполагает создание экспериментальной установки с применением двухсветного экрана, который будет равномерно облучаться с обе-

их сторон источником света, имитируя излучение от продуктов сгорания. Принципиальная схема установки приведена на рисунке 2.

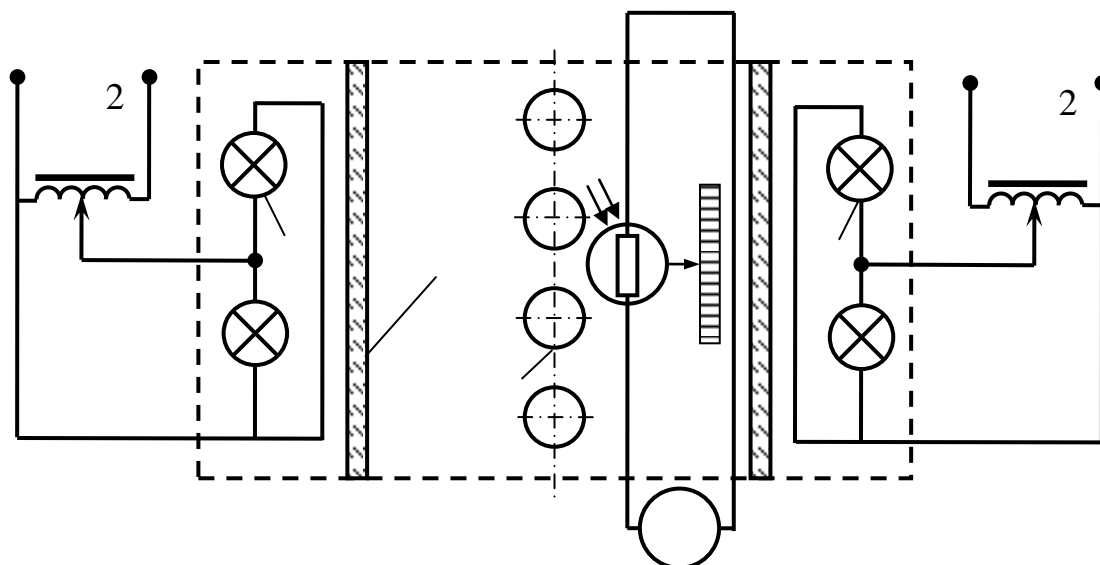


Рисунок 2 – Принципиальная схема экспериментальной установки

Установка представляет собой прямоугольную камеру, в которой находится двухсторонний источник света в виде ламп накаливания 2, рассеивающие экраны 3, которые необходимы для получения равномерного светового потока. Посередине камеры находится ряд труб 4. Световой поток регистрируется фоторезистором 5. Напряжение питания от сети подается через автотрансформаторы 1. Фоторезистор используется в качестве датчика, электрическое сопротивление которого меняется в зависимости от интенсивности падающего на него светового потока. Причем, фоторезистор и его крепление должны иметь как можно меньшую площадь для исключения эффекта «затенения» и минимизации погрешности измерений. Фоторезистор перемещается вдоль установки с помощью координатного устройства 6. Значения сопротивлений при варьировании шага замеряются с помощью омметра 7.

Таким образом, применение светового моделирования позволит исследовать угловые коэффициенты излучения для геометрических систем, не встречающихся в справочной литературе, но часто выявляемых на практике, например: двухсветные экраны, трубные пучки пароперегревателей нестандартной формы, разводка труб в зонах амбразур горелочных устройств и т.п.

Литература:

1. Солодов, А. П. Практикум по теплопередаче: Учеб. пособие для вузов / А. П. Солодов, Ф. Ф. Цветков, А. В. Елисеев, В. А. Осипова; Под ред. А. П. Солодова. – М.: Энергоатомиздат, 1986. – 296 с.
2. Блох, А.Г. Теплообмен излучением: Справочник / А.Г. Блох, Ю.А. Журавлев, Л.Н. Рыжков. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 432 с.

СПОСОБ СНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ УХОДЯЩИХ ГАЗОВ КОТЕЛЬНОГО АГРЕГАТА

Захаров А.А., Безбородов Д.Л., Боев Ю.А.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Как известно, снижение температуры дымовых газов оказывает положительное влияние на коэффициент полезного действия котельных агрегатов, что обуславливает и улучшение технико-экономических показателей теплоэнергетических предприятий [1]. Одним из значительных недостатков неконтролируемого процесса снижения температуры дымовых газов является негативное влияние на показатели надёжности работы оборудования дымоотводящего тракта – из-за возможного снижения температуры наблюдается переувлажнение ограждающих конструкций бортов и дымовых труб.

Проведенные расчёты [1, 2] распределения температур по длине дымоотводящего тракта для парогенератора ТПП-312 (входит в состав энергоблока 300 МВт) показали, что значение температуры конденсации водяных паров ниже фактических температур по газоходам. При снижении температуры уходящих газов с 165°C до возможных 135°C КПД котельного агрегата возрастёт на 2,6% а расход топлива сократится на 3 тонны в час.

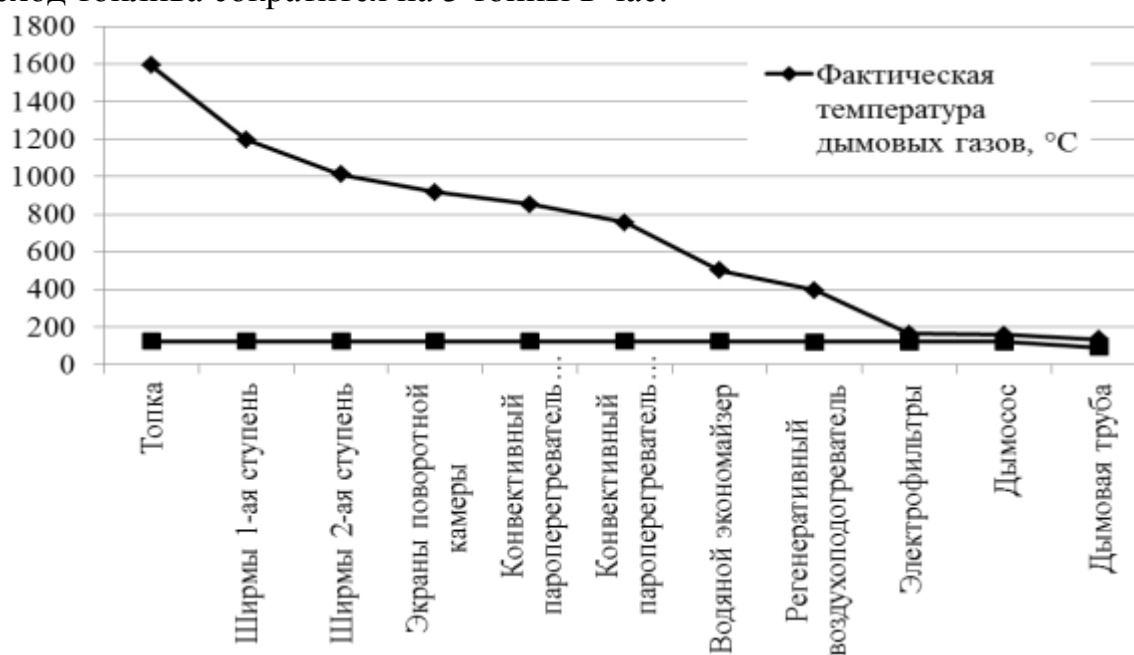


Рисунок 1 – Результаты расчёта температур дымовых газов

Снижение температуры ниже 135°C требует конструктивных изменений дымоотводящих каналов и дымовой трубы. Одним из возможных вариантов является организация активной системы отопления дымовой трубы с воздушным вентиляционным каналом [3] (рисунок 2).

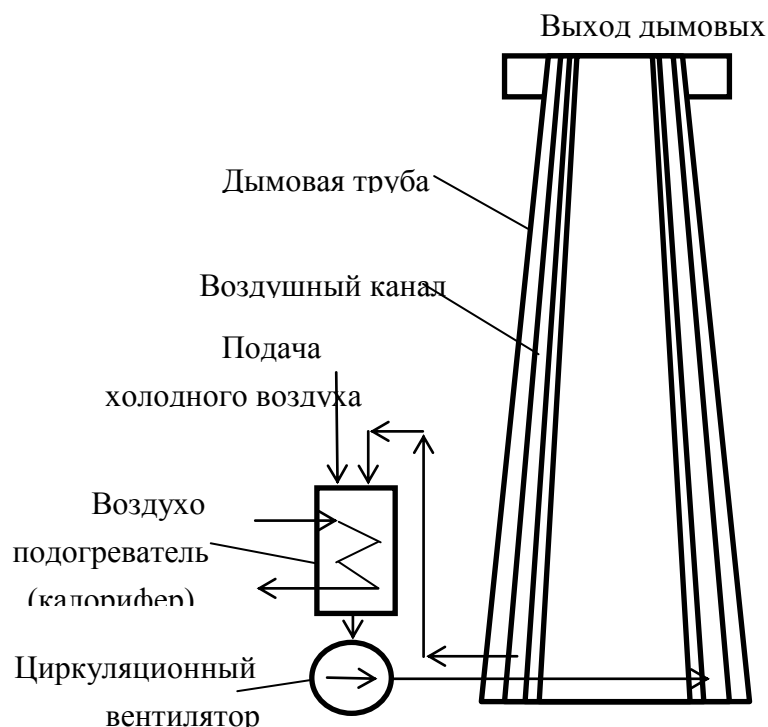


Рисунок 2 – Дымовая труба с системой активного отопления

Данный способ позволяет поддерживать и корректировать температурный режим в дымовой трубе по главному критерию – поддержание температуры дымовых газов на предельно близком значении к температуре выпадения конденсата. Это реализуется за счет подачи воздуха с контролируемой температурой. Температура регулируется калорифером или путём отбора воздуха из котельного зала.

Таким образом, оптимально подобранные параметры совместной работы калориферной установки и конвективных поверхностей котла могут дать положительный эффект.

Литература:

1. Захаров, А.А. Повышение КПД котельного агрегата ТПП-312А посредством понижения температуры уходящих газов / А. А. Захаров, Д. Л. Безбородов // *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. 375-377.
2. Безгрешнов, А.Н. Расчет паровых котлов в примерах и задачах / А.Н. Безгрешнов, Ю.М. Липов, Б.М.Шлейфер. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 240 с.
3. Кудинов, А. А. Энергосбережение в теплоэнергетике и теплотехнологиях / А. А. Кудинов, С. К.Зиганшина. - М.: Машиностроение, 2011. — 374 с.

НАДЁЖНОСТЬ РАБОТЫ ТЕПЛООБМЕННОГО ОБОРУДОВАНИЯ КАК ФАКТОР БЕЗОПАСНОСТИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА

Саликов Е.А., Безбородов Д.Л., Боев Ю.А.
Академия гражданской защиты МЧС
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Теплообменные аппараты являются неотъемлемой частью современных энергетических установок, предназначенных для энергоснабжения промышленных предприятий. Основную долю занимают теплообменные аппараты кожухотрубного типа, в которых в качестве греющего теплоносителя используется пар (насыщенный или перегретый).

К таким теплообменникам можно отнести подогреватели высокого и низкого давлений, испарители, конденсаторы паровых турбоустановок [1], теплообменное оборудование ректификационных колонн и др. Надёжная работа теплообменников гарантирует бесперебойное функционирование всего предприятия, а также снижает риск возникновения техногенных аварий.

На рисунке 1 приведен пример одного из возможных вариантов повышения надёжности работы кожухотрубных аппаратов [2, 3].

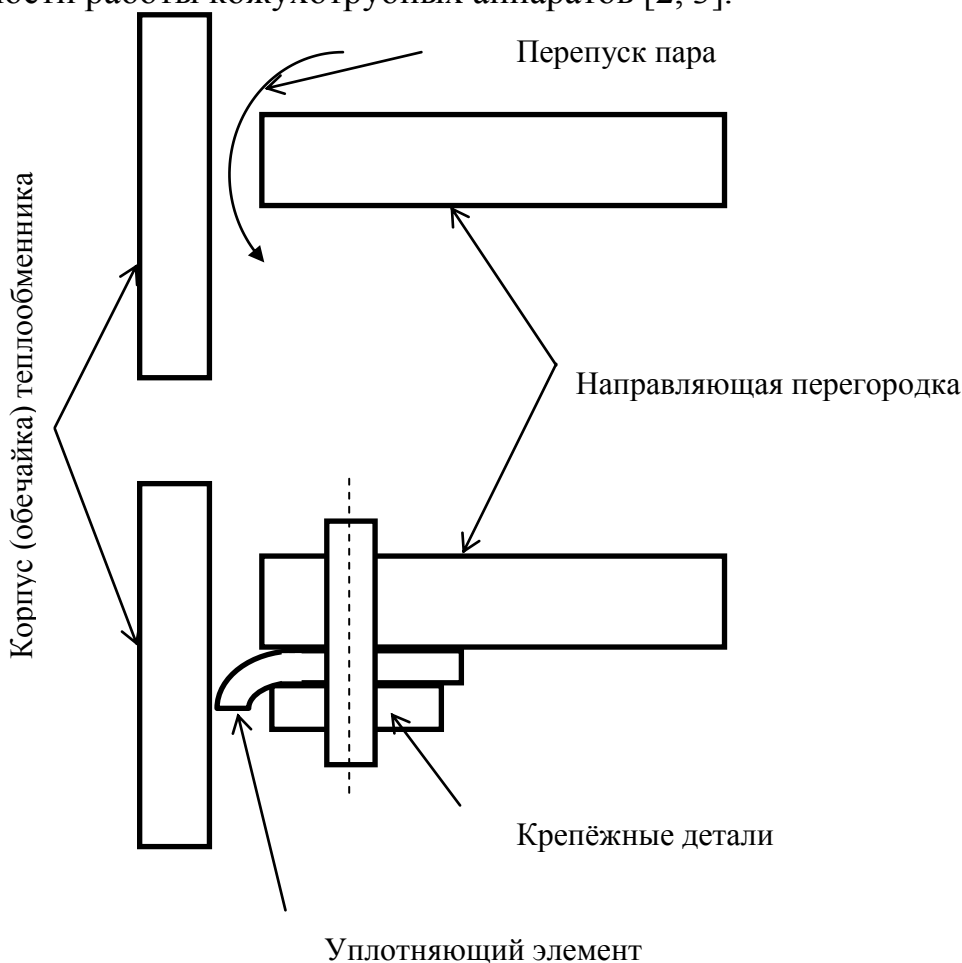


Рисунок 1 – Пример установки уплотняющих элементов

Из рисунка 1 видно, что существует потенциальная возможность нерационального перепуска пара между внутренней стенкой корпуса и внутренними направляющими перегородками, создающими оптимальное направление движения греющего агента (обычно пар). В стандартных комплектациях присутствующий зазор необходим для компенсации температурных напряжений, возникающих вследствие использования разных материалов и неравномерности температурного поля при нестационарных режимах работы. То есть, с одной стороны требуются технологические зазоры для учёта возможного расширения материала, а с другой стороны – это снижает общую эффективность работы теплообменника и потенциально может вызывать дополнительные вибрационные нагрузки, которые могут привести к разгерметизации теплообменников. В свою очередь теплообменники являются сосудами, которые работают в условиях повышенного давления (как правило), что представляет собой потенциальную опасность для обслуживающего персонала.

Проведенный анализ [4] имеющихся разнообразных конструкций теплообменников, используемых в наше время, позволяет решить возникшую техническую проблему путём установки гибких уплотняющих элементов (как показано на рисунке 1).

Предлагаемый способ установки уплотняющих элементов подразумевает выбор таких материалов, которые обладают упругими характеристиками с достаточной степенью устойчивости к тепловому и механическому воздействию. Например, это могут быть различные виды резины с полимерными присадками.

Использование подобных конструкций позволит снизить вибрационные нагрузки на оборудование и фундамент, не усложнит процесс эксплуатации оборудования и может быть выполнено на существующих теплообменных аппаратах собственными силами предприятий.

Литература:

1. Бродов, Ю.М. Подогреватели сетевой воды в системах теплоснабжения ТЭС и АЭС. Учебное пособие / Ю.М. Бродов, В.И. Великович, М.А. Ниренштейн, К.Э. Аронсон, А.Ю. Рябчиков. - Екатеринбург: УГТУ, 1999. - 138с.
2. Совершенствование методов повышения надежности и эффективности энергетического теплообменного оборудования ТЭС на этапах проектирования, изготовления и эксплуатации [Электронный ресурс]: Режим доступа: http://elar.urfu.ru/bitstream/10995/20866/1/brezgin_2.1.2.1.-2.pdf
3. Надежность теплообменных аппаратов [Электронный ресурс]: Режим доступа: <https://mash-xxl.info/info/516645/>
4. Пермяков, К.В. Разработка и внедрение кожухотрубных водо-водяных и пароводяных подогревателей повышенной эффективности для систем теплоснабжения: Дис. на соиск. учен. степени канд. техн. наук. / к.В. Пермяков. - М., 2003.

МОДЕРНИЗАЦИЯ ТОПОЧНО-ГОРЕЛОЧНОГО УСТРОЙСТВА КОТЛА ТПП-312А

Новиков С.В., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Для надежности и экономичности работы котла должно соблюдаться организованное горение топлива - процесс окисления горючих элементов топлива, сопровождающийся интенсивным выделением тепла. Подача топлива и воздуха в определенных количествах обеспечивает горения в топке котла.

Большое количества тепла, которое выделяется в результате процесса горения топлива в топке котла, имеет определенную часть, которая теряется бесполезно (например, тепло, уходящее с дымовыми газами; тепло, отдаваемое в окружающую атмосферу нагретыми частями котла; тепло, уходящее с водой при осуществлении верхней и нижней продувки и т. п.).

Избежать этих потерь полностью не удается, хоть и принимаются различные меры для их уменьшения. Существуют и другие потери, которые зависят от протекания процесса горения в топке, от полноты сгорания топлива и от эффективности использования тепла образующихся продуктов сгорания.

Сгорание в топке может быть полным и неполным. Полным оно считается тогда, когда в результате горения горючих элементов топлива (в основном углерода С и водорода Н₂) получается углекислый газ СО₂ и водяные пары, которые больше не способны участвовать в окислительном процессе с выделением тепла. При неполном сгорании получают промежуточные продукты, способные при определенных условиях к дальнейшему окислению, в основном это окись углерода СО, водород Н₂ и метан СН₄. Они обладают большой теплотворной способностью, поэтому присутствие всего лишь 1% окиси углерода в уходящих газах влечет за собой потерю тепла до 5-6%.

Теоретически для сгорания 1 кг топлива необходимо около 14 м³ воздуха. Практически этого количества воздуха недостаточно для обеспечения полного сгорания топлива, потому что частицы топлива и воздуха перемешиваются недостаточно хорошо и не весь кислород, поступающий в топку, вступает в реакцию с топливом. Для обеспечения нормального сгорания топлива приходится подавать в топку котлов несколько большее количество воздуха.

Так, на Зуевской ТЭС на котлах ТПП-312А для сжигания топлива установлены восемь горелок мощностью 102 МВт каждая (рисунок 1), с производительностью 4730 ккал/кг, однорядным расположением горелок по четыре штуки на фронтальной и задней стенках. Предлагается модернизация горелочного устройства для улучшения выхода шлака в жидкоплавком состоянии и увеличения КПД горелочного устройства.

Горение топлива вблизи топочных экранов создает восстановительную зону, что способствует высокотемпературной газовой коррозии труб, не покрытых зажигательным поясом.

Общий вид горелки представлен на рисунке 1.

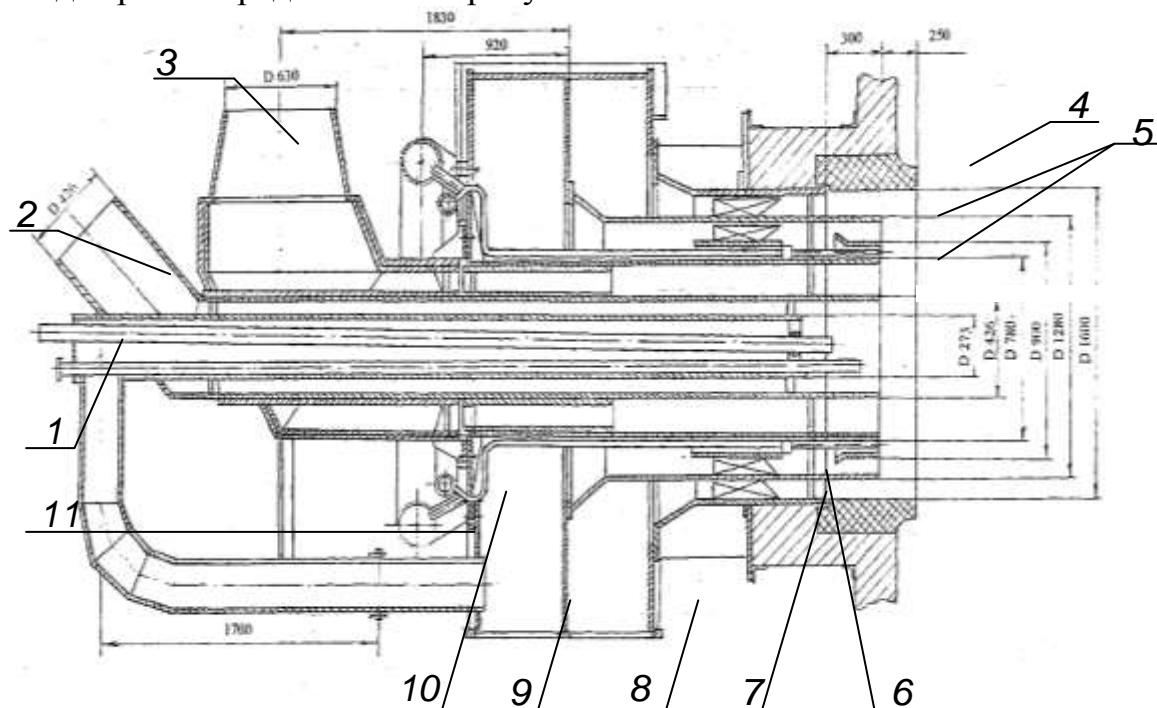


Рисунок 1 – Горелка прямоточно-лопаточная двухканальная по вторичному воздуху со сбросом части сушильно-вентилирующего агента.

1- труба для установки мазутной форсунки; 2 - подвод сбросного воздуха; 3 -подвод первичного воздуха (аэросмеси); 4 - амбразура; 5 - жаропрочные насадки; 6 - аксиальный завихритель центрального канала вторичного воздуха; 7 - аксиальный завихритель периферийного канала вторичного воздуха; 8 - подвод вторичного воздуха в периферийный канал; 9 - подвод вторичного воздуха в центральный канал; 10 - дополнительный газоподающий узел (коллектор малого расхода газа); 11 - основной газоподающий узел (коллектор большого расхода газа).

Установка трубы диаметром 1150×10 мм, разделяющей периферийный и центральный каналы, вместо существующей 1280×10 мм, а также установка новых аксиальных завихрителей в обоих каналах вторичного воздуха с углом между выходной кромкой лопаток и осью горелки 55° позволят без изменения скоростного режима обеспечить:

- параметр крутки центрального и периферийного канала соответственно 3,392 и 3,577, что близко к рекомендуемым значениям 3,5–4,0 для прямоточно-лопаточных горелок при сжигании высокорекреакционного топлива с жидким шлакоудалением;

- уменьшить дальнобойность изотермической струи с 6,72 м до 5,73 м.

Благодаря такой реконструкции горелок можно будет добиться улучшения выхода шлака в жидкоплавком состоянии в рабочем диапазоне нагрузок котла, повышения надежности выходных элементов горелок и снижения высокотемпературной газовой коррозии топочных экранов, не покрытых зажигательным поясом.

АНАЛИЗ ПОТРЕБЛЕНИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ

Ромашко А.Ю., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Человечество на протяжении всего своего существования использовало энергию, накопленную природой в течение миллиардов лет, так как энергия всегда играла особую роль в жизни человека. Но способы ее использования постоянно совершенствовались с целью достижения максимальной эффективности.

К сожалению, большое количество энергии, потребляемой человеком, превращается в бесполезное тепло из-за невысокой эффективности использования имеющихся энергетических ресурсов [1]. Потребления энергоносителей с каждым годом увеличивается, что влечет за собой быстрое истощение запасов горючих полезных ископаемых, ухудшение состояния окружающей среды. В связи с этим во всем мире внедряют инновационные решения и технологии, позволяющие сократить потребление электроэнергии.

На нынешнем этапе развития в процессе хозяйственной деятельности энергетические ресурсы машиностроительного завода занимают одно из центральных мест, поэтому вопрос энергосбережения и определения оптимального соотношения ресурсов на предприятии очень актуален в настоящее время. Актуальность данной темы помимо прочего заключается в том, что в процессе хозяйственной деятельности практически все предприятия Республики сталкиваются с проблемой нехватки ресурсов для обеспечения нормальной работы

Данные по производственному потреблению завода представлены на рисунке 1.

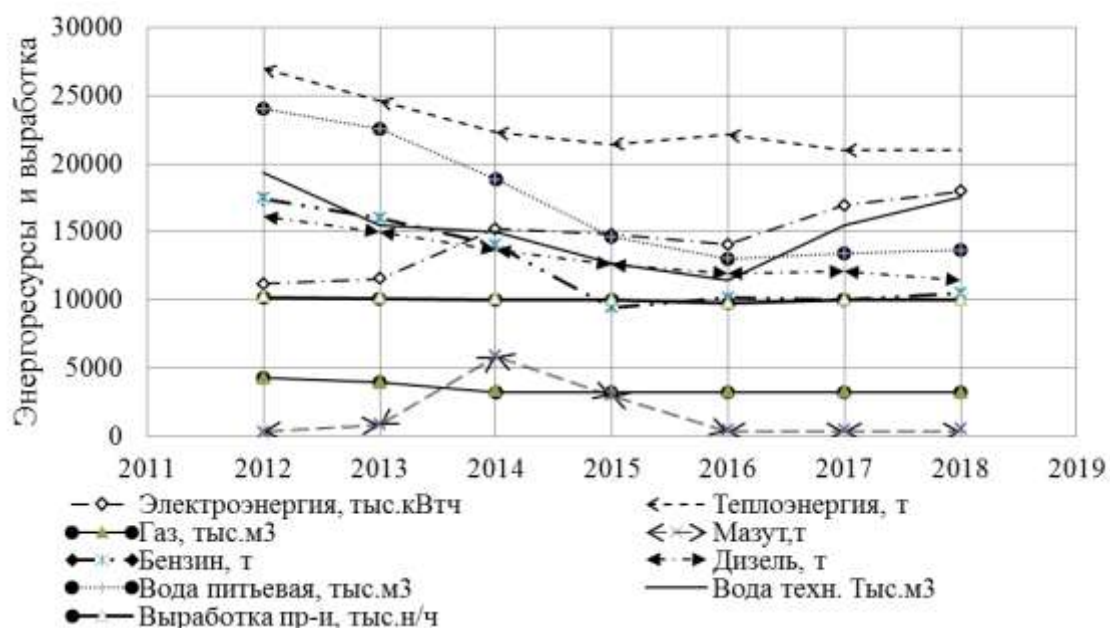


Рисунок 1 – Потребление энергоресурсов и выработка

Основными видами энергоносителей, которые используются заводом для технологического процесса и на которые завод несет затраты являются электрическая энергия, пар, газ, вода и фекальные стоки, образовавшиеся в результате производства.

Анализ эффективности использования топливно-энергетических ресурсов был проведен по материалам машиностроительного завода в динамике за последние семь лет.

За последние семь лет видно изменение объемов потребления, что природный газ и техническая вода практически находятся на одном уровне, потребление питьевой воды переменчиво, а вот потребление электроэнергии возросло, тепловой энергии – упало. Пик использования мазута был в 2014-2015г.г, в связи с перебоями в поставках электрической энергии.

Но за этот период и объем производства был переменчив, в связи с перебоями в поставках сырья и выхода на новый рынок сбыта.

Рассмотрим динамику потребления энергетических ресурсов ежемесячно за 2018г.

В таблице 1и на рис.2 представлено потребление электроэнергии на заводе, которое складывается из следующих расходов:

а) электроэнергия силовая для приведения в действие основного и вспомогательного оборудования;

б) электроэнергия на освещение и другие хозяйственные нужды.

Таблица 1– Динамика потребления электрической энергии за 2018г.

Месяц	Количество потребленной эл.энергии	Затраты на потребление эл.энергии
	МВт	тыс.руб.
Январь	1380,012	6294,438
Февраль	1362,892	5556,000
Март	1362,892	6571,400
Апрель	1393,576	6644,084
Май	969,858	482,602
Июнь	1058,079	538,128
Июль	1058,079	542,672
Август	1157,937	746,762
Сентябрь	1164,689	593,378
Октябрь	1269,456	574,898
Ноябрь	1378,917	1390,132
Декабрь	1252,995	589,192

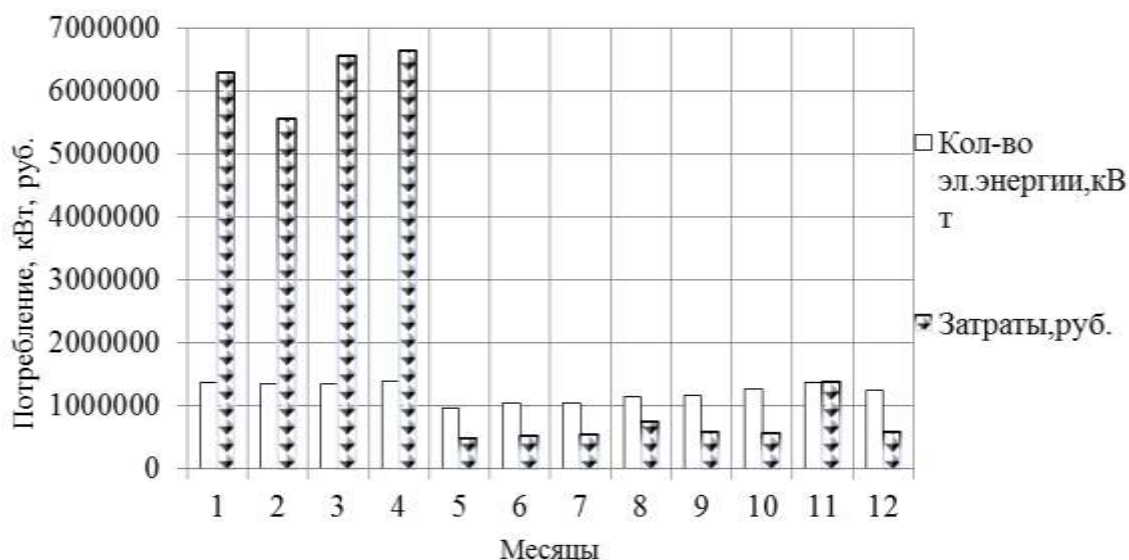


Рисунок 2 – Динамика потребления электрической энергии за 2018 г.

Для обеспечения технологического процесса, пар вырабатывается в собственной котельной, где установлены два паровых котлоагрегата ДКВР 6,5/13, работающие на природном газе.

Таблица 2– Динамика потребления пара за 2018 г.

Месяц	Количество произведенного пара	Затраты на выработку пара
	ГДж	тыс.руб.
Январь	2513,574	796,942
Февраль	1550,808	383,926
Март	1096,872	812,768
Апрель	2605,134	2102,476
Май	1690,794	900,858
Июнь	1600,956	1282,544
Июль	1600,956	1315,926
Август	1670,760	1163,866
Сентябрь	1596,966	14222,200
Октябрь	2829,140	1659,428
Ноябрь	3138,198	875,064
Декабрь	1630,986	667,822

Учет выработки пара ведется в котельной. В таблице 2 и на рис. 3 представлена динамика потребления пара. В цеха пар подается по заводскому паропроводу.

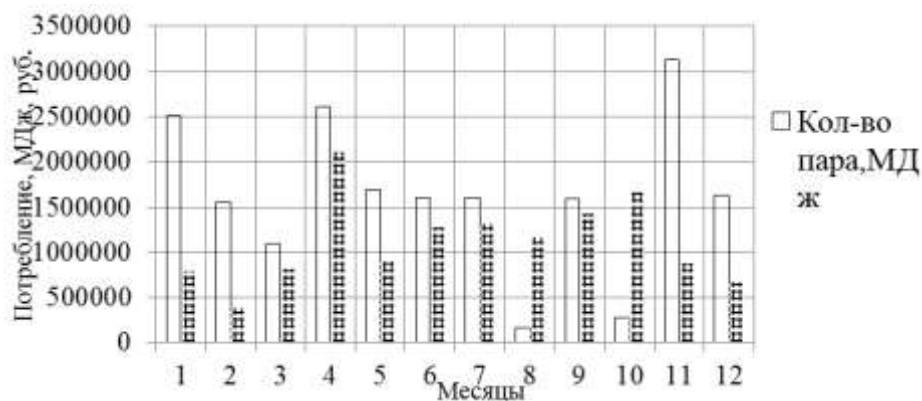


Рисунок 3—Динамика потребления производственного пара за 2018 г.

Так как завод работает в следующем режиме: двухсменная работа основных производственных подразделений с повышенной энергоемкостью при четырех и трехдневной рабочей неделе, происходит образование избыточного технологического пара, его обычно дросселируют до необходимого давления (или даже сбрасывают в атмосферу) для последующего использования на производстве.

Можно сделать вывод, что на заводе необходимо разработать энергосберегающие мероприятия и мероприятия, способствующие рациональному потреблению тепловой энергии, в том числе утилизацию избыточного пара.

Проанализировав все показатели потребления ресурсов и производительность котельной и возможные технологии к рассмотрению подходят несколько мероприятий:

1) использование пароводяных струйных аппаратов - инжекторов, в системах теплоснабжения давно и достаточно широко известно. Это решение не является новой технологией.[2] В деаэрационных установках паровых котельных использование инжекторов дает ощутимый экономический эффект.

2) Перевод котла ДКВр-6,5/13 на водогрейный режим, при сохранении штатных горелок, дымохода и вентилятора, позволит увеличить тепловую мощность котлов с 4,5 МВт до 6,2 МВт и обеспечить КПД котла при этой максимальной нагрузке 93,5%.

3) Организация на территории завода тепличное хозяйство. Достоинства: 1.Отсутствие необходимости в большом стартовом капитале, 2. Возможность получения дохода в течение всего года, 3. Главное все это не принесет вред основному производству, но еще и позволит уменьшить выбросы в атмосферу, 4. Постоянный рост и увеличение доходов.

Литература:

1. *Круглик, В.М.* Основы энергосбережения: Учебное пособие для студентов экономических специальностей. / В.М. Круглик, Н.Г.Сычев. – Мн.: ИПД, 2010. – 138 с.

2. *Фисенко, В.В.* Новая энергосберегающая технология в системах отопления и горячего водоснабжения / В.В.Фисенко // Теплоэнергетика. – 2000. - № 1. - С. 56-58.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ ОРГАНИЗАЦИЙ БЮДЖЕТНОЙ СФЕРЫ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Озеров А.А., Сафьянц С.М.

Донецкий национальный технический университет

г. Донецк, ДНР

В условиях высокой стоимости энергетических ресурсов повышение эффективности теплоснабжения является важной народохозяйственной задачей. В настоящее время отопление большинства объектов организаций бюджетной сферы осуществляется по зависимой схеме с центральным качественным регулированием нагрузки отопления. Поскольку к источнику теплоснабжения – центральной котельной помимо таких объектов подключены также другие потребители, такие как жилые и общественные здания, то регулирование тепловой нагрузки производится на котельной для всех потребителей одинаково в зависимости от температуры наружного воздуха в соответствии с температурным графиком. В то же время, на объектах бюджетной сферы, например, школах имеется потенциал энергосбережения, связанный с возможностью снижения тепловой нагрузки в выходные, праздничные дни, а также на каникулах. Попытки осуществлять регулирование тепловой нагрузки путем снижения расхода теплоносителя на здание или его периодического отключения приводит к нарушению гидравлического режима тепловой сети и нивелирует энергосберегающий эффект. К тому же, у потребителей, подключенных по зависимой схеме, это запрещено.

Ввиду указанных недостатков, целесообразно реконструировать абонентский ввод здания с переходом к независимой схеме подключения, посредством установки теплообменника. Данная схема имеет следующие преимущества:

- есть возможность осуществить реконструкцию, не нарушая гидравлического режима тепловой сети, и, следовательно, нет необходимости производить ее переналадку;

- использование циркуляционного насоса в системе отопления здания способствует ее высокой гидравлической устойчивости, то есть сохранению равномерного прогрева всех помещений при изменении отопительной нагрузки и в процессе регулирования.

Как показало исследование, при переходе на независимую схему отопления при условии постоянства расхода первичного теплоносителя, поступающего на тепловой пункт здания, поверхность нагрева теплообменника, определенная для расчетных условий проектирования системы отопления, является избыточной при более высоких температурах наружного воздуха. Это может приводить к перегреву здания при условии, что расход теплоносителя в контуре отопления здания будет постоянным. На рисунке 1 показана зависимость необходимой площади теплообменной поверхности по отношению к расчетной при неизменном значении расхода воды в контуре отопления.

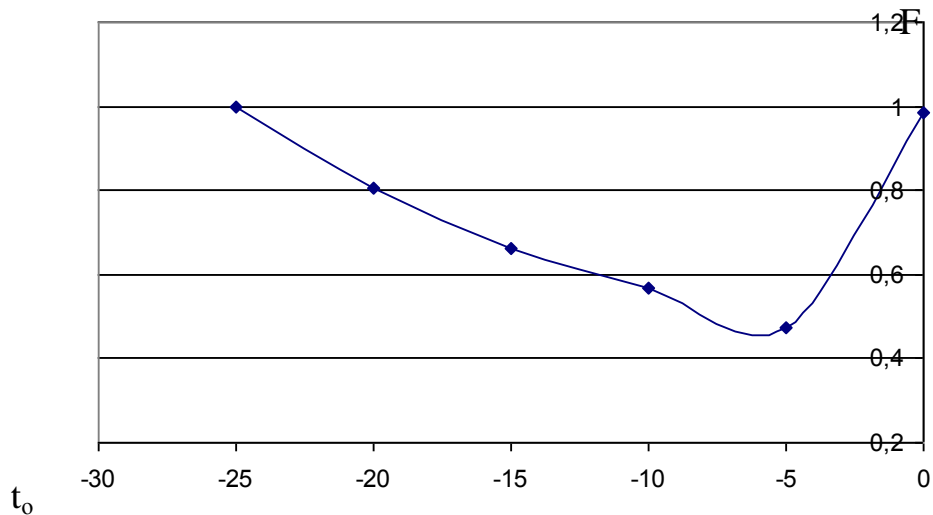


Рисунок 1 – Зависимость необходимой теплообменной поверхности теплообменника при неизменном расходе воды в циркуляционном контуре

При температурах наружного воздуха выше 0°C условие необходимого постоянства расхода воды в отопительном контуре нарушается.

Снизить тепловую мощность теплообменника можно несколькими способами.

1. Уменьшение расхода сетевой воды, подаваемой на теплообменник. Поскольку данный способ ведет к нарушению гидравлической устойчивости тепловой сети, считаем его неприемлемым.

2. Увеличение расхода воды в циркуляционном контуре системы отопления здания.

На рисунке 2 показана зависимость относительного расхода воды, циркулирующей в контуре отопления здания, от температуры наружного воздуха при условии постоянства поверхности установленного теплообменника.

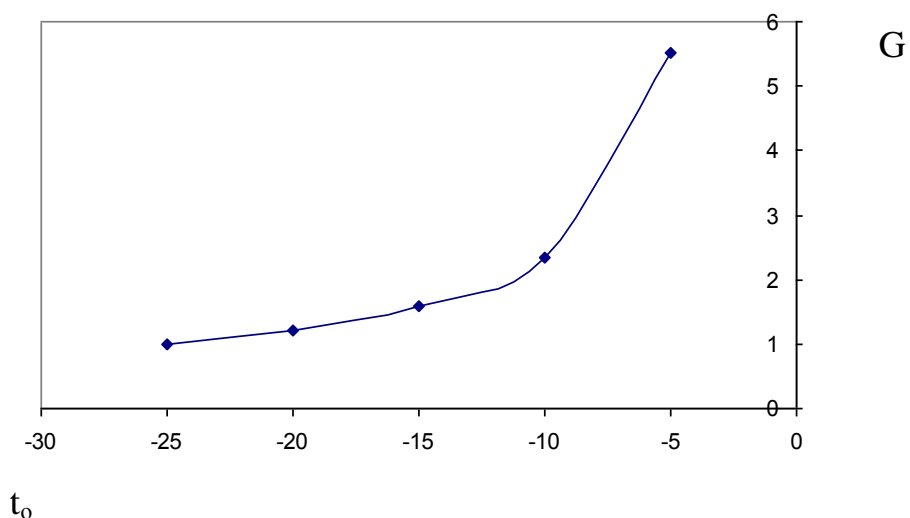


Рисунок 2 - Зависимость относительного расхода воды, циркулирующей в контуре отопления здания, от температуры наружного воздуха при условии постоянства поверхности установленного теплообменника

На рисунке G_2 расход теплоносителя в отопительном контуре, необходимый для поддержания требуемой тепловой нагрузки здания при текущих условиях, а G'_2 – расход теплоносителя в контуре отопления, определенный для расчетных условий.

Однако, поскольку при установке теплообменника G_2 лишь незначительно уменьшается по сравнению с элеваторной схемой, то расход воды в циркуляционном контуре не может быть значительно увеличен исходя из условия ограничения максимальной скорости воды в трубах внутренних сетей. Так как отношение максимальной скорости движения воды в трубе к оптимальной около 3, то этим значением ограничивается и увеличение расхода G_2 . Как показывает расчет, при температурах наружного воздуха порядка -5°C и выше, расход воды в циркуляционном контуре будет более чем в 3 раза превышать соответствующий расчетным условиям. Поэтому данный вариант в чистом виде также неприемлем.

Добиться необходимого теплоснабжения, не увеличивая расхода циркуляционной воды, можно путем установки терморегуляторов на каждом отопительном приборе. При этом температура в обратном трубопроводе отопительной системы будет возрастать, а температурный напор в теплообменнике снижаться.

3. Установкой теплообменника с регулируемой площадью поверхности теплообмена. Подобных теплообменников, которые можно было бы использовать в системе отопления, не существует. В качестве варианта, можно установить нескольких теплообменных аппаратов, с возможностью отключения некоторых из них. Однако это предполагает ступенчатое изменение мощности теплообменника.

Очевидно, что для осуществления регулирования нагрузки системы отопления, необходимо использовать 2-й и 3-й способы совместно. То есть, установить несколько теплообменников, с суммарной площадью теплообменной поверхности, равной расчетной, и возможностью отключения некоторых из них из циркуляционного контура. При этом, изменяя расход воды в циркуляционном контуре, осуществлять плавное регулирование теплоснабжения здания. Возможна также схема с несколькими теплообменниками и установкой терморегуляторов на каждом отопительном приборе, и она наиболее предпочтительна, поскольку позволяет осуществлять местное регулирование теплоснабжения каждого отдельного помещения здания.

Исходя из выше сказанного, можно также сделать вывод о том, что реконструкция теплового пункта с заменой элеваторного узла теплообменником с циркуляционным насосом, позволит добиться удовлетворительного теплоснабжения здания при температурах наружного воздуха выше расчетной, даже при несоблюдении котельной температурного графика. Это возможно за счет наличия запаса тепловой мощности теплообменника.

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ С ЦЕЛЮ ЗАМЕЩЕНИЯ ПРИРОДНОГО ГАЗА

Михеев А.В., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Развитие современных промышленных предприятий сопровождается постоянно возрастающим потреблением топливно-энергетических ресурсов, вследствие чего затраты на энергоресурсы в структуре себестоимости выпускаемой продукции составляют более 20%.

Общемировая тенденция к увеличению цен на углеводородные топлива подталкивает потребителей искать альтернативные более дешевые энергоносители. Зависимость от импортного природного газа требует детального пересмотра политики использования собственных энергоресурсов, в первую очередь угля.

Одним из путей поддержания конкурентоспособности ряда производств является газификация твердых топлив. Многие технологические процессы требуют большого количества тепловой энергии, которую можно легко получить путем сжигания синтез - газа, полученного методом подземной газификации угля. Кроме того, генераторный газ может быть использован в газопоршневых электроагрегатах, что является актуальным для автономного энергообеспечения отдаленных производственных и гражданских объектов. Основной вопрос о нерентабельности шахт Донбасса также может быть решен за счёт использования метода подземной газификации.

Технология подземной газификации угля (ПГУ) – нетрадиционный способ разработки угольных месторождений, открывающий новые возможности в отработке угольных пластов со сложными горно-геологическими условиями залегания, совмещающий добычу, обогащение и переработку угля.

Сущность технологии подземной газификации угля заключается в бурении с поверхности земли скважин до угольного пласта, со сбойкой (соединением) их в пласте одним из известных способов, в последующем розжиге угольного пласта и обеспечении условий для превращения угля непосредственно в недрах в горючий газ и в выдаче произведенного газа по скважинам на земную поверхность.

На поверхности газ очищается и служит топливом для газотурбинных электрогенерирующих установок либо используется как-то иначе. Таким образом, все технологические операции по газификации угольного пласта осуществляются с земной поверхности, без применения подземного труда работников, а разработка угольного пласта происходит экологически приемлемым способом. Особенности технологии позволяют использовать даже те месторождения, разработка которых традиционными способами неэффективна.

В процессе газификации угля выделяют две стадии. Первая - стадия термического разложения, при которой из угля выделяются влага и летучие паро-

газовые вещества, и остается коксовый остаток, горючую часть которого составляет углерод. Вторая - стадия газификации, при которой, во-первых, углерод коксового остатка с помощью свободного или связанного кислорода превращается в горючие газы, и, во-вторых, эти газы взаимодействуют с кислородом и водяным паром. Именно стадия газообразования является главной, определяющей состав газа подземной газификации.

Принципиальная схема ПГУ представлена на рисунке 1.

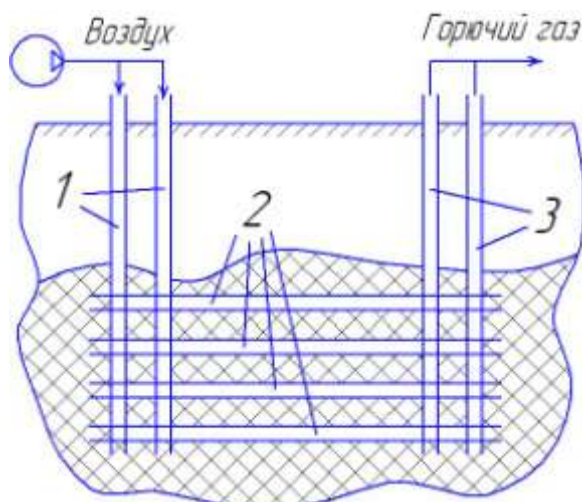


Рисунок 1 – Принципиальная схема подземной газификации угля
1 – буровые скважины; 2 – реакционные каналы; 3 – газоходы

Многообразие разрабатываемых и действующих процессов позволяет использовать твёрдые топлива месторождений, обладающих различными физическими и химическими свойствами. А также позволяют получить различный состав образованного конечного продукта : генераторный газ с теплотой сгорания 3800-4600 кДж/нм³; синтез-газ для химической технологии (10900-12600 кДж/нм³); восстановительный газ для металлургических и машиностроительных производств (12600-16800 кДж/нм³); городской газ для нужд отопления (16800- 21000 кДж/нм³); синтетический природный газ (богатый газ) для транспортировки на дальние расстояния (25000-38000 кДж/нм³).

Экологические преимущества подземной газификации углей перед традиционными способами разработки угольных месторождений заключаются, с одной стороны, в экологической чистоте газов подземной газификации как топлива, а с другой - метод ПГУ позволяет не нарушать поверхностный растительный слой, и после окончания газификации угольного пласта наземный участок может быть без какой-либо рекультивации передан для сельскохозяйственных нужд.

На стадии добычи исключается выброс в атмосферу угольной пыли (от 0,3 до 15 кг/т.у.т.) и уменьшается сброс взвешенных веществ в сточные воды (с 0,452 до 0,044 кг/т.у.т.). На стадии сжигания исключается выброс золы, сернистого ангидрида и уменьшается в 1,5-2 раза выход окислов азота (с 2-5 до 1-1,5 кг/т.у.т.).

АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ПРОЦЕССА ГОРЕНИЯ ТОПЛИВНЫХ ЭМУЛЬСИЙ

Бутенко Д.Р., Гридин С.В.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

В настоящее время актуальны задачи экологической безопасности при работе высокотемпературных энергетических топливных установок. Для решения этих задач интерес представляют используемые в качестве топлива специально приготовленные водомазутные эмульсии (ВМЭ). Одним из наиболее эффективных способов получения такой мелкодисперсной водомазутной эмульсии является технология гидротермического эмульгирования.

При сжигании более дешевых по сравнению с традиционными видами топлива ВМЭ получают существенный экономический эффект, а также повышение КПД сжигающих устройств на 3-5% и снижение эмиссии загрязняющих веществ (СО, сажи, окислов азота, бензапирена и других канцерогенных полициклических ароматических углеводородов) в атмосферу. Кроме того, использование гомогенизированной водомазутной смеси позволяет сэкономить мазут и уменьшить вредные выбросы NO_x и CO_x в атмосферу [1].

Механизм этого эффекта объясняется следующим образом. Мазут, поступающий в горелку, распыляется форсункой. Дисперсность (размер капель) мазута составляет порядка 0,1-1 мм. Если в такой капле топлива находятся включения более мелких капель воды (с дисперсностью около 1 мкм), то при нагревании происходит вскипание таких капелек с образованием водяного пара. Водяной пар разрывает каплю мазута, увеличивая дисперсность подаваемого в горелку топлива. В результате увеличивается поверхность контакта топлива с воздухом, улучшается качество топливо-воздушной смеси.

В высокотемпературной зоне топочной камеры капля эмульсии взрывается и происходит вторичное диспергирование топлива. В результате таких микровзрывов в топке котла возникают очаги турбулентных пульсаций и растет общее число капель топлива, благодаря чему факел увеличивается в объеме и более равномерно заполняет топочную камеру. Последнее приводит к выравниванию температурного поля топки с уменьшением локальных максимальных температур и увеличением средней температуры в топке; повышению светимости факела благодаря увеличению поверхности излучения; существенному снижению недожога топлива, а также позволяет снизить количество вдуваемого воздуха и уменьшить связанные с ним теплотери. Одновременно в факеле происходят каталитические реакции, ведущие к уменьшению вредных газовых выбросов.

Находящаяся в составе ВМЭ водная фаза может быть частично диссоциирована в ходе окисления топлива в предпламенных процессах. Затем, по мере повышения температуры в фазе активного сгорания, реакция диссоциации воды ускоряется. Образующийся при диссоциации избыток атомов водорода быстро

приводит к увеличению количества продуктов сгорания. Молекулы воды ускоряют ход реакций в окислительных процессах и из-за возникновения полярного эффекта, существенно улучшающего ориентацию частиц активных радикалов топлива.

В процессе приготовления ВМЭ образование водяной фазы при ее перегреве может протекать по двум различным схемам: гомогенной и гетерогенной. На рисунке изображены крупнодисперсная капля эмульсии и капля полидисперсной эмульсии.

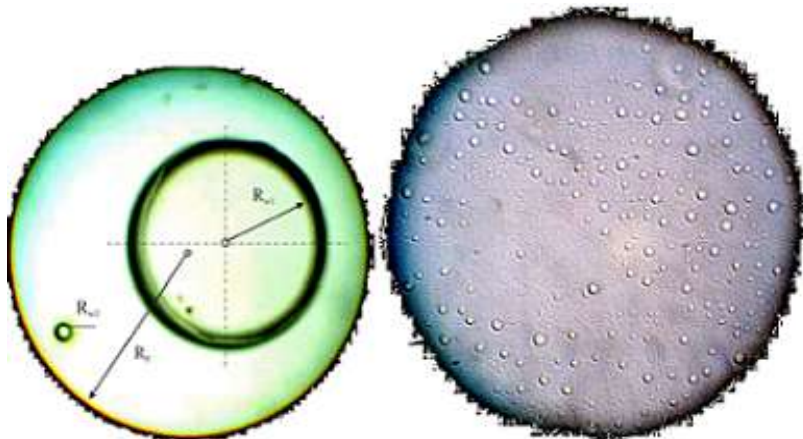


Рисунок 1 – Крупнодисперсная и полидисперсная эмульсии

Гомогенная схема образования конкурентной фазы применима для чистых жидкостей, потому что предполагает нарушение сплошности из-за обеспечения условий, при которых две соседние молекулы могут оказаться на расстоянии примерно в два и более раза превышающем их диаметры.

Гетерогенная схема предусматривает наличие в ВМЭ ядер конкурентной фазы в виде микрополостей, заполненных парами воды и газами, преимущественно воздухом. Взрыву таких капель предшествует процесс образования ядра конкурентной фазы при температурах, близких к максимально возможным перегревам воды.

При использовании ВМЭ в камерах сгорания котлов, работающих на тяжёлых сортах топлива, ввиду присутствия в факеле относительно крупных капель желательно иметь дисперсность, обеспечивающую для заданной обводненности мазута минимальное количество включений воды.

Полученные данные позволяют сделать вывод, что наличие капель водотопливной эмульсии сопровождается при их нагревании в камерах сгорания явлением микровзрыва, параметры которого определяются объёмным содержанием воды в топливе и дисперсностью эмульсии. Возможны качественно разные процессы фазовых трансформаций воды, каждый из которых сопровождается отличными друг от друга схемами дробления исходных капель топлива.

Литература

1. Гридин, С.В. Оценка эколого-экономического эффекта от использования в качестве топлива водо-мазутной эмульсии, приготовленной из мазутосодержащих отходов / С.В. Гридин, А.Л. Хохлова // Промышленная теплотехника - 2010. №3 - С. 59 - 63.

ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ЖИЛОГО ЗДАНИЯ

Приходько А.С., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

г. Донецк, ДНР

Актуальная в наше время проблема энергосбережения – это не самоцель, а средство для максимального снижения энергетических и материальных затрат на строительство и эксплуатацию зданий. При этом, чтобы выявить возможные направления энергосбережения и оценки потенциала энергосбережения, нужно составить структуру теплового баланса здания и пути изменения энергетических затрат по составляющим баланса.

На сегодня даже для наиболее типовых жилых зданий нет полностью однозначных и непротиворечивых данных по распределению тепловой и электрической нагрузок. Для примера в таблице ниже приведены осредненные значения составляющих теплового баланса, рассчитанные для четырехсекционного 9-этажного жилого дома 1976г. застройки за отопительный сезон 2017/18 г.г. в г.Донецке.

Таблица - Тепловой баланс жилого здания.

Источник	Составляющие баланса	Трансмиссионные теплопотери				Ин-фильтрация	Всего на отопление и вентиляцию	Горячее водоснабжение (ГВС)
		стены	чердак, пол	окна	Всего			
СНиП П-3-79	Доля в общих энергозатратах, %	8–20	6–8	12–14	26–42	30–48	70–78	22–30
СНиП 23-01-99		16,3	5,9	10,4	32,6	41,4	74	26
СНиП 31-01-2001		14-16	7 – 10	16	37-42	28,3	67,8	32,2
Пересчет		13	6,9	12,5	32,4	39,6	72	28

Видно, что данные расчетов в первых двух строчках практически совпадают: доли составляющих баланса близки, и даже с некоторым превышением по инфильтрации, нет резкого преобладания трансмиссионных теплопотерь, и весьма значительны энергозатраты на ГВС. Поэтому энергосбережение должно предусматривать систему мероприятий по снижению расхода энергии на каждом направлении в комплексе.

В третьей строке затраты на ГВС ненамного больше, чем в первых двух. Сомнения вызывает более низкая доля инфильтрационных тепловых потерь: объект построен до 1995 г., т.е. до повышения требований к теплозащите, результаты должны быть сопоставимыми. Поэтому даже если измерения прово-

дить корректно, ориентироваться на результаты расчетов по третьей методике как на основу для дальнейшего анализа нужно осторожно, поскольку это может привести к преувеличению роли трансмиссионных теплопотерь в энергетическом балансе и к рекомендациям по необходимости утепления несветопрозрачных ограждений.

Для уточнения расчета был проведен пересчет данных с условий, имевших место при измерениях расхода вентиляционного воздуха (средняя наружная температура $t_n = -12^\circ\text{C}$, внутренняя $t_v = +22^\circ\text{C}$) на средние параметры отопительного периода в г. Донецке.

Вначале было построено поле корреляции между суммарным теплопотреблением здания на отопление и вентиляцию $Q_{зд}$ и разностью $t_v - t_n$, проведен его регрессионный анализ и вычислен средний уровень $Q_{зд.ср} = 164,549$ кВт (рисунок 1). Экспериментальные точки достаточно хорошо укладываются на аппроксимирующую прямую. Затем был пересчитан расход воздуха и вычислен средний уровень теплозатрат на инфильтрацию $Q_{и.ср} = 65,109$ кВт. Нагрузка на ГВС определялась по числу жителей с учетом нормы заселенности $18 \text{ м}^2/\text{чел}$.

Расчитанные энергобаланс и доли его отдельных составляющих укладываются в интервалы первых двух строк таблицы, поэтому можно сделать вывод о достаточной достоверности предлагаемой методики расчета.

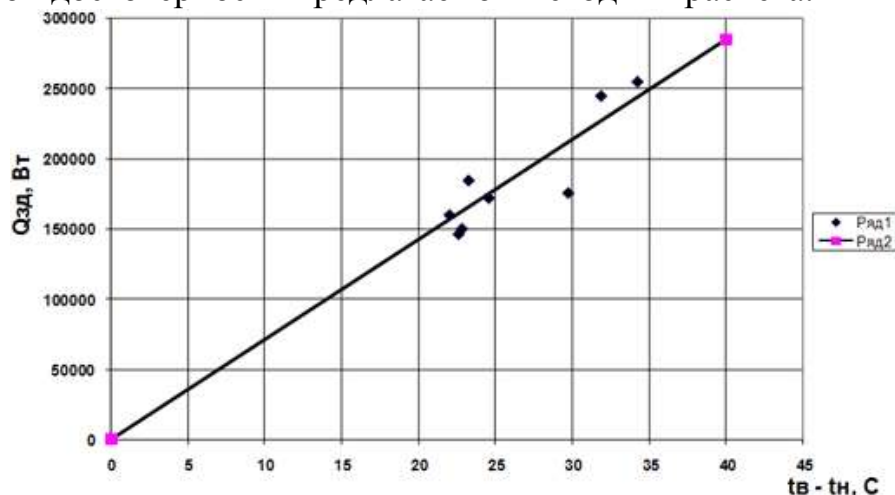


Рисунок 1 - Зависимость теплопотребления здания $Q_{зд}$ от разности внутренней и наружной температуры ($t_v - t_n$).

Этот подход позволяет учитывать все основные виды энергозатрат и их снижение за счет применения практически любых известных энергосберегающих мероприятий.

Таким образом, структура теплового баланса здания во многом определяет возможности энергосбережения по разным направлениям и оптимальное сочетание энергосберегающих мероприятий, что позволяет принимать экономически обоснованные инженерные решения по снижению энергопотребления и добиваться максимального энергосбережения при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛОТЫ ВЛАЖНЫХ ДЫМОВЫХ ГАЗОВ

Клейн С.А., Попов А.Л., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Надежность работы теплообменных аппаратов является основой для экономичной работы всего котла в целом, поэтому вопросам расчета, проектирования и эксплуатации теплообменных аппаратов, а также перспективным разработкам по их совершенствованию необходимо уделять большое внимание. Совершенствование работы теплообменного оборудования должно позволить либо снизить расход топлива (теплоты) на действующих установках в условиях эксплуатации.

Одним из актуальных вопросов в энергетике является разработка оптимальных режимов работы конвективных поверхностей нагрева котельных агрегатов тепловых электростанций. Так, тепловая мощность котлов типа ТП-100, входящими в состав энергоблоков 200 МВт, составляет порядка 600 МВт, что требует пристального внимания к эффективности потребления топлива. Одним из показателей, отражающим эффективность является температура отходящих дымовых газов [1]. Однако чрезмерное понижение температуры (ниже «точки росы») вызывает множество эксплуатационных проблем, связанных с появлением конденсата.

Для определения возможных фактических параметров температурно-влажностного режима движения дымовых газов по газовому тракту требуется проведение дополнительных изысканий. Для этого предлагается использование экспериментальных установок для моделирования процессов теплообмена при снижении температуры дымовых газов для различных режимов нагрузки энергоблоков. Принципиальная схема изображена на рисунке 1.

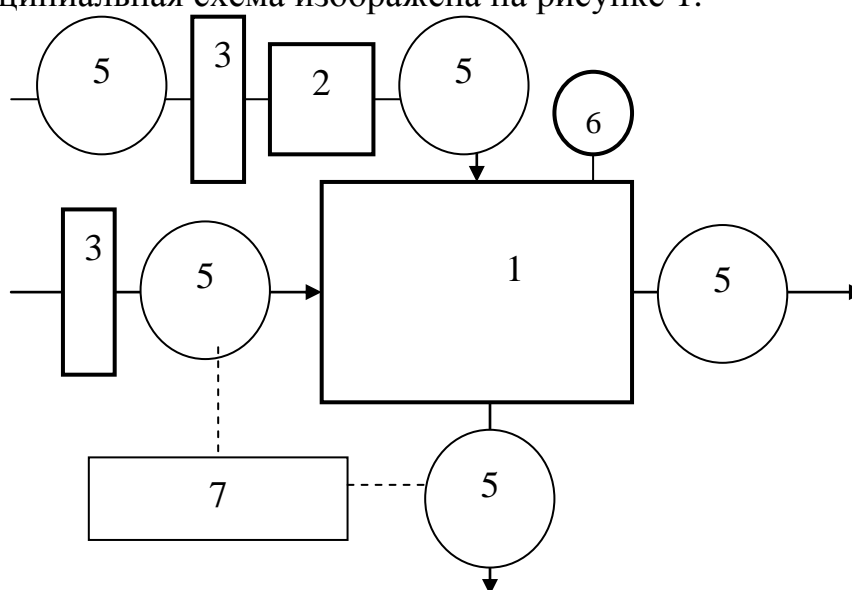


Рисунок 1 - Принципиальная схема лабораторной установки

Основными элементами установки являются: 1 - теплообменник; 2 – источник тепла; 3,4 - ротаметр; 5 - термопары; 6 - мановакууметр; 7 – регистратор данных с термопар.

Установка состоит из пластинчатого теплообменника (1), нагревателя (2) мощностью 1,25 кВт закрепленного на стенде, регулятора напряжения, мановакууметра (8). Нагретый теплоноситель по трубкам (диаметром 25 мм) поступает в теплообменник (50x50 см), где охлаждается в межпластинном пространстве. В работе предполагается использовать 2 типа теплообменников: горизонтальный и вертикальный. В межпластинном пространстве нагреваемый теплоноситель, расход которого устанавливается с помощью ротаметра (4). Измерение температуры материальных потоков осуществляется термопарами типа хромель-алюмель (5), подключенными к цифровому индикатору testo 176 (7).

Для моделирования расходов топлива контролируются параметры работы нагревателя, что позволяет получить стабильные и повторяемые режимы для исследований. Тепло, воспринятое нагреваемой средой, определяется исходя из температур и массового расхода нагреваемого агента. Контроль потерь в окружающую среду ведётся на основании температур на поверхности установки и температуры окружающей среды.

Имея экспериментальный стенд, адаптированный под конкретные фактические параметры работы конкретного энергоблока, появляется возможность проведения моделирования нестандартных режимов, по результатам которых можно прогнозировать будущие направления модернизации оборудования и поиска «узких мест» в работе энергоблока. Такие работы невозможны на реальном объекте, так как это несёт потенциальную опасность для работы основного оборудования.

Разработка скорректированных режимов работы энергетического режима позволит повысить энергоэффективность работы котельных агрегатов и положительно скажется на потреблении топлива.

Литература:

1. *Клейн, С. А.* Использование пластинчатых теплообменников для дополнительной утилизации тепла домовых газов энергетических котлов / С. А. Клейн, Е. П. Олефиренко, А. Л. Попов // *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 - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2018. - С. 387-389.

2. *Захаров, А. А.* Повышение КПД котельного агрегата ТПП-312А посредством понижения температуры уходящих газов / А. А. Захаров, Д. Л. Безбородов // *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 - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2018. - С. 375-377.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОХЛАЖДЕНИЯ ВОЗДУХА В ТЕПЛООБМЕННИКЕ В УСЛОВИЯХ ХОЛОДИЛЬНОГО ЦИКЛА ПРИ ПОЛУЧЕНИИ АРГОНА ДЛЯ МЕТАЛЛУРГИИ

Мельниченко М.В., Тупилко И.В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Процесс охлаждения в теплообменнике свежей порции воздуха предварительно охлаждённым воздухом важный этап холодильного цикла, направленного на разделение воздуха на кислород, азот и аргон. При этом аргон получают попутно с первыми двумя газами [1].

Рассмотрим принципиальную схему охлаждения свежей порции воздуха в теплообменнике трубчатого типа.

Пусть свежий воздух, имеющий температуру атмосферы, поступает во внутреннюю область теплообменника, а предварительно охлаждённый воздух – во внешнюю область (рис 1). При этом внутренняя и внешняя области разделены твёрдой стенкой, имеющей цилиндрическую форму.

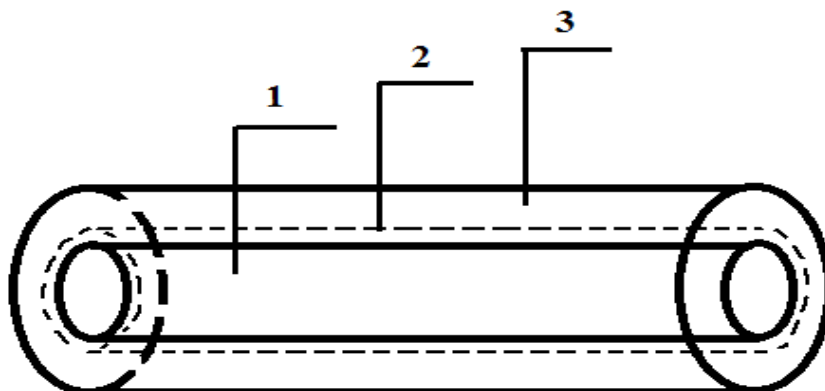


Рисунок 1 - Принципиальная схема охлаждения воздуха в теплообменнике
1 – свежая порция воздуха; 2 - твердая стенка;
3 – предварительно охлажденный воздух

Введем следующие обозначения:

$t_1 = f(\tau)$ - убывающая во времени температура свежей порции воздуха, °С;

$t_2 = const$ – постоянная во времени температура предварительно охлажденного воздуха, °С;

Тепловой поток (поток холода) от внутренней поверхности стенки трубы, разделяющий теплый и холодный воздух идёт на охлаждение свежей порции воздуха, что выражается уравнением теплового потока:

$$\frac{D}{d\tau} \iiint_{(V)} \rho_1 c_1 t_1 dv_1 = \iint q_n^{(1)} ds_1 \quad (1)$$

Здесь:

$\frac{D}{d\tau}$ - Полная производная по времени;

(\iiint, \iint) – интегралы по объёму и поверхности области занимаемой свежей порцией воздуха;

$\rho_1 c_1$ – плотность и удельная теплоемкость этого воздуха;

$q_n^{(1)}$ – удельный тепловой поток, идущий на его охлаждение, отнесённый к единице площади поверхности S_1 ;

v_1 – объём, занимаемый этим воздухом в пределах цилиндра радиуса R_1 длиной L .

При этом:

$$S_1 = 2\pi R_1 \cdot L; v_1 = \pi R_1^2 \cdot L; \quad (2)$$

Используя известную теорему о свойстве интегралов, можно записать:

$$v_1 \cdot \rho_{cp}^{(1)} \cdot c_{cp}^{(1)} \frac{Dt_1}{d\tau} = q_{ncp}^{(1)} \cdot S_1, \quad (3)$$

где

$$\frac{Dt_1}{d\tau} = \frac{\partial t_1}{\partial \tau} + (U, grad t_1). \quad (4)$$

Пренебрегая градиентом t_1 вдоль оси цилиндра с учетом

$$\frac{\partial t_1}{\partial \tau} = \frac{dt_1}{d\tau},$$

имеем:

$$m_1 \cdot C_{cp}^{(1)} \cdot \frac{dt_1}{d\tau} = q_{ncp}^{(1)} \cdot S_1. \quad (5)$$

Это можно записать так:

$$\frac{dt_1}{d\tau} = \frac{q_{ncp}^{(1)} \cdot S_1}{m_1 \cdot C_{cp}^{(1)}}, \quad (6)$$

где:

«ср» - означает осреднение по объёму v_1 ; m_1 - масса свежей порции воздуха;

U – скорость её перемещения вдоль оси.

В рассматриваемом приближении полный тепловой поток $Q_0 < 0$ на внутренней и внешней стороне стенки радиуса R_1 одинаков и равен тепловым потокам, отведенным путем конвекции по закону Ньютона – Рихмана :

$$\alpha_1 \cdot 2\pi R_1 \cdot L (t_{ТВ}^{(1)} - t_1) = Q_0 \quad (7)$$

$$\alpha_2 \cdot 2\pi R_2 \cdot L (t_2 - t_{\text{ТВ}}^{(2)}) = Q_0 \quad (8)$$

$$\frac{\lambda_{\text{ТВ}}}{\delta} \cdot \pi(R_1 + R_2) \cdot L \cdot (t_{\text{ТВ}}^{(2)} - t_{\text{ТВ}}^{(1)}) = Q_0 \quad (9)$$

Запишем эти соотношения в виде:

$$t_{\text{ТВ}}^{(1)} - t_1 = \frac{Q_0}{\alpha_1 \cdot 2\pi R_1 \cdot L};$$

$$t_2 - t_{\text{ТВ}}^{(2)} = \frac{Q_0}{\alpha_2 \cdot 2\pi R_2 \cdot L};$$

$$t_{\text{ТВ}}^{(2)} - t_{\text{ТВ}}^{(1)} = \frac{Q_0}{\frac{\lambda_{\text{ТВ}}}{\delta} \pi(R_1 + R_2) \cdot L}.$$

Суммируя эти равенства, получим:

$$(t_2 - t_1) = +Q_0 \left\{ \frac{1}{\alpha_1 \cdot 2\pi R_1 \cdot L} + \frac{\delta}{\lambda_{\text{ТВ}} \cdot \pi(R_1 + R_2) \cdot L} + \frac{1}{\alpha_2 \cdot 2\pi R_2} \right\} \quad (10)$$

Обозначив выражение в фигурных скобках через B_0 , с учетом того, что $Q_0 = q_{n_{\text{ср}}}^{(1)} \cdot S_1$, будем иметь:

$$\frac{dt_1}{d\tau} = \frac{[t_2 - t_1(\tau)]}{B_0 \cdot m_1 \cdot C_{\text{ср}}^{(1)}} \quad (11)$$

Полученное обыкновенное дифференциальное уравнение определяет скорость охлаждения свежей порции воздуха.

Поскольку $t_2 = \text{const}$, то $dt_1 = -d(t_2 - t_1)$, поэтому уравнение (11) примет вид:

$$\frac{d(t_2 - t_1)}{t_2 - t_1} = -\frac{d\tau}{B_0 \cdot m_1 \cdot C_{\text{ср}}^{(1)}}.$$

Интегрируя это уравнение, имеем:

$$\int_{t_1(0)}^{t_1(\tau)} \frac{d(t_2 - t_1)}{t_2 - t_1} = -\int_0^\tau \frac{d\tau}{B_0 \cdot m_1 \cdot C_{\text{ср}}^{(1)}}.$$

Таким образом:

$$\ln \left[\frac{t_2 - t_1(\tau)}{t_2 - t_1(0)} \right] = -\int_0^\tau \frac{d\tau}{B_0 \cdot m_1 \cdot C_{\text{ср}}^{(1)}}.$$

Вводя безразмерный перепад температур:

$$\theta(\tau) = \frac{t_2 - t_1(\tau)}{t_2 - t_1(0)} = \frac{t_1(\tau) - t_2}{t_1(0) - t_2}, \quad (12)$$

будем иметь: $\theta(\tau) = e^{-\int_0^\tau \frac{dt}{B_0 \cdot m_1 \cdot C_{\text{ср}}^{(1)}}}$,

Масса воздуха m_1 в цилиндре радиусом R_1 длиной L равна:

$m_1 = \rho_{ср}^{(1)} \cdot \pi R_1^2 \cdot L$, поэтому окончательно приходим к выражению:

$$\theta(\tau) = e^{-\frac{1}{\pi R_1^2 \cdot L} \cdot \int_0^\tau \frac{d\tau}{B_0 \cdot \rho_{ср}^{(1)} \cdot C_{ср}^{(1)}}}, \quad (13)$$

где

$$B_0 = \frac{1}{2\pi R_1 \cdot L \cdot \alpha_1} + \frac{\delta}{\pi(R_1 + R_2) \cdot L \cdot \lambda_{ТВ}} + \frac{1}{2\pi R_2 \cdot L \cdot \alpha_2} =$$

$$= \frac{1}{2\pi R_1 \cdot L} \cdot \left\{ \frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta}{\lambda_{ТВ} \left(1 + \frac{\delta}{2R_1}\right)} + \frac{1}{\alpha_2 \left(1 + \frac{\delta}{R_1}\right)} \right\}.$$

В реальных условиях: $R_1 \gg \delta$, поэтому:

$$B_0 = \frac{1}{2\pi R_1 \cdot L} \cdot \left\{ \frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta}{\lambda_{ТВ}} + \frac{1}{\alpha_2} \right\} = \frac{R_0^*}{2\pi R_1 \cdot L}, \quad (14)$$

где R_0^* - термическое сопротивление системы:

$$R_0^* = \frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta}{\lambda_{ТВ}} + \frac{1}{\alpha_2}.$$

Выражение (13) окончательно принимает вид:

$$\theta(\tau) = e^{-\left(\frac{2}{R_1}\right) \cdot \int_0^\tau \frac{d\tau}{\rho_{ср}^{(1)} \cdot C_{ср}^{(1)} \cdot R_0^*}} \quad (15)$$

При этом:

$$t_1(\tau) = t_2 + \theta \cdot \{t_1(0) - t_2\}. \quad (16)$$

На основе формул (15) и (16) разработана компьютерная вычислительная программа. Обработки табличных данных по методу наименьших квадратов, в это программу закладывались следующие температурные зависимости теплофизических характеристик воздуха в диапазоне температур $[-170, +30]^\circ\text{C}$:

$$\rho = 1.26 - 0.00269 \cdot T + 5.52 \cdot 10^{-5} \cdot T^2;$$

$$C_p = 1004,7 + 0,016 \cdot T + 0,0007 \cdot T^2;$$

$$\lambda = 10^{-2} \cdot (2,41 + 0,00786 \cdot T - 3,97 \cdot 10^{-6} \cdot T^2);$$

$$\nu = 10^{-6} \cdot (13,05 + 0,087 \cdot T + 0,00013 \cdot T^2).$$

Эти зависимости будут использованы для разработки режима интенсификации теплообмена в рассматриваемой системе.

Литература:

1. Глизманенко, Д.Л. Аргон и его получение / Д.Л. Глизманенко. – М. – 1981. – 344с.
2. Бродянский, В.И. Производство аргона. / В.И. Бродянский, А.В. Мерзоян. – М. – 1986. – 257с.

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ МОЩНОСТИ ЭНЕРГООБЛОКОВ 200 МВт

Трубицин Д.А., Сафонова Е.К., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Во время нестабильной экономической ситуации в регионе значительно повышаются экономические риски. Это создаёт огромные проблемы в энергетической отрасли в связи с высокой стоимостью капиталовложений в строительство тепловых электрических станций. В связи с этим возникает вопрос использования существующих мощностей для энергоснабжения региона. В связи со значительным износом основного оборудования электростанций (дата строительства 1950-1970 гг.) возникает проблема постепенного выхода из строя энергоблоков, что приводит к необходимости перераспределения нагрузок между оставшимися блоками. Одним из временных решений может быть программа по разработке мероприятий по повышению единичной мощности имеющихся энергоблоков.

Для определения возможности работы оборудования на нагрузках, превышающих номинальные, требуется проведение предварительного моделирования таких режимов с выработкой рекомендаций по работе. Кроме этого требуется рассмотреть возможности работы других вспомогательных систем: топливоприготовление, водоподготовка, питательный насос и др. [1, 2].

Были проведены работы по анализу фактических режимов работы энергоблока 200 МВт с котельным агрегатом ТП-100. Зависимость тепловой нагрузки и КПД энергоблока от нагрузки энергоблока приведена на рисунке 1.

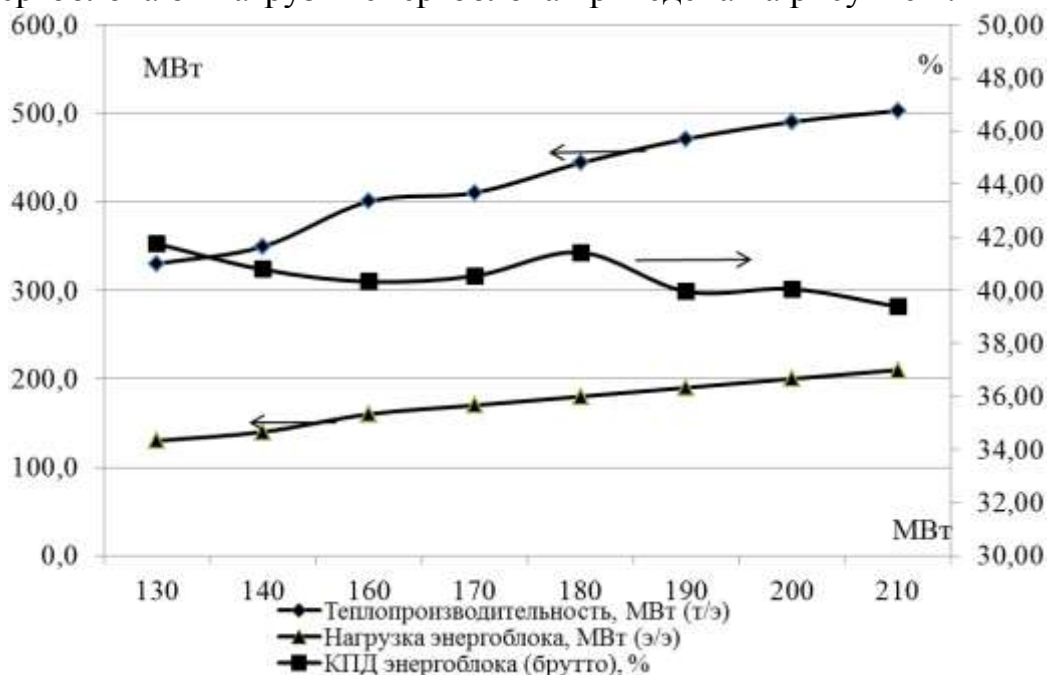


Рисунок 1 - Зависимость тепловой нагрузки и КПД энергоблока от нагрузки энергоблока

Данные по изменениям температур за трубчатым воздухоподогревателем (ТВП), водяным экономайзером (ВЭ), регенеративным воздухоподогревателем (РВП) и на выходе из котельного агрегата (рисунок 2) показывают, что существует потенциальная возможность по повышению теплопроизводительности котельного агрегата минимум на 15%.

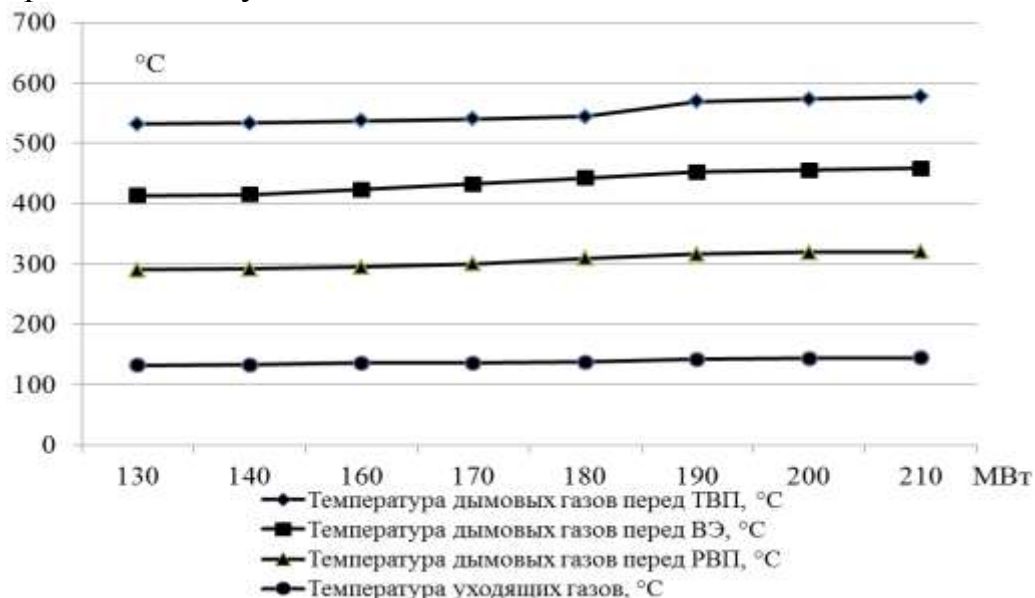


Рисунок 2 – Зависимость температур по длине конвективной части котла от нагрузки энергоблока

Сравнительный анализ графиков, представленных на рисунках 1 и 2, показывают, что при росте нагрузки от экономичного режима (180 МВт) до номинального (200-210 МВт) приводят к снижению общего коэффициента полезного действия с 42% до 39% (брутто). Это происходит за счет увеличения температур дымовых газов на всех участках от топки до дымососа. То есть для недопущения снижения КПД требуется разработка рекомендаций по установке дополнительных поверхностей нагрева, позволяющих использовать избытки тепла при работах на сверхноминальных режимах.

Литература:

1. Мерцевой, А. И. К вопросу рационального использования энергетических ресурсов при работе энергетических блоков 200 МВт / А. И. Мерцевой, А. В. Литвиненко, Д. Л. Безбородов // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція аспірантів і студентів, 17-19 квітня 2012 р. : збірка доповідей. Т. 2 - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.200–201.

2. Берющева, А. С. Совершенствование схемы подготовки топлива для котла ТП-100 / А. С. Берющева, Е. В. Ревко, Д. Л. Безбородов // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: всеукраинская научно-практическая конференция студентов : сборник докладов - Донецк : ДонНТУ, 2011. - С.147.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА ТОПОЧНОЙ КАМЕРЫ КОТЛА ТП-100

Трубицин Д.А., Попов А.Л., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Стабилизация температурного режима в топочной камере имеет большое значение для эффективного сжигания пылеугольного топлива в камерных топках. Выравнивание температурного поля позволяет решить ряд эксплуатационных проблем, связанных с температурными напряжениями при наличии переходных процессов, происходящих в топочном пространстве (пуск, останов, изменение мощности и т.д.). Также стабилизация температур позволит усреднить температуры по топочному пространству, что положительно скажется на снижении выбросов оксидов азота (NO_x) в окружающую среду.

Для оценки условий работы топочной камеры котельного агрегата (на примере котла ТП-100) проведено моделирование (ПО – Furnace) температурного режима путем зонального метода расчета [1, 2]. При расчете зон вся высота топки разбита на 9 участков. Предусмотрена двухъярусная установка горелок одинаковой тепловой мощности. Проведено два сравнительных расчета (рисунок 1) при одинаковых исходных данных по нагрузке энергоблока и топливу, изменено взаимное расположение горелочных устройств: для первого случая (а) – уровни 2 и 3, во втором (б) – 2 и 4.

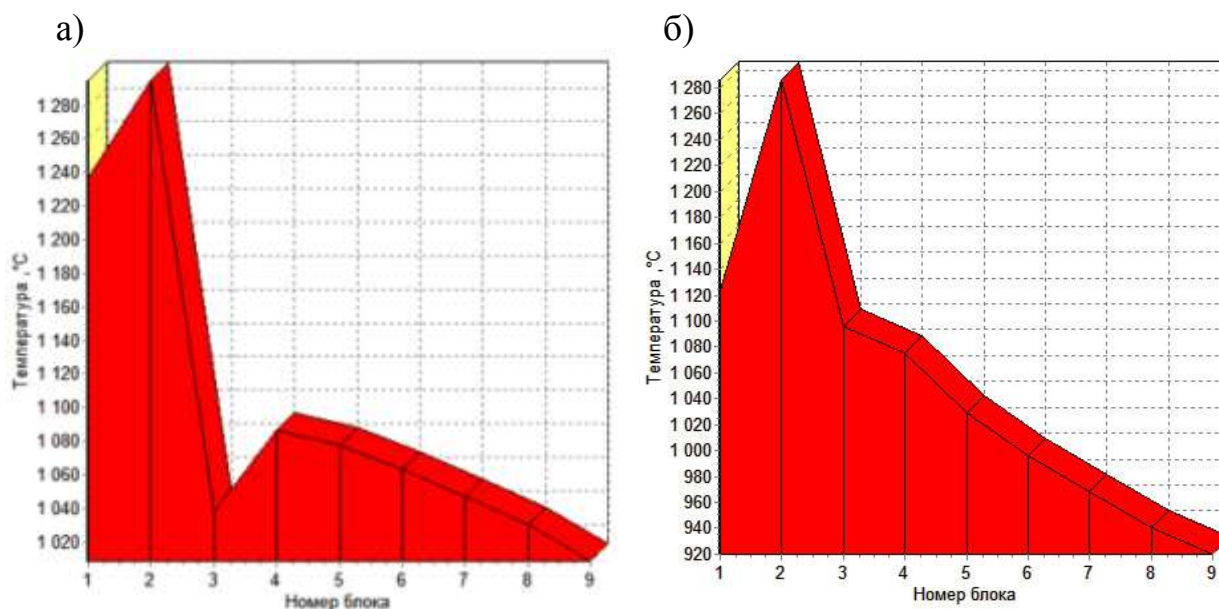


Рисунок 1 – Распределение температур при различных вариантах установки горелочных устройств

Сравнительный анализ двух графиков наглядно демонстрирует изменение температурного поля: во втором случае наблюдается более плавное изменение

температуры, значение которой также на выходе из топки снизится с 1010 до 920 °С. На рисунке 2 приведено «стабилизированное» температурное поле, отражающее распределение тепловых потоков по боковой поверхности.

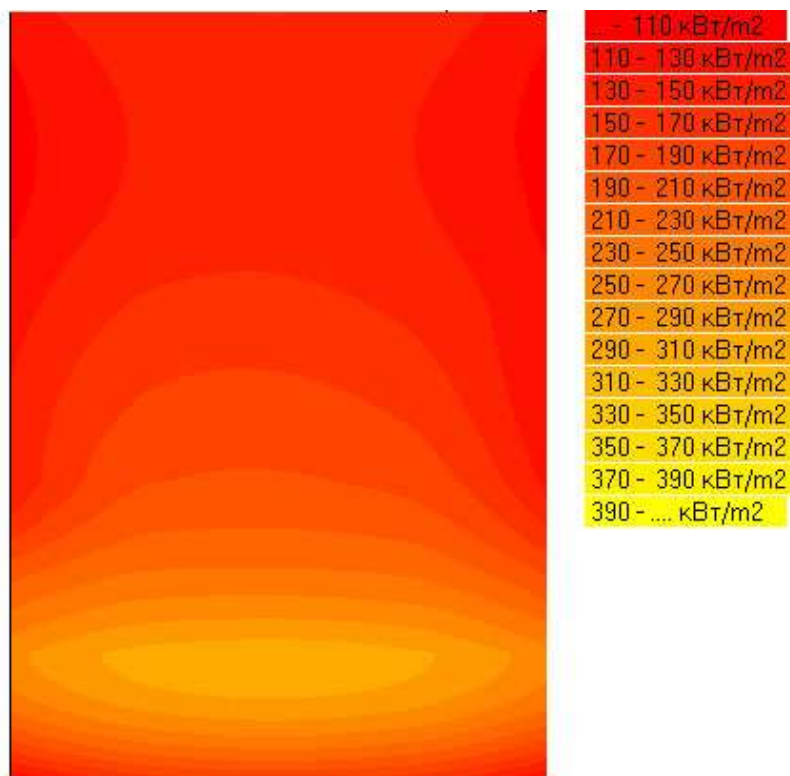


Рисунок 2 – Падающие тепловые потоки боковой поверхности топки

На основании представленных данных можно сделать вывод о возможности повышения равномерности распределения температур по топочным экранам за счет правильной организации подачи топлива.

Литература:

1. *Стольная, Ю. А.* Использование математического моделирования для оценки температурного режима помещения при его охлаждении / Ю. А. Стольная, М. Х. Абрамян, Д. Л. Безбородов // Донбас-2020: перспективи розвитку очима молодих вчених [Електронний ресурс] : матеріали VII науково-практичної конференції, м. Донецьк, 20-23 травня 2014 р. : у 7 т. Т. 1. : Секція 1. Науково технічний прогрес у вугільній галузі. Секція 3. Науково-виробничі проблеми енергетики та електромеханіки / Дон. обл. держ. адмін. та ін. ; редкол.: Т.О. Лук'яничук та ін. - Донецьк : ДВНЗ "ДонНТУ", 2014. - С. 111–114.

2. *Пожидаев, А. В.* Применение компьютерной модели распределения температурных полей при энергетических обследованиях / А. В. Пожидаев, С. М. Сафьянц, Д. Л. Безбородов // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція аспірантів і студентів, 17-19 квітня 2012 р. : збірка доповідей. Т. 1 / ДонНТУ та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.18–19.

ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЕЙ ДОНЕЦКОГО РЕГИОНА

Зубков М.В., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

г. Донецк, ДНР

На данном этапе своего развития наш регион претерпевает некоторые трудности в различных сферах деятельности, так, согласно научному докладу, подготовленному Государственным учреждением «Институт экономических исследований» были выявлены следующие экономические проблемы, влияющие на развитие промышленного комплекса:

- экономическая блокада территории;
- сложности с импортом сырья и комплектующих;
- ограничения на экспорт продукции;
- дефицит конкурентоспособного потенциала, обусловленный потерей высококвалифицированных кадров, технологий, идей и вывозом капитала;
- низкая конкурентоспособность продукции ДНР вследствие устаревших технологий и дорогого сырья, низких возможностей привлечения передовых технологий;
- недостаток оборотных средств у промышленных предприятий;
- разрушение промышленного потенциала;
- значительная изношенность (физическая и моральная) основных фондов промышленных предприятий;
- высокий уровень энергоемкости промышленного комплекса.

Перечисленные выше проблемы затрагивают и топливно-энергетический комплекс, наблюдается периодический прирост цен на топливо, а с учетом физического износа газоиспользующего оборудования наблюдается и повышение расхода газа. Газообразное топливо – предпочтительный энергоноситель, так как оно имеет достаточную энергоемкость, легко транспортируется, позволяет применять более эффективные устройства и является более экологически чистым видом топлива[1], но его использование значительным образом влияет на экономику страны. Донбасс не располагает в масштабных объемах собственными запасами газа, но имеет в наличии уголь. Таким образом, одним из вариантов решения данной проблемы для некоторых предприятий является замена экспортируемого газа на продукт переработки угля, который представляет собой генераторный газ, а сам процесс преобразования угля в газ носит название газификация.

В настоящее время значительное место в энергетическом комплексе занимают угольные котельные, которые не переводят на газообразное топливо в связи с отсутствием проложенных к ним газопроводов. Одним из путей повышения эффективности работы котельных выступает их реконструкция, представляющая собой замену угольных котлов электрическими или внедрение газогенераторов, с последующей выработкой электрической энергии в пределах котельного зала. Полученную электроэнергию можно направить на нужды ко-

тельной, на бойлеры, на снабжение ближайших домов, или применять в качестве дополнительного источника электричества с целью регулирования перепадов нагрузок на электросеть. Наиболее распространенной проблемой для таких территорий можно назвать перепад напряжения, что вызвано неравномерностью потребления, износом или повреждением линий электропередач и трансформаторов, а так же трудностями маневренности системы электроснабжения. Перечисленные выше проблемы приводят к перерасходу электрической энергии, а вследствие этого и завышенному расходу топлива.

Генераторный газ представляет собой продукт газификации и имеет в своем составе такие компоненты, как: водород, монооксид углерода, метан и др., а так же балластные: диоксид углерода, азот и т.д. Теплоты сгорания генераторных газов, полученных с использованием различных технологий, варьируются от 4 до 20 МДж/м³. Помимо того, что генераторный газ в некоторых случаях может выступать альтернативой углю, есть возможность его использования в технологиях химического синтеза для производства газовых бензинов, метанола и т.д. В нашем случае использование генераторного газа осуществляется совместно с газотурбинной установкой (далее ГТУ) на базе угольных котельных, так как они уже снабжены бункерами для хранения угля, и в какой-то мере имеют налаженную систему его поставки к зданию котельной.

В результате исследований процессов получения генераторного газа путем переработки углей Донецкого бассейна, согласно методике расчетов процессов газификации[1], был осуществлен расчет воздушной газификации.

Процентный рабочий состав исходных твердых топлив представлен в таблице 1.

Таблица 1. Процентный рабочий состав исходных твердых топлив

Тип угля	Процентный состав топлива на рабочую массу, %						
	W ^p	A ^p	S ^p	C ^p	H ^p	N ^p	O ^p
Газовый уголь	8	23	3,2	55,2	3,8	1	5,8
Антрацит	8,5	22,9	1,7	63,8	1,2	0,6	1,3

Общий объем газов, которые будут получены при переработке 1 кг топлива, определяется как сумма как сумма объемов продуктов зоны газификации и зоны выделения летучих:

Для газового угля:

$$V_{\Sigma} = V_{\text{газ}} + V_{\text{л}} = 2,235 + 0,362 = 2,597 \text{ м}^3/\text{кг};$$

Для антрацита:

$$V_{\Sigma} = V_{\text{газ}} + V_{\text{л}} = 3,209 + 0,187 = 3,396 \text{ м}^3/\text{кг};$$

В результате расчетов были получены значения процентной доли каждого из компонентов смеси для двух топлив, представленные в таблице 2.

Таблица 2. Процентные доли каждого из компонентов смеси

Тип угля	Процентные доли компонентов, %					
	CH ₄	CO ₂	H ₂ S	N ₂	H ₂ O	CO
Газовый уголь	8,15	1,56	0,09	56,5	3,82	29,88
Антрацит	1,96	0,27	0,04	61,83	3,1	32,8

В свою очередь, температуры генераторных газов составили: для газового угля – 1112,41 °С; для антрацита – 1273,84 °С. Низшая теплота сгорания генераторных газов равна: газового – $Q_n^p = 6,722 \text{ МДж/м}^3$; антрацита – $Q_n^p = 4,859 \text{ МДж/м}^3$. Таким образом тепловые эквиваленты генераторных газов:

Газовый уголь:

$$\mathcal{E} = Q_n^p / Q_{\text{усл.топ-ва}} = 6722 / 29300 = 0,23;$$

Антрацит:

$$\mathcal{E} = Q_n^p / Q_{\text{усл.топ-ва}} = 4859 / 29300 = 0,17.$$

Тепловой эквивалент природного газа:

$$\mathcal{E} = Q_n^p / Q_{\text{усл.топ-ва}} = 34600 / 29300 = 1,18.$$

Коэффициент замены, позволяющий определить количество генераторного газа, который может при сгорании выделить такое же количество теплоты как и 1 м³ природного газа:

$$K_{\text{зам (газового)}} = Q_n^p (\text{пг}) / Q_n^p (\text{ген}) = 34600 / 6722 = 5,14;$$

$$K_{\text{зам (антрацит)}} = Q_n^p (\text{пг}) / Q_n^p (\text{ген}) = 34600 / 4859 = 7,12.$$

Литература:

1. Бирюков, А.Б. Сжигание и термическая переработка органических топлив. Твердое топливо: учебное пособие / А.Б. Бирюков, И.П. Дробышевская, Ю.Е. Рубан. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2014. – 232с.

АНАЛИЗ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАБОТЕ ВОДОГРЕЙНОЙ КОТЕЛЬНОЙ ТЕПЛОВОЙ МОЩНОСТЬЮ 1,4 МВт

Леоненкова И.А., Колесниченко Н.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В связи со сложной ситуацией большинство населения г.Кировское выехало за пределы региона. Теплосеть физически и морально изношена. Для решения задачи по энергетической безопасности населения было проведено документальное обследование котельной, определено состояние основного оборудования и изучены вопросы загрязнения окружающей среды при работе котлов КСВа-1,25, установленных в котельной.

Анализ вредных выбросов в атмосферу проведен при изменении нагрузки котла от 0,45 до 1,12 МВт. Расчет выбросов проведен при нагрузке 0,45; 0,82 и 1,12 МВт, соответственно.

- Потери тепла с уходящими газами определялись по формулам:
- для газа

$$q_2 = (3,53\alpha_{yx} + 0,63) \times \left(t_{yx} - \frac{\alpha_{yx}}{\alpha_{yx} + 0,18} \times t_{x,b} \right) \times 0,01, \%$$

где α_{yx} - коэффициент избытка воздуха

t_{yx} - температура уходящих газов, °С

$t_{xв}$ - температура холодного воздуха, °С

- Потери тепла от наружного охлаждения:

$$q_5 = q_5^H \frac{Q_H}{Q_{\phi}}, \%$$

где q_5^H - потери тепла от наружного охлаждения при номинальной нагрузке (характеристика завода изготовителя), %

- Потери тепла от химического недожога при сжигании топлива:
для газа

$$q_3 := 3,35 \times CO \times (\alpha_{yx} - 0,1), \%$$

где α_{yx} - коэффициент избытка воздуха

CO- процентное содержание CO в уходящих газах

- Коэффициент полезного действия котла:

$$\eta_{br} = 100 - (q_2 + q_3 + q_5), \%$$

- Теплопроизводительность для водогрейного котла:

$$Q_f = Bt \times Q_n^p \times \eta_{br}, \text{ Гкал/час}$$

$$Q_f = G_h \times (t_2 - t_1), \text{ Гкал/час}$$

где Bt - фактический расход топлива, м³/ч

G_h - проток воды через котел, м³/ч

Q_n^p - низшая теплота сгорания топлива, ккал/м³

t_1 и t_2 - температура воды на выходе из котла и на входе в котел, °С

η - КПД ·0,01%

– Для проверки правильности составления обратного баланса, применяются формула прямого баланса для водогрейного котла:

$$\eta_{пр.б} = \frac{G_h \times (t_2 - t_1)}{Bt \times Q_n^p}, \%$$

где G_h - проток воды через котел, м³/ч

t_1 и t_2 - температура воды на выходе из котла и на входе в котел, °С

c – теплоемкость воды, принимаем 1 ккал/кг °С

Bt - расход топлива, м³/ч

Q_n^p - низшая теплота сгорания топлива, ккал/м³

– Удельных расход топлива на выработку 1 Гкал тепла:

$$b^1 = \frac{Bt \times k}{Q_f} \text{ кг у.т./Гкал}$$

где $k = \frac{Q_n^p}{7000}$

– Перевод процентного содержания вредных веществ в мг/м³

$$C^{NOx} = 20,5 \times V^{NOx} (\%) \times 1000, \text{ мг/м}^3$$

$$C^{CO} = 12,5 \times V^{CO} (\%) \times 1000, \text{ мг/м}^3$$

где 20,5 и 12,5 – коэффициенты, связанные с плотностью компонентов

– Концентрация вредных веществ, приведенная к нормальным условиям и $\alpha=1$:

$$C_{\alpha-1}^{CO} = 12499,2 \times V^{CO} (\%) \times h, \text{ мг/м}^3$$

$$C_{\alpha-1}^{NOx} = 2,764 \times C^{NOx} \times h \times \frac{273 + t_{mo}}{P_b}, \text{ мг/м}^3$$

где h - коэффициент разбавления сухих продуктов сгорания

P_b - барометрическое давление на момент замера, мм.рт.ст

t_{mo} - температура воздуха в районе проведения анализа, °С

– Максимальный секундный выброс вредных веществ:

$$M_{сек}^{CO,NOx} = \frac{C^{CO,NOx} \times Bt \times V_o \times \alpha_{yx}}{3600000}, \text{ г/сек}$$

где V_0 - теоретическое количество воздуха, необходимого для полного сгорания топлива:

$$V_0 = \frac{Q_n^p}{1000} \times 1,13 + 1$$

B_t - расход топлива, $m^3/ч$

$C^{CO,NOx}$ - массова концентрация вредного вещества, mg/m^3

– Удельный выброс вредных веществ при выработке 1 Гкал тепла:

$$B_q^{CO,NOx} = \frac{C^{CO,NOx} \times B_t \times V_0 \times \alpha_{yx}}{Q_f \times 1000}, \text{ г/Гкал}$$

где $C^{CO,NOx}$ - массова концентрация вредного вещества, mg/m^3

Q_f - теплопроизводительность котла, Гкал/ч

– Ожидаемый валовый выброс вредного вещества:

$$M_{jr}^{CO,NOx} = \frac{B_q^{CO,NOx}}{1000} \times Q_{kg}, \text{ кг/год}$$

где $B_q^{CO,NOx}$ - удельный выброс вредных веществ при выработке 1Гкал теплоэнергии,г/Гкал

Q_{kg} - годовая выработка теплоэнергии котлом, Гкал/год

$$Q_{kg} = Q_f \times T_{urgod}, \text{ час/год}$$

T_{urgod} - количество часов работы в год, час/год

Результаты расчета сведены в таблицу 1

При повышении нагрузки котла с ростом температуры уходящих газов КПД котла снижается. В таблице 2 представлена скорость изменения температуры уходящих газов при изменении нагрузки котла, а в таблице 3 скорость изменения потерь тепла с уходящими газами. Анализ таблиц показал, что максимальная скорость изменения параметров наблюдается при изменении нагрузки от 0,84 до 1,12 МВт. С точки зрения технологии предпочтительнее второй режим нагрузки соответствующей нагрузке 0,82МВт. Выбросы в атмосферу ниже предельно допустимых концентраций.

Таким образом, документальное обследование показало целесообразность эксплуатации данной котельной и ее экологическую безопасность.

Таблица 1 - Сводная ведомость работы водогрейного котла типа КСВа-1,25

№№ п/п	Наименование параметра, размерность	Режимы			
		ФОТО	1	2	3
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ					
1	Низшая теплота сгорания, ккал/ м ³	8132	8132	8132	8132
2	Расход газа фактический, м ³ /час	99,5	53,3	97,6	135,1
3	Анализ продуктов сгорания за котлом, CO ₂ , %	9.1	8.4	9,4	9.9
	O ₂ , %	4,8	6,0	4,3	3,4
	CO, ppm	30	32	28	25
	NOx, ppm	36	33	37	39
4	Температура продуктов сгорания за котлом, °С	195	147	194	234
6	Потери тепла с уходящими газами, %	9,07	7,20	8,90	10,46
	Потери тепла от химического недожога, %	0,0001	0,0001	0,0001	0,0001
	Потери тепла в окружающую среду, %	2,22	4,14	2,26	1,63
7	КПДбр. котла, %	88,70	88,65	88,83	87,89
8	Теплопроизводительность котла. Гкал/час	0.718	0.384	0.705	0,966
9	Уд. расход усл. топлива при производ. 1Гкал тепла, кг у.т/Гкал	161.1	161.1	160.8	162.5
РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА					
10	Концентрация вредных веществ фактическая, мг/м ³ NOx	74	68	76	80
	CO	37	40	35	31
11	То же, приведенная к нормальным условиям и а=1, мг/м ³ NOx	111	110	111	111
	CO	49	60	44	37
12	Массовый выброс вредных веществ в атмосферу, г/сек NOx	0.026	0,014	0,026	0,036
	CO	0,013	0,008	0,012	0,014
13	Удельный выброс вред, веществ при выrab. тепла, г/Гкал NOx	132	134	134	136
	CO	67	79	62	53

Таблица 2- Зависимости температуры уходящих газов от нагрузки котла

Изменение нагрузки, Мвт	Изменение температуры уходящих газов , t _{yx} , °С	Скорость изменения параметра, $\frac{°C}{Mвт}$
0,45-0,82	147-194	146,4
0,82-0,84	194-195	76,92
0,84-1,12	195-234	157

Таблица 3- Зависимости потерь с уходящими газами от нагрузки котла

Изменение нагрузки, Гкал/ч	% потерь с уходящими газами	Скорость изменения параметра, $\frac{\%}{\frac{Гкал}{ч}}$
0,45-0,82	7,2-8,9	5,29
0,82-0,84	Отн. отклонение 0,0018	0
0,84-1,12	9,07-10,46	5,6

К ВОПРОСУ ОБ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ В ВОДОГРЕННЫХ КОТЕЛЬНЫХ

Малыгин М.И., Остапенко А.О., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В отопительных котельных Донецкого региона широкое распространение получила серия теплофикационных водогрейных котлов ТВГ-8М, у которых тепловые потери при генерации, как правило, составляют: через обмуровку котла – до 3%; от химической неполноты сгорания – до 0,5%; с уходящими газами – до 8%; при температуре отходящих газов 150-190 °С.

Состояние оборудования в котельных системы ЖКХ г. Донецка характеризуется высоким уровнем износа и температура отходящих газов может достигать 190°С градусов, при желаемой - 90-130°С.

Одним из наиболее эффективных способов снижения нерациональных тепловых потерь с уходящими газами является утилизация тепла дымовых газов, тем более, что продукты сгорания природного газа обладают значительным потенциалом для утилизации тепла. Внедрение утилизатора тепла уходящих газов является приоритетным для теплосети города.

В настоящее время в качестве утилизатора используют теплообменник утилизационный водогрейный (ТУВ), устанавливаемый в газоходах котла.

Для определения оптимального режима работы котла, с учетом технических условий, снижения до минимума расходов топлива и выбросов загрязняющих веществ в атмосферу, в работе сделана попытка определить допустимый уровень коэффициента избытка воздуха (α) в газоходах котла и его влияние на потери тепла с уходящими газами.

Проведены замеры коэффициента избытка воздуха в газоходах и рассчитаны потери тепла с целью определения эффективности работы утилизатора тепла и снижения до минимума расходов топлива и выбросов загрязняющих веществ в атмосферу [1].

Проведенные замеры показали, что коэффициент избытка воздуха в газоходах котла находится в пределах 1,66–1,5 при давлении газа на горелки 500 до 1300 кг/м². Для определения оптимального уровня избытка воздуха (α) проведено документальное обследование работы котла по материалам отчетов об эколого-теплотехнических обследований котлов ТВГ-8М.

Тепловые потери с уходящими газами определялись по формуле (1):

$$q_2 = \frac{H_{ух} - H_{хв}'' * \alpha_{ух}}{Q_p^n}, \% \quad (1)$$

где $H_{ух}$ - энтальпия уходящих газов, кДж/м³;

$H_{хв}''$ - энтальпия холодного воздуха, кДж/м^3 ;
 $\alpha_{ух}$ - коэффициент избытка воздуха;
 Q_p^H - низшая теплота сгорания топлива, кДж/м^3 .
 КПД котла брутто определяется по формуле (2):

$$\eta = 100 - q_2 - q_3 - q_5, \% \quad (2)$$

q_3 – потери тепла от химической неполноты сгорания газа, %;

q_5 - потери тепла в окружающую среду, %.

В таблице 1 и 2 представлено изменение потерь тепла с уходящими газами q_2 и КПД котла при увеличении давления газа на горелки от 500 до 1300 кг/м^2 при коэффициенте избытка воздуха в газоходе в интервале 1,66-1,5.

Таблица 1 – Величина потерь тепла с отходящими газами при различном

$\alpha_{ух}$

Показатель	$\alpha_{ух}$				
	1,66	1,61	1,57	1,53	1,5
Давление газа на горелки, кг/м^2	Величина потерь тепла с уходящими газами, q_2				
500	8,29	8	7,85	7,69	7,58
700	7,69	7,44	7,29	7,14	7,04
900	7,1	6,87	6,74	6,59	6,5
1100	6,51	6,3	6,17	6,04	5,96
1300	5,92	5,73	5,61	5,49	5,42

Таблица 2 – КПД брутто котла при различном $\alpha_{ух}$

Показатель	$\alpha_{ух}$				
	1,66	1,61	1,57	1,53	1,5
Давление газа на горелки, кг/м^2	Коэффициент полезного действия котла брутто, $\eta_{кбр}$				
500	89,91	90,2	90,35	90,51	90,62
700	90,25	90,5	90,65	90,8	90,9
900	90,59	90,82	90,95	91,1	91,19
1100	90,85	91,06	91,19	91,32	91,98
1300	90,86	91,05	91,17	91,29	91,36

С ростом давления газа на горелки от 500 до 1300 кг/м^2 потери q_2 снижаются:

При $\alpha_{ух} = 1,66$ потери снижаются от 8,29 – 7,58% при давлении газа на горелки 500 кг/м^2 , до 5,92 – 5,42% при давлении газа на горелки 1300 кг/м^2 .

С изменением α от 1,66 до 1,5 потери тепла с уходящими газами q_2 снижаются при любом давлении газа.

Минимальные потери тепла наблюдаются при α в газоходе – 1,5 и при максимальной нагрузке котла (давлении газа на горелки 1300 кг/м²). Потери составляют – 5,42% против 5,9% при коэффициенте избытка воздуха $\alpha = 1,66$.

Соответственно, максимальный КПД наблюдается при давлении газа на горелки 1300 кг/м² и коэффициенте избытка воздуха α в газоходе – 1,5.

Для анализа целесообразности эксплуатации ТУВ проведен пассивный эксперимент, по определению технологических параметров котла с утилизатором и без него.

Анализ температуры уходящих газов представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Сводные данные средних значений температуры уходящих газов до и после утилизатора тепла.

Наименование	Температура уходящих газов, °С						Колебания	Среднее
	I 6-10 ⁰⁰	II 10-14 ⁰⁰	III 16-18 ⁰⁰	IV 18-22 ⁰⁰	V 22-2 ⁰⁰	VI 2-6 ⁰⁰		
Декада самых холодных дней отопительного периода								
Место замера: -до утилизатора	154,8	155,2	151,4	147	141,3	141,8	141,3-155,2	148,58
-после утилизатора	94,7	93,9	93,4	93,5	93,5	93,3	93,3-94,7	93,72
Начало отопительного периода								
Место замера: -до утилизатора	100,6	101,1	102,2	102,1	101,8	101,3	100,6-102,2	101,52
-после утилизатора	80,7	84,4	83,4	83,1	82,9	82,3	80,77-84,44	82,81
Конец отопительного периода								
Место замера: -до утилизатора	137,1	133	129,25	129,2	127,6	121,6	121,6-137,1	129,63
-после утилизатора	92,8	93,4	91,6	91,1	90,77	90,3	90,3-93,4	91,666

Для оценки эффективности использования утилизатора проведен подекадный анализ работы котельной с утилизатора и без утилизатора за период 10 дней начала и конца отопительного периода и 10 дней периода стояния наиболее холодных температур.

Сводные данные средних значений температур уходящих газов до утилизатора и после утилизатора представлены в таблице 3.

Анализ таблицы показал, что в начале отопительного периода до утилизатора температура отходящих газов сохранялась на уровне 100-102°С. Среднее

значение - 101,52°C. После утилизатора наблюдается снижение температуры в интервале 80,7-84,4°C при среднем 82-81°C. Снижение температуры составляет 18%отн. В конце отопительного периода до утилизатора колебания составили 121,6 -137°C при среднем 129,63°C.

После утилизатора – 90,3-93,4°C при среднем - 91,67°C. Снижение температуры составило - 29,28%.

В наиболее холодный период колебание температуры отходящих газов до утилизатора от 141°C до 155.2°C, при среднем 148,58°C. После утилизатора 93-94,7°C. При среднем – 93,72°C. Снижение составило - 36,92 % отн.

Таким образом, установка утилизатора позволяет снизить температуру отходящих газов от 18% до 36,92% отн.

Значение среднеобъемной теплоемкости для газов в интервале температур от 0 до 2200°C составляет $1,67 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \text{°C}}$. Нерациональные потери тепла при производительности утилизатора 0,424 Гкал/час (0,49 МВт) по уходящим газам и $G=14,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ (массовый расход газа на выходе из утилизатора) составляют:

$$Q = G \times c_0^{2200} \times \Delta t,$$

где c_0^{2200} - теплоемкость дымовых газов в интревале температур от 0 до 2200°C, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \text{°C}}$,

G – массовый расход газа на выходе из утилизатора, $\text{м}^3/\text{ч}$,

Δt - разность температур, °C.

Таким образом, экономия тепла при использовании утилизатора составит 900 кДж (0,213 Гкал). Эффективность использования утилизатора тепла дымовых газов в ценовом эквиваленте за отопительный сезон составит – 477 тыс. руб.

Проведенные исследования доказали эффективность утилизатора ГУВ-16-10-265 при работе водогрейных котельных.

Литература

1. *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.

АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ БЛОКА ПРИ КОЛЕБАНИИ СОСТАВА РАБОЧЕГО ТОПЛИВА В ИНТЕРВАЛЕ НАГРУЗОК 150-190 МВт

Остапенко А.О., Малыгин М.И., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

В связи с нестабильной ситуацией в регионе и сокращением поставщиков твердого топлива на ТЭС наблюдается значительное колебание состава топлива (рис. 1).

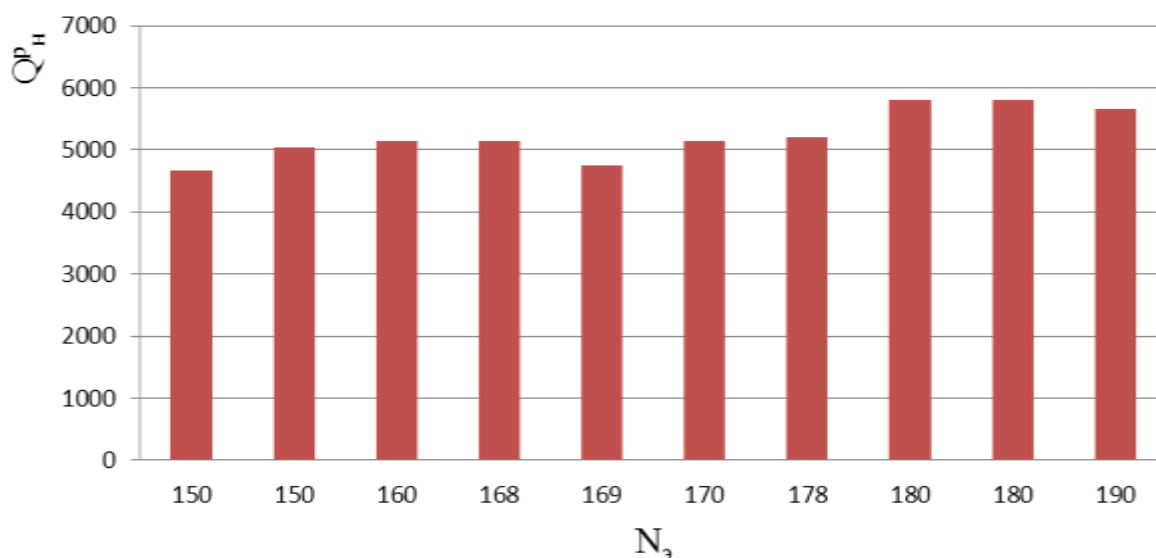


Рисунок 1 - Качество топлива при работе блока 200 МВт

Провести анализ работы блока достаточно проблематично, так как к вопросам нестабильного качества топлива добавляются проблемы, связанные с подсветкой факела, на рисунке 2 показано как меняется удельный расход топлива при изменении качества топлива и технологического режима подсветки факела.

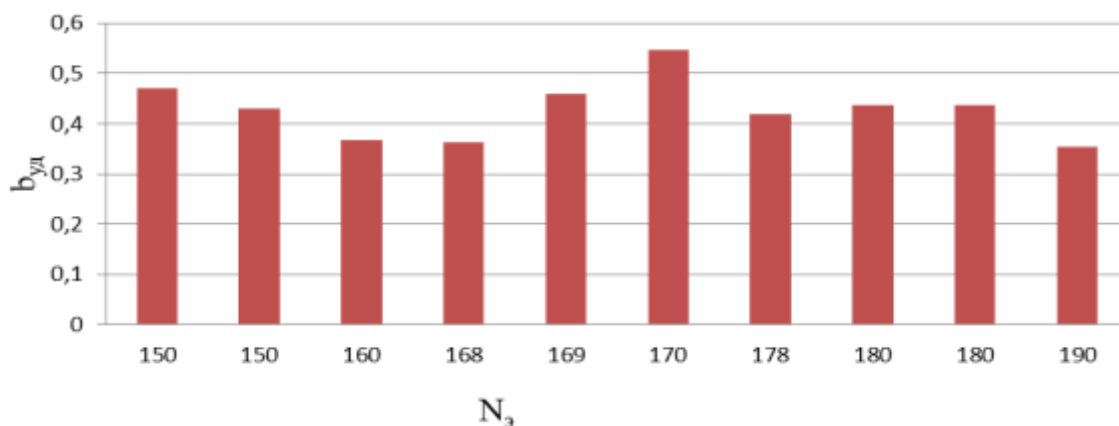


Рисунок 2 - Удельный расход топлива блока 200 МВт

На рисунке 3 видно как в диапазоне нагрузок 150-170 МВт при отсутствии подсветки факела резко увеличивается, суммарные потери и понижается КПД котла. Для нивелирования разброса значений по калорийности топлива при документальном обследовании котла ТП-100 был введен коэффициент характеризующий скорость изменения потерь с механическим недожогом, суммарных тепловых потерь и КПД котла на единицу мощности блока которые составили

$$\eta = 5,7 \frac{\%}{\text{МВт}}; q_{\text{п}} = 5,7 \frac{\%}{\text{МВт}}; q_4 = 5,35 \frac{\%}{\text{МВт}}.$$

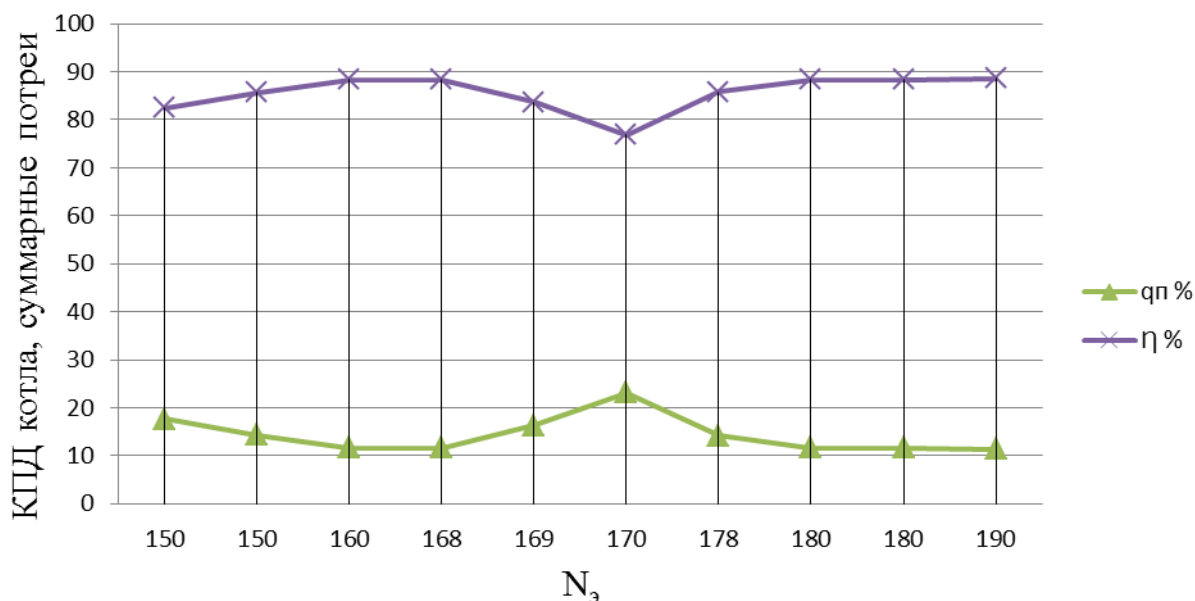


Рисунок 3 - КПД котла, суммарные потери

Данный параметр позволяет определить причину несоответствия расчетных значений коэффициент избытка воздуха с его фактической величиной таблица 1.

Таблица 1 - Показатель избытка воздуха

Нагрузка энергоблока, %	100	85	70
Расчетный коэффициент избытка	1,31	1,317	1,33
Фактический коэффициент избытка воздуха	1,25	1,27	1,34

Фактический коэффициент избытка воздуха при повышении нагрузки изменяется в следующем порядке нагрузка 85% превышение расчетного от фактического 3,57%. Нагрузка 100% превышение расчетного от фактического 4,58%. При минимальной нагрузке 70% значения расчетного и фактического практически совпадают. Увеличение нагрузки энергоблока на каждый % изменения приводит к снижению расчетного коэффициента избытка воздуха на

0,047%, при фактическом изменении 0,133%. Таким образом, фактический коэффициент избытка воздуха незначительно ниже расчетного, и изменяется на каждый % мощности блока в 2,8 раза быстрее, чем расчетный, что связано с тем, что в расчете не учитывается степень заноса поверхностей нагрева при длительной работе и, как следствие, в расчет не вводится поправочный коэффициент характеризующий степень заноса поверхностей нагрева, что в технологическом режиме процесса выработки тепла имеет большое значение.

Несоответствие фактической низшей теплоты сгорания проектному значению сжигаемого угля не позволяет должным образом маневрировать расходом природного газа на подсветку факела. Это зачастую приводит к необоснованно повышенному или явно недостаточному расходу природного газа на подсветку. Косвенными показателями качества твердого топлива могли бы служить динамика содержания углерода в золе уноса и степень загрузки аэропылепитателей. То есть если при неизменной нагрузке энергоблока и расходе газа на подсветку одновременно повышается содержание горючих в уносе и увеличивается загрузка питателей пыли, значит в горелки стало поступать низкосортное топливо и необходимо увеличить расход газа на подсветку. Для этой цели перспективно использовать стационарный прибор по определению содержания углерода в золе, опытно-промышленный образец, которого установлен на котле №5. После накопления статистики по упомянутым данным можно будет определить, на сколько, необходимо увеличить или снизить расход газа на подсветку для обеспечения надежной и экономичной работы котла.

Экологические показатели работы котла в диапазоне нагрузок энергоблока 150-190 МВт представлены в приложении. На образование диоксида серы топочный режим практически не влияет. Количество образующегося диоксида серы зависит только от содержания серы в топливе. В основном концентрация диоксида серы в дымовых газах за дымососами находилось на уровне около 1000 мг/м³.

Минимальные концентрации газообразных загрязняющих веществ в дымовых газах за дымососами, приведенные к нормальным условиям (0 С, 760 мм.рт.ст) и $\alpha=1,4$, получены при нагрузке энергоблока 150 МВт. При оптимальном избытке воздуха за пароперегревателем 1,41-1,43 концентрация окислов азота находится в пределах 765-810,6 мг/м³, окиси углерода 34,9-36,3 мг/м³. Выбросы загрязняющих веществ составили: окислов азота 112-118 г/с, окиси углерода 5,0-5,3 г/с. Без подсветки факела при нагрузке 170 МВт концентрация окиси углерода в дымовых газах, за дымососами кратковременно повышалась до 311-1250 мг/м³. Причиной появления в дымовых газах продуктов химического недожога явилась нестабильность топочного режима, вызванная поступлением в горелки низкосортного топлива при отсутствии подсветки.

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА СМЕСЕОБРАЗОВАНИЯ, ПРОТЕКАЮЩЕГО В ЩЕЛЕВЫХ ПОДОВЫХ ГОРЕЛКАХ

Монастырный Д.А., Боев Ю. А., Левшова Н.М.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Горелочное устройство предназначено для подачи газа к месту сжигания, смешения его с воздухом и обеспечения стабильного сжигания [1].

Горелки бывают: высокого, среднего или низкого давления. Газ в диффузионных горелках перемешивается с кислородом воздуха за счет диффузии. Они представляют трубу с рядами (от одного до четырёх) отверстий. Диаметр, количество и шаг между ними зависят от производительности. Эти горелки отличаются простой конструкции, связанные с регулированием горения, высокий коэффициент избытка воздуха.

Для исследования процессов смесеобразования в щелевых подовых горелках была сконструирована физическая модель, представляющая собой подовую горелку и часть секции водогрейного котла ТВГ-4. Принципиальная схема установки изображена на рисунке 1.

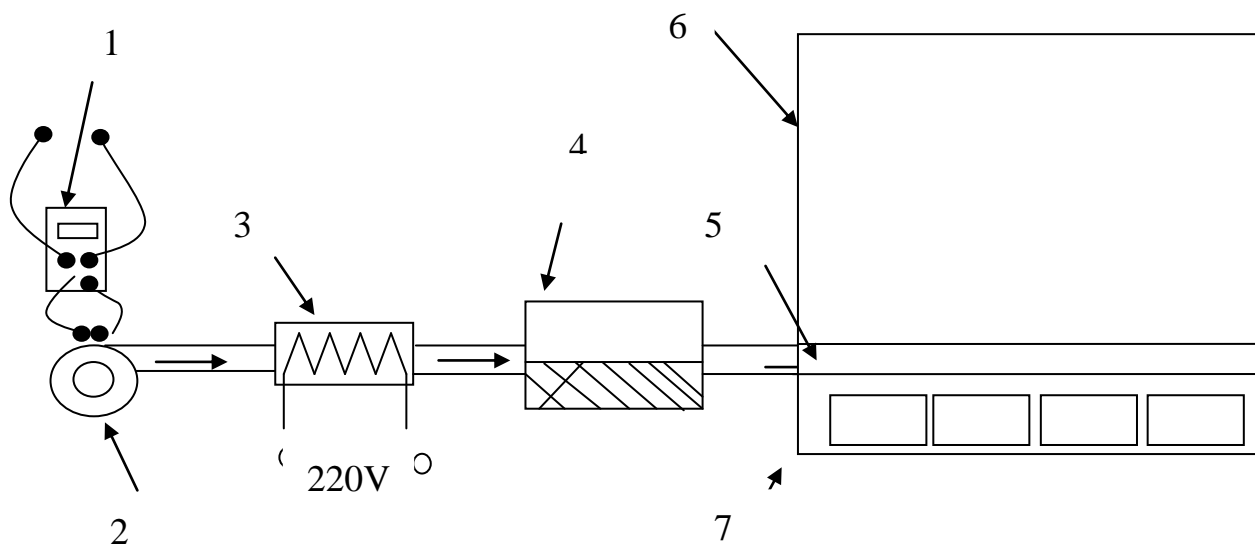


Рисунок 1 – Принципиальная схема установки по исследованию смесеобразования в щелевых подовых горелках

Основными элементами установки являются: 1 – лабораторный автотрансформатор; 2 – нагнетатель; 3 – нагреватель теплоносителя; 4 – дымогенератор; 5 – труба с диаметром 50 мм и отверстиями с шагом 50мм, и второй ряд отверстий с интервалом 25 мм; 6 – каркас; 7 – огнеупорный кирпич.

Принцип действия установки следующий: воздух отбирается из атмосферы нагнетателем и подаётся на нагревательный элемент. Генерация дыма осуществ-

влялась за счет испарения глицерина, которым была пропитана каменная вата. При нагреве ваты образовавшийся пар глицерина поступает в трубу (она же щелевая подовая горелка) с диаметром 50 мм и отверстиями с шагом 50 мм в первом ряду, во втором ряду отверстий (под углом 90°) с интервалом 25 мм. Из отверстий выходит струя пара. Использование установки позволяет исследовать процесс смешения газовой струи с окислителем, даёт возможность безопасно выявить картину движения дымовых газов имитируемых струйками дыма, позволяет определять экспериментально гидравлическое сопротивление при варьировании геометрических параметров горелочных устройств.

Первичная эксплуатация установки выявила имеющиеся недостатки, по результатам чего определены дальнейшие направления модернизации. Основная проблема связана с оптической видимостью процесса, требующая повышенных температур рабочего тела (более 100°С), что вносит коррективы в используемые материалы и создаёт сложности определения фактических расходов. Нестабильность работы парогенератора потребовала создание дозатора глицерина и использование аппаратуры фотофиксации. Однако пары глицерина, конденсирующиеся на оптических линзах, значительно сокращают время нахождения аппаратуры в рабочем пространстве. Для расширения диапазонов моделирования требуется также организация подачи воздуха через колосниковую решетку.

Тестовый запуск показал, что установка пригодна для проведения экспериментов, но имеются большие присосы воздуха потери давления из-за негерметичности некоторых соединений. Так как теплоносителями является воздух – его присосы и утечки очень сложно определить.

Дальнейшие исследования позволят разработать предложения для проведения работ по модернизации щелевых горелок с подовым расположением [2, 3].

Литература:

1. *Иванов, Ю.В.* Основы расчета и проектирования газовых горелок / Ю.В. Иванов. – М.: Гостоптехиздат, 1963. – 360 с.
2. *Рышетник, А.С.* Исследование теплообмена и моделирование микроклимата отапливаемых помещений / Рышетник, Ю. А. Боев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : международная научно-практическая конференция студентов : сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ДонНТУ, 2016. - С. 260-263.*
3. *Петренко, Т.Ю.* Разработка рекомендаций по снижению вредных выбросов при эксплуатации жаротрубных котлов / Т. Ю. Петренко, С. М. Сафьянц, Ю. А. Боев // *Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція аспірантів і студентів, 17-19 квітня 2012 р. : збірка доповідей. Т. 1 / ДонНТУ та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.14–15.*

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ КОГЕНЕРАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Богдан И.Н., Колесниченко Н.В.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

К когенерационным технологиям относится технология совместной выработки тепловой и электрической энергии в одной энергетической установке. Поэтому использование когенерации на центральной котельной позволяет не только повысить энергетическую эффективность системы теплоснабжения, но и повысить надежность теплоснабжения за счет собственного источника электроэнергии. Основные виды когенерационных установок следующие:

- паротурбинные установки;
- газотурбинные установки (ГТУ);
- газопоршневые пашины на базе двигателей внутреннего сгорания.

Рассмотрим особенности использования перечисленных установок на центральных паровых и водогрейных котельных. Поскольку большинство паровых котельных работают на насыщенном паре, то это обуславливает и тип паровых турбин, которые могут использоваться на такой котельной – это турбины насыщенного пара и паровинтовые машины. Электрическая мощность турбины должна быть не ниже мощности электрического оборудования, установленного в котельной и находящегося в работе. Как показывает практика, диапазон необходимых мощностей в большинстве паровых котельных 300-1000 кВт в зависимости от мощности котельной и удаленности потребителей тепла. Для использования паротурбинных технологий, на котельной должен иметься резерв установленной тепловой мощности котлов, поскольку часть тепловой энергии вырабатываемого пара должна быть потрачена на производство электроэнергии. Поэтому такая технология помимо прочего может рассматриваться на объектах, где имеется существенная недогрузка котельного оборудования. Также, при использовании паровых турбин насыщенного пара и паровинтовых машин следует помнить, что они обладают относительно низким внутренним к.п.д.. Поэтому они могут считаться эффективными практически только в выработке электроэнергии для удовлетворения собственных нужд котельной.

Газотурбинные установки могут быть интегрированы в тепловую схему котельной как на уровне непосредственно газовой турбины, так и на уровне готовой блочной когенерационной ГТУ. В первом случае, как правило, используется схема со сбросом дымовых газов в газоходы котла. Такая реконструкция требует обязательного поверочного теплового расчета котельного оборудования с целью определения таких режимных параметров его работы, при которых будет достигнута наибольшая энергетическая эффективность. Кроме того, для работы газовой турбины необходима установка газового и воздушного компрессоров и другого оборудования ГТУ, что ужесточает требования безопасности при работе котельной. Поэтому такая реконструкция становится рацио-

нальной только тогда, когда котельная превращается в мини-ТЭЦ с существенной генерацией электроэнергии, превышающей собственные нужды.

Если необходимо обеспечить котельную собственным источником электричества на базе газотурбинной установки, то для этой цели могут использоваться блочные установки небольшой мощности – микротурбины. Такие микротурбины выпускаются в виде когенерационных установок, готовых к использованию. Они включают в себя и необходимые газовый и поршневой компрессоры, электрическое, а также теплообменное оборудование. В таком случае основная задача состоит в интеграции теплогенерирующего оборудования газотурбинной установки в тепловую схему котельной. Место подключения теплообменника ГТУ должно определяться таким образом, чтобы возможность утилизации тепла была наиболее полной во всех режимах работы котельной.

Газопоршневые когенерационные установки имеют свои особенности использования в тепловых схемах котельных. К преимуществам таких установок можно отнести высокий к.п.д. по выработке электроэнергии, а также высокий коэффициент использования энергии топлива. Эти установки выполняются компактными, готовыми к применению, имеют широкий диапазон мощностей, хорошо подходящий для выработки электроэнергии на собственные нужды котельной. Однако теплоутилизационную часть газопоршневой установки сложнее интегрировать в тепловую схему котельной, чем газотурбинную установку. Это связано с тем, что утилизация тепла в двигателе внутреннего сгорания происходит в нескольких теплообменниках, каждый из которых имеет свой температурный режим. Так рубашка водяного охлаждения двигателя, а также теплообменник охлаждения масла имеют относительно невысокий температурный уровень. В то же время теплообменник охлаждения выхлопных газов позволяет получить наиболее высокие температуры горячей воды, что удобно для использования в системе централизованного теплоснабжения. Так же как и газотурбинные установки, газопоршневые машины могут использоваться как в паровых, так и в водогрейных котельных.

Когенерационные технологии могут использоваться не только для повышения надежности теплоснабжения, но также для повышения энергетической эффективности, поскольку расход топлива при совместной выработке тепловой и электрической энергии в одной установке ниже, чем при их раздельном производстве. И экономия топлива в комбинированном цикле тем выше, чем выше производство электроэнергии на тепловом потреблении, а также чем выше общий коэффициент использования топлива в когенерационной установке. С этой позиции предпочтительной является газопоршневая когенерационная установка, для которой электрический к.п.д. может достигать 50%, а общий коэффициент использования топлива 90%. У газотурбинной установки электрический к.п.д. ниже (35-40%), и сильно зависит от вырабатываемой мощности. Для паровинтовых машин и турбин насыщенного пара, электрический к.п.д. установки как правило ниже 15%. Это показатели работы в режиме с максимальным производством электроэнергии на тепловом потреблении. При регулировании тепловой и электрической нагрузок эффективности когенерации снижаются.

ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ



РЕШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ ТЕРРИТОРИЙ, НАХОДЯЩИХСЯ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ФАБРИК

Пономарев Д.К., Асламова Я.Ю.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Агломерационное производство – основной производитель окускованного сырья для доменных печей и утилизатор железосодержащих отходов. Кроме того, качество агломерата, наряду с качеством кокса, определяют показатели выплавки чугуна.

Проблемы повышения технологических свойств агломерата, снижение потребления энергетических ресурсов, сокращение вредных выбросов за счет модернизации основных и вспомогательных агрегатов актуальны для отечественных агломерационных фабрик. Их технический уровень существенно уступает лучшим зарубежным образцам [1]:

- в 3-5 раз показатели качества отечественного агломерата ниже;
- на 30-40 % выше потребление твердого и газообразного топлив на спекание;
- на 50 % выше затраты совокупной теплоэнергии;
- в 10 раз ниже производительность труда.

Эти трудности обусловлены малой мощностью агломашин, отсутствием современных средств управления и автоматизации. Аглофабрики построены более 50 лет назад. Они характеризуются высокой, до 70 %, степенью износа основных производственных фондов. На некоторых аглофабриках для очистки от пыли технологических и аспирационных газов используются современные электрофильтры, но в основном применяют низкоэффективные аппараты циклонного типа. Аппаратов, улавливающих и нейтрализующих токсичные газообразные составляющие, нет. В связи с этим фактические концентрации загрязнителей в разы превышают предельно допустимые.

Труднорешаемую задачу представляет появление суперэкоотоксикантов: диоксинов и фуранов. На передовых предприятиях за границей частицы этих веществ улавливаются эффективными адсорберами и фильтрами [2].

Перечисленные проблемы агломерации из отраслевой научно-технической сферы перешли в социальную. Опасное, токсичное влияние выбросов активизирует рост легочных и онкологических заболеваний, а также повышает уровень смертности среди населения, проживающего в зонах влияния аглофабрик, ухудшает состояние окружающей среды и служит причиной экологической напряженности.

Экологические показатели работы двух аглофабрик, находящихся на территории ДНР и ЛНР, представлены валовыми и удельными выбросами по контролируемым ингредиентам (табл. 1). Из приведенных данных следует, что удельные поступления пыли (в среднем 3 кг/т) и газообразных веществ (26,5 кг/т – CO; 3,04 кг/т – SO₂; 0,5 кг/т – NO_x) составляют в отходящих газах 10 и 90 % соответственно. При этом в состав пылевых частиц входят соединения желе-

за и токсичных тяжелых металлов (Pb, Zn, As). Количество выбрасываемых газов, при отсутствии специальных очистных аппаратов, можно снизить только сокращением потребления топлива, являющегося основным источником их образования.

Таблица 1 – Производство агломерата, удельные выбросы на аглофабриках ДНР, ЛНР и ЕС

Предприятия	Производство агломерата, млн. т/год	Число и единичная площадь спекания агломашин, м ²	Вредные выбросы, кг/т агломерата			
			пыль	СО	SO ₂	NO _x
Енакиевский металлургический завод, ДНР	2,2...2,5	4/62,5	3,2	25,5	3	0,49
Алчевский металлургический комбинат, ЛНР	5,16...5,2	6/89,6	2,8	26,6	3,08	0,1
Аглофабрики Евросоюза (средние показатели)	130,16	63/11828*	0,56	8,7	0,98	0,03

* - приведена общая площадь спекания всех агломашин на 34 фабриках ЕС.

Центральное место в европейском подходе к борьбе с выбросами аглофабрик занимает принцип принятия мер на основе системы Наилучших Доступных Технологий (ВАТ – Best Available Technology) [3]. Это современный эффективный метод минимизировать влияние на окружающую среду, который включает:

- технологические меры, заключающиеся в совершенствовании схем подготовки и спекания шихты, обработки аглоспека;
- технические мероприятия, суть которых состоит в применении новейших совершенных газоочистных аппаратов.

Эффективность применения этих мероприятий отражает информация об удельных выбросах на аглофабриках Евросоюза (табл.1). По сравнению с данными отечественных предприятий эти показатели ниже в 3-5 раз.

Снизить экологическую нагрузку, оказываемую на окружающую среду аглофабриками, можно за счет таких технологических мероприятий [4]:

1. Обеспечение стабильной работы агломерационных машин способствует снижению пылегазовых выбросов. Это обусловлено тем, что их пик имеет место во время пуска агломашин.

2. Применение шихты с пониженным содержанием летучих углеводородов. Они содержатся в маслах, попадающих в аглошихту с окалиной, пылью, другими утилизируемыми отходами. Их испарение способствует образованию диоксинов и фуранов.

3. Снижение содержания серы путем минимизации расхода топлива на процесс, так как сера поступает в аглошихту в основном с коксовой мелочью, и в меньшей степени с рудой. Еще один способ снизить сернистые поступления в

воздух – повышение основности производимого агломерата до 1,7-1,8 ед.

4. Утилизация железосодержащих отходов. Эта мера позволяет снизить накопление отходов и экономить первичные сырьевые материалы. Обязательное условие – тщательная подготовка отходов перед подачей в аглошихту. В противном случае, неподготовленные отходы образуют гранулы, крупностью более 25 мм, которые в слое не спекаются и служат источником образования пылевых потоков.

5. Утилизация тепла агломерата. Тепло отходящих газов агломашин можно частично рециркулировать. Тепло горячего воздуха от охладителя агломерата возможно применять для получения пара и горячей воды для коммунальных систем отопления, подогрева аглошихты, подавать в систему рециркуляции газа для тепловой обработки аглошихты. Эти меры позволяют снизить расход топлива и электроэнергии.

6. Рециркуляция отходящих газов. Применение этого метода дает экологический эффект за счет частичного разрушения диоксинов и NOx, удаления SOx, дожигания CO, утилизации пыли.

7. Снижение удельного расхода коксовой мелочи. Это важнейший фактор, от которого зависит поступление токсичных веществ в окружающую среду.

Снизить газопылевые выбросы можно внедрением на аглофабриках ДНР и ЛНР технических мероприятий [5]:

1. Замена устаревшего газоочистного оборудования на современные электрические или рукавные фильтры. Степень очистки газов в электрофильтрах – 95-99 %. Для уменьшения выбросов диоксинов на европейских предприятиях в электрофильтры добавляют адсорбенты (активированный уголь и известняк, расход 80 и 200 мг/м³ соответственно).

Тканевые (рукавные) фильтры могут работать автономно, или устанавливаться после батарейных циклонов и электрофильтров. В современных конструкциях за счет инъекции гашеной извести или бикарбоната натрия они, кроме пыли, удаляют HCl, HF, SOx. На аглофабриках Европы, которые используют рукавные фильтры, концентрация пыли на выходе не превышает 1-10 мг/м³, а выбросы серы сокращаются на 30-80 %.

Образующиеся твердые пылевые отходы могут быть переработаны в процессе спекания.

2. Применение сухих методов снижения образования SO₂ и NOx. Современные технологии сухой десульфурации с применением активированного угля обеспечивают более 95 % удаления сернистых соединений, а их эффект денитрификации составляет 80-90 %.

3. Уменьшение поступления в окружающую среду ртути. Для исключения поступления этого тяжелого металла необходимо использовать сырье с низким содержанием Hg и обрабатывать отходящие газы инъекцией активированного угля или кокса.

5. Сокращение неорганизованных выбросов. Они образуются при погрузочно-разгрузочных работах, грохочении, дроблении, охлаждении агломерата. Их снижают за счет применения аспирационных систем и укрытий с после-

дующей очисткой газа в электро- или рукавных фильтрах.

6. Снижение образования диоксинов и фуранов. Задача решается подавлением этих выбросов соединениями азота.

Таким образом, на основе анализа опыта работы лучших аглофабрик мира, можно предложить такой алгоритм решения экологических проблем отечественного агломерационного производства, состоящий из пяти этапов.

Первый этап заключается в выявлении ключевых экологических проблем в условиях конкретного производства.

На втором этапе необходимо изучить методы, актуальные для решения выявленных проблем.

В ходе третьего этапа следует установить оптимальные уровни экологических показателей на основе регламентированных нормативов, стандартов качества окружающей среды.

Цель четвертого этапа – исследовать условия, при которых будут достигнуты необходимые производственные показатели: затраты, дополнительные выгоды и преимущества, получаемые от внедрения мер по охране окружающей среды.

Пятый, заключительный, этап позволит выбрать наилучшие доступные технологии для сокращения выбросов и расхода потребляемых сырьевых материалов и топлива, адаптированные под конкретные производства.

Литература:

1. *Мищенко, И.М.* Состояние и перспективы развития агломерационного производства горно-металлургических предприятий Украины / И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // *Металлургические процессы и оборудование.* – 2012. - № 4. – С. 19-29.

2. *Еланский Г.Н.* Диоксины – экологическая опасность / Г.Н. Еланский // *Сталь.* – 2000. - №.2. – С.82-86.

3. *Асламова, Я.Ю.* Наилучшие доступные технологии как основа повышения экологической безопасности предприятий черной металлургии / Я.Ю. Асламова, Е.А. Поворознюк // *Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов: сборник материалов XII Международной конференции аспирантов и студентов.* – Донецк: ГОУ ВПО «ДОННТУ», 2018. - С.273-275.

4. *Фролов, Ю.А.* Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 11. Технологические методы защиты окружающей среды от вредных выбросов агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // *Черная металлургия. Бюллетень научнотехнической и экономической информации.* - 2018. - № 2. – С.16-31.

5. *Фролов, Ю.А.* Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 12. Технические средства защиты окружающей среды от вредных выбросов агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // *Черная металлургия. Бюллетень научнотехнической и экономической информации.* - 2018. - № 3. – С.24-36.

ИСТОЧНИКИ ВЫБРОСОВ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ В ДОМЕННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Новиков А.С., Афанасьева З.К., Сидоренко Г.Н.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Анализ опыта работы доменных цехов за последнее десятилетие показывает, что по уровню расхода кокса на выплавку 1 т чугуна, а также по эффективности использования дополнительных видов топлив металлургия Украины значительно отстает от современных зарубежных металлургических предприятий.

Поэтому с целью снижения расхода кокса и природного газа, на металлургических заводах внедряют технологию вдувания пылеугольного топлива в горн доменной печи.

В результате технологической деятельности металлургических предприятий выбрасывается загрязняющие вещества, в том числе и от основного производства. Рассмотрим непосредственно выбросы в доменном производстве.

Рудный двор рассматривается как неорганизованный источник выбросов загрязняющих веществ атмосферу, высотой 32 м. При разгрузке вагонов, перегрузке руды грейферами, подаче шихтовых материалов на конвейерную эстакаду, разгрузке трансферкаров на бункерной эстакаде и на других объектах, удельное выделение агломерационно-доменной пыли, составляет 50 г/т чугуна.

Бункерная эстакада является неорганизованным источником выбросов загрязняющих веществ в атмосферу. По данным замеров выделение агломерационно-доменной пыли на бункерной эстакаде составляет: 20 г/т чугуна.

Подбункерные помещения – неорганизованный источник выбросов взвешенных частиц в атмосферу, высотой 20 м. Пыль в подбункерном помещении выделяется при работе вагон-весов, грохотов, лебедок и других механизмов. Пыль выбивается через окна и проемы для скипов, аспирационные устройства. Удельные выделение пыли в подбункерном помещении, оборудованном вагон-весами, составляют: 0,8-1,2 кг/т чугуна, при этом значительная часть ее оседает в самом подбункерном помещении, а в атмосферу выбрасывается 2-5 % пыли.

Источник выбросов пыли в атмосферу от приемных воронок доменной печи является неорганизованным источником выбросов.

Из межконусного пространства доменный газ попадает в атмосферу через трубу. Источники выбросов – организованные. Выброс пылегазовой смеси из межконусного пространства производится через выхлопные трубы перед опусканием малого конуса. Выделение из межконусного пространства загрязняющих веществ составляет:

- пыль – 4 кг/т чугуна;
- углерода окись – 2 кг/т чугуна;
- сероводород – 0,5 г/т чугуна.

Для предотвращения образования взрывоопасной смеси, выравнивания давления в шлюзовой камере, в период схода шихты в печь, осуществляется

смесью лучистого доменного газа и водяного пара. Это позволяет на 96 % уменьшить выбросы загрязняющих веществ в атмосферу с учетом уменьшения выбросов загрязняющих веществ за счет подачи пара для выравнивания давления в шлюзовой камере на 96 %.

Источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферу являются также дымовые трубы воздухонагревателей. В атмосферу выбрасываются продукты сгорания доменного газа, подаваемого в каупера после технологической газоочистки. Источники выбросов – организованные, точечные.

Пылеуловители являются неорганизованными источниками выбросов взвешенных частиц.

Литейные дворы рассматриваются как неорганизованные источники выбросов загрязняющих веществ. Удельные выбросы загрязняющих веществ составляют на 1 тонну чугуна, в среднем:

- пыль агломерационно-доменная – 700 г/т;
- углерода оксид – 1100 г/т;
- диоксид серы – 165 г/т.

Источник выброса загрязняющих веществ в атмосферу от глиномялки – организованный.

Гранбассейн является неорганизованным источником выбросов загрязняющих веществ в атмосферу.

Разливочные машины. При разливке чугуна в помещение разливочных машин выделяется пыль и оксид углерода. Через аэрационные фонари и проемы галерей выделяется в среднем: 40 г пыли и 60 г оксида углерода на 1 т разливаемого чугуна.

В доменном производстве выявлено всего – 20 источников выбросов, из них:

- организованных – 7;
- неорганизованных – 13.

Высоких источников (50-80 м) – 4 источника, средних источников (10-15 м) – 15 источников, из них организованных, низких – (до 10 м) – 1 неорганизованный источник.

Теперь рассмотрим непосредственное влияние технологии пылеугольного топлива на экологию.

Комплекс пылеугольного топлива предназначен для приготовления угольной пыли и вдувания ее в горн доменных печей.

Существующий комплекс включает в себя штабель угля, приемные бункера, пылеприготовительное отделение, пневмотрассу и распределительно-дозировочное отделение.

Линии пылеприготовления должны быть оборудованы индивидуальной газоочисткой. В состав газоочистки входят:

- I ступень – циклон ЦН–15 диаметром 1800 мм;
- II ступень – аэродинамические фильтры АДФ–200, группа из четырех аппаратов;

– III ступень – рукавной фильтр, с остаточной запыленностью газовой смеси 20 мг/м^3 на выбросе.

Запыленный поток газов из сепараторов через циклоны ЦН–15 отсасываются вентилятором ВВДН–17. Часть газов после вентилятора направляются на рециркуляцию в нисходящую сушку, остальная часть поступает на II ступень очистки. Далее газовую смесь направляют на «тонкую» очистку от мелкодисперсной пыли в рукавной фильтр. Через рукавной фильтр газовоздушная смесь отсасывается дымососом ДН–125–ГА и отводится в атмосферу через дымовую трубу.

Уловленная угольная пыль из бункеров ЦН–15, аппаратов АДФ, рукавного фильтра через шлюзовой питатель и клапана «мигалка» сбрасывается в пылеугольный бункер технологической линии. Из бункера пыль поступает на пневмокамерные насосы, оттуда пневмотранспортом поступает в бункера распределительно-дозировочного отделения.

В распределительно-дозировочном отделении для очистки запыленного воздуха используются аспирационные установки, которые представлены кассетными фильтрами с импульсной регенерацией сжатым азотом. Запыленный воздух проходит одноступенчатую очистку в кассетных фильтрах. Пыль, уловленная кассетными фильтрами, сбрасывается в бункер запаса. Очищенная пылевоздушная смесь выбрасывается в атмосферу с конечной запыленностью 20 мг/м^3 через 2 вытяжные трубы.

Внедрение технологии плавки на обогащенном кислородом дутье с вдуванием пылеугольного топлива не вызывает дополнительного загрязнения атмосферы и воды.

Благоприятные экологические последствия данной технологии определяются уменьшением годовой потребности доменного цеха в коксе, что благоприятно скажется на экологических последствиях в зоне действия соответствующих предприятий. Предложенная технология, позволяющая заменить не менее $0,75-0,78 \text{ кг}$ кокса каждым килограммом пылеугольного топлива, должна способствовать сокращению коксохимического производства соответственно количеству угля, поданного в доменные печи, минуя коксовое производство. Выбросы пыли в атмосферу при приготовлении и вдувании пылеугольного топлива составляют около $0,7 \text{ кг}$ на 1 т. пылеугольного топлива, т.е. в 4 раза меньше, чем при производстве кокса.

Ориентировочные подсчеты показывают, что при производстве 1 млн. т. чугуна с применением пылеугольного топлива и соответствующей заменой им кокса (коэффициент замены около 1 кг/кг топлива) сократятся выбросы в атмосферу пыли на 250 т. ; оксида серы на 220 т. ; сероводорода на 6 т. ; аммиака на 17 т. ; цианистых соединений на $1,2 \text{ т.}$; оксидов азота на 8 т. ; фенола на $10,5 \text{ т.}$ Сокращение выбросов в процессе приготовления, транспортирования и вдувания пылеугольного топлива в доменную печь обеспечивается тонкой очисткой транспортирующей среды перед ее сбросом в атмосферу до концентрации 20 мг/м^3 .

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ТОЧНОГО АЛЮМИНИЕВОГО ЛИТЬЯ НА ПРЕДПРИЯТИИ АВИАСТРОЕНИЯ

Шутова О.О., Леушина Л.И.

Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева
г. Нижний Новгород, Российская Федерация

Технологический процесс литья по выплавляемым моделям алюминиевых сплавов в условиях одного из предприятий авиастроения Нижегородского региона имеет ряд проблем, связанных с экологическим аспектом, а именно процессом гидролиза этилсиликата и воздушно-аммиачной сушки оболочковых форм.

Решение этих проблем может значительно повысить качество выпускаемой продукции и экологическую обстановку на участке литья по выплавляемым моделям.

На предприятии оболочковые формы изготавливают с использованием гидролизованного этилсиликата. Основная проблема данного метода заключается в трудоемкости и длительности низкоэкологичного процесса гидролиза. Решить данную проблему можно двумя путями:

Первый вариант: изготовление оболочковой формы по дуплекс-схеме (готовое связующее ГС-20Э и жидкое стекло) с использованием вакуумно-аммиачной сушки.

Второй вариант: изготовление оболочковой формы с использованием связующего на водной основе – кремнезоля, с использованием инфракрасной сушки. Рассмотрим каждый вариант.

1. Экологичность изготовления оболочковой формы по дуплекс-схеме

Изготовление оболочковой формы по дуплекс схеме включает в себя применение готового связующего на этилсиликате ГС-20Э и жидкого стекла.

Стоит отметить, что в базовой технологии применяется гидролиз этилсиликата, что значительно снижает экологичность процесса.

Готовое связующее ГС-20Э представляет собой продукт гидролиза этилсиликата в изопропиловом спирте. Продукт не требует проведения сложной операции гидролиза [1]. Это дает возможность стабилизировать свойства керамической суспензии за счет использования качественной жидкой составляющей, сократить брак по литью, снизить внутрицеховые затраты за счет сокращения рабочего времени на подготовку гидролизата.

Возможность отказа от гидролиза дает большие преимущества с экологической точки зрения. Так как основная трудность ее проведения в том, что ЭТС и вода взаимно не растворяются. Поэтому, при реакции гидролиза ЭТС применяют органические растворители – спирты, ацетон, которые растворяют и ЭТС, и воду.

Работа со спиртами и ацетоном пагубно сказывается на здоровье человека. Они обладают токсическим действием: раздражают слизистые оболочки, пора-

жают зрение. Относительно слабо раздражают кожу, проникают через нее. Опасность наркотического действия паров невелика благодаря их малой летучести [1]. Возможны поражения слизистых верхних дыхательных путей, признаки поражения печени, невротические реакции.

Работа с такими веществами может иметь местное воздействие, которое часто наблюдается в виде профессиональных дерматитов и экзем.

При работе с ними обязательна индивидуальная защита. Для защиты глаз требуются герметичные очки, для защиты кожи – перчатки и защитная одежда. Необходимо смазывание рук ожиряющими мазями [1].

Связующее ГС-20Э не требует гидролиза и более безопасно по сравнению с этилсиликатом.

2. Экологичность изготовления оболочковой формы с использованием кремнезоля

Для изготовления оболочковой формы на основе связующего компонента – кремнезоля «СИЛАРМ» от производителя «СИТЕК» так же не требует сложных и низкоэкологических операций по его приготовлению. Это готовый продукт [2].

«СИЛАРМ» представляет собой водную дисперсию коллоидного кремнезема, состоящего из плотных сферических частиц диаметром 4-5 нм, стабилизированных ионами натрия. Дисперсия содержит поверхностно-активное вещество, которое позволяет приготовить суспензию связующего со всеми известными в литейном производстве огнеупорными наполнителями [2].

Данный вид связующего (кремнезоль) более предпочтителен по сравнению со связующим на основе этилсиликата, поскольку:

- Они на водной основе, невоспламеняемы, нетоксичны;
- Суспензии на их основе обладают большим сроком живучести, более постоянными свойствами и требуют минимального обслуживания, седиментационная устойчивость в сравнении с этилсиликатными выше
- Обеспечивают повышенную газопроницаемость форм и меньшую склонность их к растрескиванию;
- Это готовый продукт, не требующий дополнительных химической операцией приготовления связующего из этилсиликата (ЭТС-40, ЭТС-32) путем его гидролиза водой в присутствии спиртов и ацетона.

Исходя из вышесказанного, предлагаемое связующее является высокоэкологичной заменой базовому связующему.

3. Экологичность использования вакуумно-аммиачной сушки

По базовой технологии для сушки оболочковых форм используются аммиачные камеры. Аммиачная атмосфера необходима для эффективного затвердевания оболочковой формы с использованием этилсиликата.

Важным моментом является тип аммиачной камеры, в базовой технологии используется аммиачные камеры с сушкой воздушно-аммиачной. Такая сушка является низкоэкологичной и ресурсозатратной, так как длительность сушки каждого слоя занимает около часа, а пары аммиака могут воздействовать на человека.

Влияние паров аммиака на человека заключается в следующем: газообразный аммиак в малой концентрации вызывает жжение в глазах и слезоточивость, при увеличении дозы – химический ожог роговицы и даже слепоту, першение в горле, затруднение дыхания, кашель [1]. Поэтому при работе с воздушно-аммиачной сушкой предусмотрены индивидуальные средства защиты.

В предлагаемой технологии используется более безопасный вид сушки – вакуумно-аммиачный. Общая длительность сушки каждого слоя в такой камере составляет 24 мин для предлагаемого состава. Безопасность использования обеспечивается за счет наведения аммиака после создания вакуума, а снятие аммиачной атмосферы происходит вместе со снятием вакуума, но при этом происходит продувка форм [3]. Исходя из этого контактирование аммиачных паров с человеком значительно снижается и сводится к минимуму.

4. Экологичность использования инфракрасной сушки

Преимущества использования связующего на водной основе заключается не только экономии времени на процесс изготовления оболочковой формы, но и на ее сушку, так как время сушки одного слоя занимает 20 мин. С экологической точки зрения процесс инфракрасной сушки является наиболее выгодным.

В камере высокоскоростной сушки всегда поддерживается определенный уровень температуры для сушки 20-30°C, камера вентилируется и формы обдуваются в целях предотвращения перегрева [4].

Для работы с данной установкой не требуются специальные средства защиты, так как человек полностью изолирован от процесса сушки и регулирует протекание процесса только с помощью монитора.

Таким образом, предлагаемые решения способствуют повышению экологической безопасности технологии точного алюминиевого литья на предприятии авиастроения.

Литература:

1. Болдин, А.Н. Инженерная экология литейного производства: учеб. пособие / под общ. ред. А.Н. Болдина. – М.: Машиностроение, 2010. – 352 с.
2. Система РАЛ-Инфо для металлургов, машиностроителей, заказчиков литых и формованных изделий из металлов, пластмасс и композитов [Электронный ресурс]: Готовые термостойкие связующие «СИЛАРМ» для литья по выплавляемым моделям от компании «СИТЕК». – URL: <http://www.ruscastings.ru/work/168/2130/2968/3895> (дата обращения: 05.04.2019)
3. Инженерная фирма «АБ Универсал» [Электронный ресурс]: Литье в керамические оболочки: МК BOOSTER. – URL: <http://mktechnology.ru/products/investmentCasting/booster.php> (дата обращения: 04.04.2019)
4. ПАО «Электромеханика» [Электронный ресурс]: Установка для вакуумно-аммиачной сушки форм во взрывобезопасном исполнении. – URL: http://www.el-mech.ru/products/prochee/prochee_49.html (дата обращения: 06.04.2019)

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОИЗВОДСТВА КОКСА

Шевченко А.А., Онищенко С.А.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

Снижение уровня загрязнения атмосферы в настоящее время является наиболее актуальной социально-экономической проблемой в коксохимическом производстве.

Процесс производства кокса заканчивается выдачей его из печей с температурой 950-1100 °С. Чтобы предотвратить горение горячего кокса после выгрузки из печи, а также принять кокса, пригодного для транспортировки и хранения, необходимо для снижения его температуры до 250-100 °с, при которой Кокс исключает самопроизвольное возгорание и тление, коксотушительная установка состоит из тушильной башни и отстойников для осветления воды. Под куполом или навесом тушильной башни находится оросительное устройство, а над ним выхлопная труба для отвода водяного пара. Вода для закалки подается в оросительную систему насосами из сбора осветленной воды. Расход пресной воды, подаваемой на тушение, зависит от свойств кокса, в среднем составляет 4,5 м³ на тонну кокса [1].

Часть (10-15%) воды, идущей на охлаждение, испаряется, часть остается в коксе. При этом его влажность увеличивается в среднем до 3-5%, а все тепло поглощенного водой кокса теряется полностью. После отстаивания вода снова используется для тушения кокса. Коксовый шлам грейфера периодически удаляется из отстойников. Из этого цикла следует отличать, что в процессе коксования образуется большое количество сточных вод.

По данным, приведенным выше, следует отметить, что без надлежащей очистки сточных вод и коксового газа, производственный процесс на предприятии будет нарушен, а также выбросов в атмосферу, что повлияет на окружающую среду будет значительным для нормального проживания людей на этой территории.

С этой целью проводятся такие мероприятия, как очистка коксового газа и сточных вод предприятия.

В процессе нагрева угольной шихты в коксовые камеры является выброс коксового газа, состоящий из Н₂-50-60% и СН₄-20-30%.

Коксовый газ (газ для отопления коксовых печей) не должен содержать: нафталин, аммиачные соединения, сероводород.

Газообразные продукты коксования на выходе из коксовых камер разряжаются через стояки в газосборники. Коленные стояки и газосборники газовые надсмольные обильно орошаются водой и охлаждаются до температуры 80-90⁰С. Коксовый газ, охлажденный до 80-90⁰С для транспортировки по трубопроводам, проложенным с уклоном от батареи, через сепаратор направляется в газовый коллектор и к первичным газовым холодильникам (ПХГ).

При охлаждении коксового газа в ПХГ происходит конденсация водяного пара, пара гудрона, нафталина и других химических продуктов, растворимых в углеводородном конденсате. Газовый конденсат из подземного коллектора через гидросистему подается в коллекторы газового конденсата.

В конечном газовом холодильнике (КГХ) коксовый газ охлаждается до температуры 25-35⁰С при непосредственном контакте с циркуляционной водой цикла КГХ. В этом случае из него вымывается нафталин, который в свою очередь извлекается из воды каменноугольной смолой. Охлажденный и очищенный нафталин из коксового газа поступает в бензольный скруббер, где абсорбционным маслом каменноугольной смолы улавливаются бензольные углеводороды [1]. После улавливания бензольных углеводородов коксовый газ поступает в цех десульфурации для его очистки от сероводорода абсорбционным раствором моноэтаноламина.

Цех сероочистки предназначен для очистки коксового газа от сероводорода. Реагентом, используемым в установке, является моноэтаноламин-прозрачная вязкая гигроскопичная жидкость с запахом аммиака, не содержащая механических примесей.

Готовой продукцией очистного сооружения является очищенный газ коксовой печи с содержанием сероводорода 3,5-0,5 г/нм³.

Очищенный газ из абсорбера поступает в коллектор коксового газа, который используется для горения в коксовых батареях и котельной установке [1].

Очистка сточных вод.

В фекальные сточные воды поступают все хозяйственные сточные воды предприятия.

В фенольную канализацию поступают все химически загрязненные сточные воды предприятия, которые образуются за счет физической и пирогенетической влаги коксуемой шихты, которая конденсируется при охлаждении коксового газа в газосборниках и химических цехах;

В шламовую канализацию поступают:

- конденсат пара, используемого в промышленных процессах;
- техническая вода, используемая для приготовления технологических растворов (абсорбция);
- поверхностный сток, сбрасываемый с объектов внешней техники и оборудования химических предприятий;
- дренаж сточных вод, откачиваемых с территории цехов.

Дождевые и талые воды, не загрязненные химическими продуктами, а также условно чистые промышленные сточные воды поступают в ливневую канализацию.

Система дренажа шлама предназначена для подачи воды из отстойников шлама в коксовый цех для "мокрого" тушения кокса.

Недостатками способа мокрого тушения кокса являются:

- 1) Значительные потери тепла. Почти половина тепла теряется с водяным паром.
- 2) Дополнительные транспортные расходы.

3) Затраты на перекачку воды.

Альтернативой "влажному тушению кокса" можно считать "сухое тушение" (или тушение инертным газом).

По этой схеме раскаленный (1000-1050 °C) Кокс загружается сверху в бункер, через который непрерывно продувается азот. Теплый кокс (200-250 °C) выбрасывается из нижней части бункера. Нагретый азот направляется в пылеуловители, а затем в паровой котел, где получается перегретый до 450 °C водяной пар. Скорость потока азота (75-80) тыс. м³/ч. максимальное количество выгружаемого кокса около 80 т/ч.

Преимущества этого метода по сравнению с влажной закалкой:

- отсутствие выбросов водяного пара в атмосферу и сточных вод тушильной башни;

- выдача сухого кокса потребителю с минимальной влажностью;

- производство кокса, более однородного по размеру;

- повышение качества кокса, так как в этом случае он не подвергается разрушению из-за резкого охлаждения (расход кокса в доменном производстве составляет 2-3% ниже, чем мокрого тушения кокса);

Основным недостатком является сильное запыление:

1. "Угар" кокса может колебаться от 0.5 % до 1.6 %;

2. Циркулирующий газ постепенно накапливает горючие компоненты, что приводит к образованию взрывоопасной атмосферы;

3. Подача азота является существенной статьей расходов УСТК.

Замененные сухие тушения в последнее время внедряют американскую систему пожаротушения. Одной из таких систем является комбинированное тушение.

Вагонетки для транспортировки кокса оборудованы специальным люком для разгрузки. Разгрузку кокса производят при совпадении разгрузочного отверстия вагонетки с люком камеры тушения, расположенным ниже. При таком способе транспортировки загрязнение окружающей среды атмосферы горячими газами и пылью практически устранено [2]. В камере тушения кокс скользит по наклонному перфорированному днищу и задерживается внизу камеры специальным щитом.

Тушение кокса происходит в две стадии. В первой стадии кокс орошается водой через систему форсунок. Температура кокса снижается до 500–600°C, т. е. до температуры, когда вероятность самовозгорания кокса становится уже минимальной. Водяной пар, образующийся в камере тушения, растворяет газы, выделяющиеся из кокса, предотвращая возможность взрыва в камерах тушения. Горячие пар и газы выпускаются из камеры тушения через специальное отверстие по широкой трубе. После выпуска газов и прекращения поступления воды открывается вентиль подачи инертного газа. Во второй стадии происходит сухое тушение кокса. Инертный газ, заполняя объем камеры, проходит через перфорированное днище камеры в толщу слоя кокса и охлаждает его до 200 °C. После закрытия вентилей 18 и 6 открывается щит в нижней части камеры ту-

шения и холодный кокс попадает на закрытый желоб, а оттуда на ленточный транспортер [2].

Комбинированные методы тушения обеспечивают значительную экономию тепла и уменьшают загрязнения воздушного бассейна.

Недостатками комбинированных способов являются:

- сложность в конструктивном отношении;
- большие капитальные и эксплуатационные затраты.

Требования по созданию экологически безопасных условий труда

1. Технологические аппараты, трубопроводы, газовое оборудование должны быть герметизированы для исключения выделения вредных и взрывопожароопасных веществ.
2. Отходящие горючие газы должны направляться в закрытые системы для дальнейшей утилизации или в системы организованного сжигания.
3. Запрещается объединение газовых выбросов, содержащих вещества, способные при смешивании образовывать взрывоопасные смеси.
4. При срабатывании предохранительных устройств, установленных на газовой аппаратуре, должен быть предусмотрен отвод газовых выбросов на свечу или факельную систему.
5. Рабочие площадки и проходы, необходимые для обслуживания оборудования, размещенного на высоте, должны иметь ограждение высотой не менее 1 м.
6. При остановке и пуске агрегаты, аппараты и коммуникации, содержащие при рабочем режиме взрывопожароопасные пары и газы, должны быть продуты инертным газом или паром для предупреждения образования в них взрывоопасных смесей.
7. В помещениях с большим пылевыделением, а также в помещениях, где производится переработка токсичных материалов, электропроводка и электропусковые устройства должны быть выполнены так, чтобы обеспечивалась возможность мокрой уборки помещения.
8. Электропроводка в помещениях, где возможен разлив жидких продуктов производства, должна располагаться в местах, исключающих попадание на нее этих продуктов, или иметь соответствующую защиту.

Из проведенного анализа видно, что метод комбинированного тушения кокса, на данный момент считается одним из лучших по качеству производимого кокса и экологическим показателям, но в то же время они являются дорогостоящими как в установке оборудования, так в его эксплуатации. Поэтому зачастую предпочтение отдается более дешевому методу мокрому тушения кокса. Но это не означает, что другие методы тушения кокса не рациональны.

Литература:

1. *Кауфман, А.А.* Технология коксохимического производства. Учебное пособие / А.А. Кауфман, Г.Д. Харлампович. – Екатеринбург: ВУХИН-НКА, 2005. – 288 с.
2. *Лейбович, Р.Е.* Технология коксохимического производства / Р.Е. Лейбович, А.Б. Филатова, Е.И. Яковлева.- М.: Металлургия. – М., 1982 г. – 360 с.
3. *Лурье, Ю. Ю.* Аналитическая химия промышленных сточных вод / Ю.Ю. Лурье. – М.: Химия, 1984. – 448 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОИЗВОДСТВА АЛЮМИНИЯ

Красников А.В., Онищенко С.А.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

Целью работы является анализ экологических проблем при производстве алюминия и предложение эффективных мер по снижению рисков производства и использования алюминия на окружающую среду и жизнедеятельность.

В последние годы ученые всего мира уделяют пристальное внимание проблемам экологии нашей планеты. Это связано с возрастающим влиянием факторов внешней среды на процессы, происходящие на Земле. Это относится не только к жизни, но и к существованию любых других форм жизни вообще.

При изучении влияния факторов окружающей среды на здоровье человека эти науки тесно взаимосвязаны. Экология человека изучает общие закономерности взаимодействия биосферы и антропосистемы человечества, его групп (популяций) и особей, а также влияние на них экосистем.

В XX веке, особенно во второй его половине, стало очевидно, что негативное воздействие на окружающую среду, которое способна оказать его человеческая деятельность. В связи с этим возникла, с одной стороны, проблема защиты окружающей среды от человека, а с другой – человеческий фактор от той же нарушенной среды обитания.

Экологические проблемы почв, воды и воздуха определяется накоплением в этих средах широкого спектра опасных для здоровья чужеродных веществ, поступающих через продукты питания в организм человека. К ним относятся металлы, радионуклиды, пестициды, нитраты и нитриты, полициклические ароматические и хлорированные углеводороды, диоксины и микробные метаболиты. Эти вещества могут более или менее мигрировать из одной среды в другую, а также взаимодействовать друг с другом как вне тела и внутри него.

Алюминий-химический элемент III группы периодической таблицы. Это серебристо-белый металл, легкий (плотность $2,7 \text{ г/см}^3$), пластичный, хороший проводник электричества и тепла, температура плавления 660°C .

Земная кора содержит 8.8% алюминия. Это третий по распространенности в природе элемент после кислорода и кремния и первое среди металлов.

Чистый алюминий был впервые получен датским физиком Х. Эрстедом в 1825 году.

Основным сырьем для производства алюминия являются бокситы, содержащие 32-60% глинозема Al_2O_3 . К наиболее важным алюминиевым рудам относятся также алунит и нефелин [5].

Процесс производства первичного алюминия состоит из трех основных этапов. Во-первых, добыча необходимого сырья – бокситов, нефелинов и алунитов. Затем происходит химическая обработка руды, в результате глинозема (Al_2O_3). Сам алюминий получают из глинозема электролитическим методом.

Как правило, для производства 1 тонны алюминия требуется около 2 тонн глинозема [4].

Рассмотрим основные области применения алюминия.

Алюминий один из самых легких конструкционных металлов. Плотность алюминия примерно в три раза меньше, чем у железа, меди или цинка. Как свет, коррозионностойкий, сильно проводной и легко регенерированный металл, он играет важную роль в социальном прогрессе.

Сплавов, полученных из алюминия, наряду с низкой плотностью, характеризуются высокой прочностью и другими важными механическими свойствами [1].

1. Дюралюмин (дюралюмин, duralumin, от названия немецкого города, где было начато промышленное производство сплава). Он подвергается затвердеванию и старению, часто покрывается алюминием. Это конструкционный материал для авиационной и транспортной техники.

2. Силумин-легкие литейные сплавы алюминия. Изготавливаются детали сложной конфигурации, преимущественно в автомобильной и авиационной промышленности.

3. Основным потребителем алюминия является пищевая промышленность, где он используется в виде фольги и других материалов для упаковки еды и напитка.

Алюминиевые сплавы применяются в ракетной технике, авиации, автомобилестроении, судостроении и приборостроении, в производстве посуды, спортивных товаров, мебели, рекламе и других отраслях промышленности.

По широте применения алюминиевые сплавы занимают второе место после стали и чугуна.

Рассмотрим основные техносферные риски при производстве алюминия. При производстве алюминия основное воздействие на окружающую среду оказывали вредные газы и твердые отходы. Выделение газа и образование отходов образуются на разных стадиях производства [4].

При производстве алюминия основное воздействие на окружающую среду оказывали вредные газы и твердые отходы. Газы и отходы образуются на разных стадиях производства. Подробно процесс производства алюминия выглядит следующим образом: Сначала производится добыча боксита, специальной руды, содержащей глинозем и следы железа, кремния и т.д. Боксит доставляется на глиноземный завод, где Боксит измельчается и производится влажное измельчение. Полученная бокситовая пульпа выщелачивается в автоклавах при перемешивании при определенной температуре и давлении. Из полученной смеси отделяют нерастворимый осадок (песок). В полученный алюминатный раствор добавляют грунтовку и выделяют кристаллы тригидрата алюминия. Полученный тригидрат алюминия прокаливают в обжиговых Печах, где глинозем получают после прокаливания. Определенное количество глинозема загружается в рабочий электролизер, где под действием электрического тока в электролизере протекает электрохимический процесс восстановления алюминия из глинозема. Расплавленный металл периодически выливают из электролизера и

транспортируют в литейное отделение. Далее алюминий доводят до нужного состояния путем добавления различных легирующих материалов. Готовый химический состав алюминия или алюминиевого сплава очищают от различных примесей, при необходимости модифицируют различными добавками.

Наиболее опасное для окружающей среды образование отходов происходит на стадии получения глинозема из бокситов, а выделение вредных газов образуется в основном на стадии электролиза глинозема. Отходы на стадии получения глинозема из бокситов представляют собой так называемый "красный шлам" [2].

Красный шлам представляет собой смесь, которая имеет красный цвет из-за высокого содержания железа, которое образуется в процессе Bayer. На каждую тонну полученного оксида алюминия приходится от 360 до 800 кг шлама [7].

Решение обеих проблем, воздействия отходов "красного шлама" и выброса вредных газов на данный момент решается по-разному. Шуга хранится в изолированной зоне шуги. Для снижения выбросов вредных газов во всем мире используется технология отожженных анодов [3].

Следует отметить, что алюминий оказывает активное негативное влияние на организм человека.

Алюминий может поступать в организм и с питьевой водой, если его много-до 4 мг на литр. Больше всего алюминия содержится в овсянке и пшенице, горохе, рисе, картофеле, чуть меньше-в баклажанах, киви, персиках, фасоли и манной крупе. Изделия в алюминиевых банках и фольге при длительном хранении накапливают много алюминия, в питьевой воде, которая используется при очистке сульфата алюминия, он остается даже после кипячения. Много алюминия мы получаем с дезодорантами и косметикой, используя их каждый день. Антиперсперант, много кремов, помада и тушь также богаты алюминием [6].

Существует ряд заболеваний, которые возникают из-за попадания алюминия в организм человека. К ним относятся:

1. Алюминоз легких. Особенно тяжелые отравления алюминием стали наблюдаться у рабочих при его широком применении в самолетостроении, – из-за вдыхания алюминиевой пыли. Профессиональное заболевание называется алюминоз легких и сопровождается рубцеванием легких, атеросклерозом (особенно сосудов бронхов), потерей аппетита, кашлем, а иногда и болями в желудке, тошнотой, запорами, "разрывающими" болями по всему телу, дерматитами и изменениями в крови.

Как правило, накопившаяся в легких алюминиевая пыль продолжает действовать после прекращения контакта с ней в условиях производства, так что как только начинается процесс, он неизбежно прогрессирует.

2. Болезнь Альцгеймера. Алюминий является одной из основных причин этого заболевания. Болезнь Альцгеймера характеризуется прогрессирующим повреждением ткани мозга, является наиболее распространенной формой слабоумия у пожилых людей и влечет за собой окончательную потерю памяти, ут-

рату способности мыслить и двигаться. Изначально заболевание прогрессирует медленно и его можно воспринимать как естественный процесс старения. Эта болезнь неизлечима.

Болезнь Альцгеймера-не единственное страшное заболевание, которое может быть спровоцировано попаданием алюминия в организм человека. Европейский журнал профилактики рака сообщает, что использование дезодорантов или антиперспирантов может вызвать рак молочной железы [6].

На основании проведенных исследований установлено, что для снижения рисков производства и использования алюминия на окружающую среду и жизнедеятельность необходимо:

1. Хранение шлама в изолированной зоне хранения.
2. Применение электролизеров с отожженными анодами, которые оснащены предварительно испеченными анодными блоками, позволяет избежать выделения смолистых веществ, что очень важно с экологической точки зрения.
3. Рассмотрение альтернативных и более экономичных вариантов сокращения выбросов вредных газов.
4. Ограничение использования кухонной и столовой посуды деформированно, со сломанными краями, трещинами, с поврежденной эмалью, столовые приборы изготовлены из алюминия, а также упаковка на основе алюминия. Например, пищевая фольга, а также широко разрекламированный "тетрапак" (бумажные пакеты на основе алюминиевой фольги) и т. д.

Литература:

1. Алюминиевая промышленность мира // География. - 2001. - № 10. – С. 21.
2. *Вельтищев, Ю.Е.* Наследственные болезни нервной системы: рук-во для врачей / Под ред. Ю.Е. Вельтищева, П.А. Темина – М.: Медицина, 1998 – 496 с.
3. Перспективы развития технологических процессов глиноземного производства. – СПб: АО «ВАМИ», 1992.
4. Проблемы производства алюминия, магния и электродных материалов. – СПб: АО «ВАМИ», 1992.
5. Производство алюминия. Литейное производство, 1992. – №9. – С. 84.
6. *Сухарев, И. Р.* Бокситы – глинозем – алюминий / И.Р. Сухарев // География. - 1998. – № 17.- С.23.
7. *Титова, В.И.* Экотоксикология тяжелых металлов. Учебное пособие / В.И. Титова, М.В. Дабахов, Е.В. Дабахова. – НГСХА, 2001 – 39 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОИЗВОДСТВА ЧУГУНА

Дехтярь И.А., Онищенко С.А.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

Целью данной работы является анализ производственной среды и установление соответствия состояния рабочего места доменщика требованиям нормативных документов. Анализ производственной среды заключается в оценке условий труда и техники безопасности при выполнении определенных видов работ.

Характеристики вредных веществ, выделяемых при выплавке чугуна:

Азот и его соединения - развивают токсический отек легких «синего» или «серого» типа. Сразу после вдыхания появляется небольшой быстро проходящий кашель, появляется боль в горле, боль в груди, вызванная раздражением слизистой оболочки дыхательных путей.

Угарный газ - хроническая интоксикация характеризуется нарушениями функции центральной нервной системы. Могут быть боль в области сердца, повышенное кровяное давление.

Пыль - это взвешенные частицы, взвешенные в воздухе. Средний размер этих частиц составляет 11-51 мкм. Атмосфера Земли ежегодно получает около 11 кубических метров. км пылевых частиц искусственного происхождения. Во время производственной деятельности людей образуется большое количество пылевых частиц. Пыль обладает раздражающим, аллергенным, токсигенным и фиброгенным действием. Металлургические рабочие часто жалуются на нос, чихание, кашель, сухость в горле и головную боль. Аллергические заболевания дыхательных путей чаще встречаются у работников с большим опытом (в среднем, после 8 лет работы)

Физико-химические процессы доменной плавки

Условно процессы, протекающие в доменной печи, разделяют на горение топлива; разложение компонентов шихты; восстановление железа; науглероживание железа; восстановление марганца, кремния, фосфора, серы; шлакообразование. Все эти процессы проходят в доменной печи одновременно, но с разной интенсивностью, при различных температурах и на разных уровнях.

Горение топлива. Вблизи фурм углерод кокса, взаимодействуя с кислородом воздуха, сгорает. В результате горения выделяется теплота и образуется газовый поток, содержащий CO, CO₂, N₂, H₂, CH₄ и др. При этом в печи несколько выше уровня фурм развивается температура выше 2000 °С. Горячие газы, поднимаясь, отдают теплоту шихтовым материалам и нагревают их, охлаждаясь до температуры 300...400 °С у колошника.

Восстановление железа в доменной печи. Шихта (агломерат, кокс) опускается навстречу потоку газов, и при температуре 500...510 °С начинается восстановление оксидов железа.

Разложение компонентов шихты происходит в зависимости от ее состава. Если в доменную печь подается офлюсованный агломерат, то эти процессы протекают при агломерации и в доменной печи почти не идут. При работе на шихте, содержащей флюсы и часть сырой руды, в верхней части доменной печи разрушаются гидраты оксидов железа и алюминия.

В результате взаимодействия оксидов железа с оксидом углерода и твердым углеродом кокса, а также с водородом происходит восстановление железа. Восстановление газами называют косвенным, а восстановление твердым углеродом — прямым. Реакции косвенного восстановления — экзотермические (сопровождаются выделением теплоты), они происходят главным образом в верхних горизонтах печи [1]

Мероприятия по достижению безопасных условий работ

Колошниковые газы - дымовые газы с высокой температурой сгорания используются в качестве топлива в самих доменных печах, в коксовых печах, в обогревателях, в котельных и т. д. Характеристика загрязняющих веществ, содержащихся в колошниковом газе, дана в таблице 1.

Таблица 1 – Характеристика загрязняющих веществ, содержащихся в колошниковом газе

Наименование	Предельно допустимая концентрация, максимальная разовая мг/м ³	Предельно допустимая концентрация, среднесуточная мг/м ³	Класс опасности
Окислы азота	0,4	0,06	3
Окись углерода	5,0	3,0	4
Пыль коксовая и агломерационная	10,0	7,5	4
Сернистый ангидрит	0,5	0,5	3

Для минимизации проблем, связанных с работой сжигающих устройств, в повседневной практике используется высокопроизводительная газоочистка.

Старые печи обычно работают при давлениях от 0,025 до 0,05 МПа, а более современные печи могут работать при давлениях до 0,3 МПа. В печах, в которых используются низкие давления, чаще используются мокрые электрические осадители, а затем скруббер Вентури, чтобы можно было получить желаемую чистоту газа. При использовании скруббера Вентури можно достичь содержания аэрозоля до 5 мг / м³ при перепаде давления, типичном для печей вы-

сокого давления.

Выпуск чугуна

Основная сложность, связанная с всасыванием аэрозолей, возникающих в процессе плавки металла, - это длинная дистанция, по которой образуются выбросы плавильной продукции; Это особенно актуально для печей с высокой пропускной способностью. В современных печах часто используются наклонные направляющие ворота, что позволяет вдвое сократить его длину, а также площадь, в которой происходит испарение, также уменьшается. Хорошо закрытое покрытие над потоком стробирования предотвращает подачу кислорода и ограничивает образование аэрозольного загрязнения от продуктов испарения. Чтобы ограничить подачу кислорода, вы можете продуть металлическую поверхность паром или горячими газами. Проектная мощность воздухозаборных утилизационных выхлопных газов (строение кровли в производстве доменного цеха) приведена ниже:

- Вытяжка над леткой -250 тыс. м³ /ч.
- Укрытие литникового хода от летки -190 тыс. м³ /ч.
- Шлакоотделитель -184тыс. м³ /ч.
- Наклонный литниковый ход чугуна 310 тыс. м³ /ч.

На современных предприятиях на крыше литейных цехов устанавливаются мокрые электрофильтры. Продукты испарения через электрофильтр выносятся естественная тяга. Это позволяет отказаться от применения газоходов и вентиляторов.

Поскольку температура газа, который улавливается местными вытяжными устройствами, как правило, не превышает 80°, вполне похожими устройствами для очистки газов от загрязнений могут быть рукавные фильтры и электрофильтры.

Охлаждение шлака

Использование воды для охлаждения шлака приводит к выбросам H₂S. Снижение выбросов H₂S на 50% может быть достигнуто, если к охлаждающей воде добавить 100 м.д. KMnO₄. После трехдневного воздушного охлаждения с последующим добавлением 100 м.д. к охлаждающей воде KMnO₄ было получено 88% -ное снижение выбросов H₂S [3].

Требования безопасности в чрезвычайных ситуациях.

1. Если в системе существует утечка, которая угрожает жизни обслуживающего персонала, необходимо немедленно передать систему испарительного охлаждения в техническое водяное охлаждение.

2. В случае аварийного отказа подводных трубопроводов необходимо:

- снять давление испарительной системы охлаждения клапанов воздухоподогревателей и печей;
- закрыть клапаны на двух входах питательной воды в галереях;
- открыть клапан из водопровода;
- закрыть сливные клапаны.

3. Во время ликвидации несчастного случая на работе, при небольших ожогах первой и второй степени и персонала, тщательно нанесите стерильную повязку на обгоревшую область. Если одежда человека загорелась, быстро нанесите на него пальто, куртку, любую толстую ткань или ударите пламя водой. При необходимости не оторвать одежду или обувь, прилипшие к обгоревшей части тела, но разрежьте их ножницами и аккуратно удалите их, не повреждая кожу, затем нанесите стерильную повязку и отправьте пострадавшего в медицинское учреждение. Для тяжелых и обширных ожогов оберните жертву чистым листом или тканью, не раздевая ее, не прикройте тепло, не выпейте теплый чай и не создайте мир, пока не прибудет врач.

4. Требования безопасности в конце работы

- ✓ Приведите в порядок рабочее место, уберите инструмент и оборудование, устройство в предусмотренном для них месте.
- ✓ Уезжая с рабочего места, убедитесь в отсутствии.
- ✓ При передаче смены сообщите мастеру и вашему чейнджеру о проблемах, которые вы заметили, с оборудованием, аппаратурой, вентиляцией и освещением.
- ✓ Соблюдайте правила личной гигиены: мойте руки теплой водой и мылом, при необходимости принимайте душ. Не мойте руки или другие части тела растворителями (бензин, ацетон и т. д.),
- ✓ Выйдя из цеха, сообщите об этом начальнику [2].

Был проведен анализ производственной среды и установление соответствия состояния рабочего места служащего требованиям нормативных документов. Анализ производственной среды заключается в оценке условий труда и техники безопасности при выполнении определенных видов работ.

В процессе работы были рекомендованы мероприятия по снижению воздействия действующих факторов производственной среды в соответствии с современными достижениями в науке и технике и учетом передового опыта организации производства и труда.

Литература:

1. «Предприятие — источник загрязнения окружающей среды» / Методические указания к расчётному заданию по курсу «Промышленная экология» курса «Экология».
2. *Роздин, И.А.* Безопасность производства и труда на химических предприятиях / *Роздин И.А., Хабарова Е.И., Вареник О.Н.* – М.: Колосс. 2005. – 253 с.
3. *Черепанов, К.А.* Утилизация вторичных материальных ресурсов в металлургии / *К.А. Черепанов, Г.И. Черныш, В.М. Динельт, Ю.И. Сухарев.* – М.: Металлургия, 2014. – 224 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Кадуха Н.М., Онищенко С.А.
Академия гражданской защиты МЧС ДНР
г. Донецк, ДНР

При работе в сталеплавильных цехах экологичности производства уделяется очень большое внимание ввиду сложных и тяжелых условий труда, присущих этому производству.

Главное правило при работе с жидким металлом и шлаком состоит в том, чтобы не допускать их контакта с водой и влажными материалами. При 1500-1600 °С вода, мгновенно превращаясь в пар, ведет себя как взрывчатое вещество. Особенно опасно, когда влажные материалы оказываются прикрытыми слоем металла (шлака). По этому заправочные материалы, сыпучие, ферросплавы должны быть предварительно просушены или прокалены.

Особенности работы с газами

В сталеплавильных цехах широко используют газообразное топливо, кислород и другие газы. Большинство горючих газов способно образовать с воздухом взрывоопасные смеси. Особенно опасны в этом отношении коксовый газ, содержащий до 50 % водорода, и природный газ, состоящий в основном из метана. Доменный газ устойчивее к взрывам, но содержит высокие концентрации СО – ядовитого вещества. В ряде случаев может быть опасен и технический кислород. Он обладает способностью воспламенять, даже при комнатной температуре, различные масла и материалы пропитанные ими. Поэтому нельзя работать с кислородом в замасленной одежде. Даже чистая одежда, пропитанная маслами в атмосфере кислорода, может воспламениться от огонька спички при курении. При эксплуатации газового хозяйства цеха нужно постоянно следить за герметичностью газопроводов, исправностью запорной и распределительной арматуры. На пути газовой разводки не должно быть застойных участков, все помещения, где имеется газовая арматура, должны хорошо вентилироваться. Утечки горючих газов контролируются специальными приборами. Запрещается использовать для этой цели факелы или другие источники открытого огня.

Особенности работы с механизмами

Над многими рабочими местами в цехе перемещаются мостовые краны с различными грузами, в том числе с жидким металлом. На рабочих площадках, в разливочных пролетах сталеплавильных цехов двигаются завалочные машины, составы с шихтой и изложницами, ковши с жидким чугуном. В этих условиях по избежание несчастных случаев необходимо повышенное внимание работающих ко всем видам цехового транспорта. Краны, завалочные машины, самоходные тележки сталевозов и др. должны быть оборудованы системой световой и звуковой сигнализации. В цеховых помещениях предусматриваются габариты безопасности для свободного пропуска работающих транспортных средств. Там, где это возможно, действующие механизмы изолируют от цехо-

вого персонала. Для этой цели широко используют различные ограждения или даже отдельные помещения. Так, ограждению подлежат приводы перекидных устройств, вентиляторов, различные лебедки, транспортеры, подъемники. При операциях, выполняемых при помощи мостовых кранов нужно стремиться к максимальной автономности их действий; переноску грузов осуществлять по возможности без участия подкрановых рабочих. Для этого краны оборудуют различными приспособлениями способными самостоятельно захватывать грузы. При ручном выполнении такелажных операций необходимо четкое взаимопонимание машиниста крана и подкрановых рабочих.

Защита от тепловых излучений

Сталеплавильный цех относится типу «горячих», производственный процесс в нем сопровождается очень большими тепловыделениями. Основная доля приходится на тепло, излучаемое жидкими металлом и шлаком, плавящимися материалами, поверхностями огнеупоров, нагретых до 1000-1700 °С, значительно меньше доля конвективного тепловыделения с массами горячего воздуха и газов. Основная защита от излучений – теплоизоляция поверхностей, экраны, ограждающие источники тепла. Так, при отборе проб из печи используют подвижные экраны, принимающие основную часть лучистого тепла. Снижает тепловое воздействие на организм человека и правильно выбранная спецодежда. Сейчас ее изготавливают из толстых суконных и войлочных материалов, успешно испытывается и одежда с теплоотражающей поверхностью. Для защиты глаз от светового излучения высокотемпературных поверхностей используют светофильтры синей и фиолетовой окрасок.

Производственные шумы

В сталеплавильных цехах есть много источников сильного шума: форсунки и горелки печей, кислородные фурмы, пароэжекторные насосы, вентиляторы, движущийся транспорт. Шум от многих источников ликвидировать нельзя, но ослабить его интенсивность – задача соответствующих служб завода. В частности, возможна звукоизоляция многих стационарных источников шума, вплоть до сооружения отдельных помещений. В ряде случаев следует применять индивидуальные средства защиты работающих от шума.

Особенности электробезопасности

Основными источниками опасности поражения электрическим током в литейных цехах являются электропечи, машины и механизмы с электроприводом. Применяемое электрооборудование в основном работает под напряжением до 1000 В, при использовании электротермических установок – выше 1000 В. Рассматривая вопросы электробезопасности необходимо привести схему электрозащиты, которая способна обеспечить безопасность эксплуатации электрооборудования, а также проанализировать условия применения и принцип действия системы сигнализации на случай опасности. Особое внимание необходимо уделять помещениям и внешним зданиям, в которых производятся, перерабатываются или сохраняются взрыво-, пожаро- опасные материалы. Данные материалы должны быть классифицированы в соответствии с их взрывоопасностью и пожароопасностью согласно требованиям «Правил устройства электроустано-

вок». В электрических схемах управления необходимо предусмотреть защиту от перегрузки и коротких замыканий. При работах, связанных с опасностью поражения электрическим током, необходимо использовать защитные средства.

Электроинструмент, переносные электролампы, понижающие трансформаторы и преобразователи частоты тока при выдаче на руки должны проверяться на отсутствие замыкания на корпус, на исправность заземляющего провода и изоляции питательных проводов.

Особенности пылеподавления

Электросталеплавильное производство является одним из производств, выбрасывающих большое количество пыли и других загрязняющих веществ. Величина этих выбросов зависит от применяемого сырья, технологического режима плавки, использования интенсификаторов и способа отвода газов от печи. Эффективность очистки от пыли повышают путем последовательной установки пылеуловителей разного типа, например, сначала для улавливания грубой фракции пыли улавливают циклон, а за ним матерчатый фильтр.

Большое распространение в последние годы получили мокрые пылеуловители. Один из наиболее распространенных аппаратов этого вида — ротоциклон, в котором газопылевая смесь под давлением, создаваемым вентилятором, вихревым потоком проходит через слой воды. Тяжелые частицы пыли задерживаются водой и осаждаются в нижнюю часть ротоциклона, откуда затем удаляются, а очищенный поток уходит в атмосферу. К аппаратам, в которых пыль улавливается с помощью воды, относятся скрубберы, промывные башни, пенные аппараты, пылеуловители Вентури, в том числе в компоновке с циклоном, и др.

Разновидностью мокрых пылеуловителей являются конденсационные установки, удаляющие пыль из потока газа, насыщенного водой. Принцип их действия основан на быстром снижении давления газа, приводящем к испарению воды. Вследствие этого часть водяного пара конденсируется на витающих пылинках, а последние, смачиваясь и утяжеляясь, могут быть легко отделены от газа в каком-либо простейшем устройстве, например циклоне.

Более эффективное улавливание пыли достигается в электрическом фильтре (сухой способ). Такие фильтры устанавливаются, например, в котельных для очистки дымовых газов от сажи, летучей золы, уноса. К коронирующим и осадительным электродам фильтров подводят постоянный ток высокого напряжения. Осадительные электроды присоединяют к положительному полюсу выпрямителей и заземляют, а коронирующие изолируют от земли и присоединяют к отрицательному полюсу.

Очищаемый поток газов проходит через пространство между электродами и основная масса взвешенных частиц, заряжающихся под действием коронного разряда (сопровождается голубоватым свечением и потрескиванием), оседает на осадительных электродах. Путем встряхивания пыль удаляется в бункер, жидкая фаза загрязнений стекает.

Полное удаление пыли из загрязненного потока воздуха происходит в бумажных (сухих) фильтрах-поглотителях конструкции академика Петракова, изготовляемых из особого мягкого листового материала типа бумаги. Эти филь-

ры устанавливают в респираторы для улавливания радиоактивной пыли при работе в зонах с повышенной радиацией. После использования они, как и радиоактивные смывы грунта, подлежат захоронению.

Правила техники безопасности на участках сталеплавильных цехов

Зону действия печей в сталеплавильное отделение следует огораживать щитами, закрывающими проемы между корпусом и рабочей площадкой. Пуски плавки, повороту печи должны предшествовать звуковые сигналы, предупреждающие обслуживающий персонал. Все операции по управлению плавкой производятся дистанционно, со специальных пультов. Перемещение составов с шихтой по рабочей площадке производится с небольшой скоростью в присутствии специально выделенных людей. Завалочные машины во время движения должны автоматически подавать звуковые сигналы. Габариты безопасности и пространство между рельсами завалочной машины нельзя занимать посторонними предметами. Перед началом завалки шихты сталевар обязан тщательно осмотреть лом, обращая особое внимание на качество его укладки, наличие взрывоопасных предметов. При ремонтах подины и выпускного отверстия часто пользуются сжатым воздухом. В этих случаях необходимо следить за тем, чтобы не травмировать рабочих разливочного пролета брызгами металла и шлака, вылетающими через выпускное отверстие. Сталевыпускные желоба крупных печей делают съемными, футеруют и сушат их в специально отведенном месте разливочного пролета.

Сталеразливочные и промежуточные ковши в разливочных пролетах должны подаваться на плавку с исправной футеровкой, хороши просушенными, с тщательно установленным стопором (шибером) Недостаточно просушенный ковш может стать источником тяжелых травм. Плохо набранный и установленный стопор приводит к аварийной разливке, что очень опасно для обслуживающего персонала. На дно шлаковых чаш можно подсыпать только сухой мусор использовать воду для осаживания шлака запрещается. Нельзя кантовать чаши со шлаком в разливочном пролете цеха. Эту операцию выполняют на специально оборудованных шлаковых дворах. При разливке стали на МНЛЗ ковш должен быть установлен на стенде. Стопоры (шиберы) сталеразливочного и промежуточных ковшей следует оборудовать средствами дистанционного управления. Необходимо тщательно контролировать системы охлаждения кристаллизатора и зоны вторичного охлаждения. При появлении течи в полости кристаллизатора возможны проникновение воды под корочку слитка и выброс жидкого металла из кристаллизатора.

На основании проведенных исследований определены вредные производственные факторы сталеплавильного производства, такие как производственные шумы, теплота, газы, температура, пыль, электрический ток, механизмы. Рассмотрены предложения по снижению риска всех этих факторов. Все эти факторы влияют на окружающую среду и работников производства. В дальнейшем при проектировании цехов по производству стали в электропечах необходимо учитывать все эти факторы и максимально снизить выделение пыли, теплоты, газов, шума.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Еспаев Н.Е., Альжанов М.К.

Карагандинский государственный технический университет
г. Караганда, Казахстан

На сегодняшний день металлургическая отрасль среди прочих других отраслей занимает одно из первых мест по воздействию на окружающую среду, на экосистему земли. Как правило, в основном все металлургические процессы являются термическими, или, как принято называть, пирометаллургическими. Выделение колоссального количества тепловой энергии при выплавке металлов в окружающую среду вносит существенную лепту в повышение температуры атмосферы земли.

Использование кокса при выплавке чугуна является не только предпосылкой выделения колошникового газа при доменной плавке. Сам процесс производства кокса на коксохимических производствах сопровождается выделением в значительном количестве весьма вредных и опасных жидких и газообразных компонентов. Полную утилизацию сопутствующих коксохимпроизводству вредных и опасных компонентов произвести не удастся.

Более того, все металлургические процессы сопровождаются выделением колоссального количества технологических газов, в частности производных окисления углеводородов. Казалось бы, самый безвредный из этих газов – двуокись углерода (углекислый газ) при его избыточном содержании в атмосферном воздухе весьма пагубно отражается на экосистеме земли.

Учитывая, что металлургические процессы сопровождаются выделением технологических газов, в том числе и перечисленных в протоколе Киотского договора, исследования, направленные на сокращение выбросов этих газов в атмосферу, являются весьма важными и актуальными для обеспечения защиты экосистемы земли. Соответственно, одной из наиболее важных задач в металлургии современности является поиск и внедрение новых видов восстановителей оксидов железа взамен кокса и его производных, что позволит сократить выбросы в атмосферу, прежде всего двуокиси углерода.

Альтернативой доменному процессу производства чугуна и стали являются технологии бездоменного или прямого получения железа. Под процессами прямого получения железа понимают такие химические, электрохимические или химико-термические процессы, которые дают возможность получать непосредственно из руды, минуя доменную печь, металлическое железо в виде:

- губки;
- крицы;
- жидкого металла.

Такие процессы ведутся, не расходуя металлургический кокс, флюсы. Методы прямого получения железа известны давно. Опробовано более 70 различных способов, но лишь немногие осуществлены и притом в небольшом про-

мышленном масштабе. В последние годы интерес к этой проблеме вырос, что связано, помимо замены кокса другим топливом, с развитием способов глубокого обогащения руд, обеспечивающих не только высокого содержания железа в концентратах (70...72%), но и почти полное освобождение его от серы и фосфора.

Воздействия на окружающую среду установки прямого восстановления очень ограниченные:

1. Имеется мало выбросов пыли, которые легко отводятся.
2. Потребность в воде низкая, и воду можно в значительной степени возвращать в цикл.
3. На установках прямого восстановления на основе метана образуется намного меньше CO_2 , чем в установках на основе угля.

Между тем, в ряде ведущих в области металлургического производства государств проводятся исследования по так называемой «безуглеродной металлургии». Альтернативным восстановителем природных оксидов железа может служить, например, водород, который обладает высокой восстановительной способностью. Побочными продуктами восстановления в таком случае являются водяные пары. В отходящих из печного пространства дымовых газах присутствие оксидов углерода сводится к минимуму.

Переход к низкоуглеродной, а в перспективе к безуглеродной технологии при производстве черных металлов не плод фантазии, а реальности сегодняшнего дня.

Известно, что Шведские компании SSAB (производитель стали), LKAB (поставщик железорудного сырья) и Vattenfall (электроэнергетика) сообщили о создании совместного предприятия для продвижения инициативы HYBRIT, целью которой является разработка и внедрение технологии выплавки чугуна без использования углеводородного сырья и эмиссии углекислого газа.

Инициатива HYBRIT была провозглашена весной 2016 г. Она заключается в том, чтобы заменить уголь и кокс при выплавке чугуна восстановлением железа водородом, благодаря чему в ходе процесса будет выделяться не углекислый газ, а водяной пар.

К 2024 г. они намерены реализовать пилотный проект, а до 2035 г. построить полномасштабное демонстрационное предприятие. Как заявил Мартин Линдквист, президент и генеральный директор SSAB, проект HYBRIT является очень важной инициативой для компании и может сыграть значительную роль в переходе Швеции к безуглеродной экономике, который планируется в 2045 г. Замена доменного процесса новой водородной технологией может не только внести большой вклад в борьбу с глобальным потеплением, но и совершить переворот в мировой металлургии.

PRODUCTIONS OF BEARINGS FROM COMPOSITE MATERIALS WITH USE OF CONVERTER SLIMES

Merekenov A.M, Alzhanov M.K, Wuwaev I.A.
Karaganda state technical university

Production of bearings is profitable business as details are always necessary and demand for them will not fall. It is possible to distinguish from obvious advantages of bearings: durability and reliability at drives with high development of speeds, ability of perception of strong blows, they easily maintain considerable vibration loadings. The small radial sizes are considered as also indisputable advantage of bearings, they allow fastenings on a neck of a bent shaft are simple on the design, are not afraid of water, allow adjustment of gaps and guarantee geometrically accurate installation of a shaft axis. One more advantage of bearings is profitability in case of big shaft.

If we started talking about advantages, it is worth listing the existing shortcomings of such fixed designs. First of all bearings always demand supervision and lubricant, at insufficient lubricant there can be friction losses, based on this there is one disadvantage – an excessive consumption of the greasing substance. Bearings are very sensitive details therefore they react to quality of the greasing substance and also temperature level. Moreover, bearings cannot brag of their high efficiency. Uneven wear of the bearing and a pin can be considered as drawback

Rolling bearings and bearings of sliding differently resist the movement and also differently define wear of elements of mobile support and surfaces of car details. This or that type of the bearing is chosen proceeding from assessment of technical and economic service conditions of the car or concrete knots.

To shortcomings of rolling bearings, at their use in especially intense frictional units, should be attributed:

- obligatory replacement of lubricant in the rolling bearing with a certain frequency;
- increase of friction coefficient of rolling bearings, when rotation is beginning ("the start-off moment");
- with swinging motion, rolling bearings often fail due to the formation of swing prints in the form of holes from balls or grooves from rollers;
- one of the main reasons for destruction of a swing surface is the fretting corrosion caused by simultaneous oxidation of metal's plastic lubricant and developing under the influence of the oxygen, arriving from the outside;
- rolling bearings often fail owing to abrasive wear at pollution, a lack of lubricant and corrosion, at the same time the quality of a surface of swing worsens;
- limited service life at big loadings;
- need of high precision of the interfaced details of bearing knot because of the small allowed distortions and as a result of it, an opportunity jamming of the bearing at uncontrollable change of loading;
- the high contact fatigue of a ball-bearing swing path in the static mode exceeding similar size for sliding bearings by 3-4 times;

- at the periodic accelerated and slowed-down rotation of the bearing there is a big slipping. Such mode of rotation considerably increases wear of contact surfaces of elements of bearings;

- increase in dimensions of bearing knots for rolling bearings in comparison with sliding bearings in the investigation of the big sizes of rolling bearings;

Rolling bearings on the device are not intended for long unattended operation in the conditions of a strong temperature difference, influence of solar radiation and a possibility of moisture condensation without the corresponding scheduled maintenance.

Inevitable destruction of components of lubricant, introduction in its continuum of moisture, with the subsequent crystallization of this moisture at negative temperatures, penetration of abrasive particles into a zone of contact of the high-precision adjoining swing bodies, course of corrosion processes on the surface of these bodies in the conditions of strong gas contamination of industrial facilities – all this minimizes advantages of rolling bearings in comparison with the sliding bearings made of composite materials in the conditions of long (up to 50 years) operation without service. About same experience of the foreign firms specializing in production and service in particular of compensators of contact networks of the railroads testifies.

Now in various branches of mechanical engineering the increasing application is found by sliding bearings. However, in spite of the fact that such bearings are used in the equipment long ago, their separate shortcomings have an adverse effect on operability of mechanisms where they are applied. It is possible to refer the increased susceptibility in influence of abrasive particles to shortcomings, decrease in tribotechnic properties in the damp atmosphere and in a vacuum, existence of "setting" effect which is observed at long idle standing under loading, especially at negative temperatures in the damp environment that increases the moving moment. Besides, for production of bearings of sliding still consume a large amount of non-ferrous metals and alloys.

It is known that some modern materials have good properties, however, owing to their low durability, we can replace metal bearings only in poorly loaded knots and we decided to strengthen durability. For this purpose we add converter slime to composite materials. At the same time, the current state in the field of technology of composite materials allows to create on their basis sliding bearings, not conceding to the characteristics to metal bearings, and often and them surpassing.

The developed technology allows to create on the working surface of the composite bearing the antifrictional layer which is the frame structure consisting of fibers, binding and antifrictional ingredient with use of converter slime. On the anti-adhesive surface of such laminate the content of amount of antifrictional ingredient with use of converter slime significantly exceed the maintenance of other components, and on an opposite surface the content of antifrictional ingredient monotonously decreases practically to zero. The power layer of the bearing made of composite material with use of converter slime will provide the set conditions on mechanical durability, the geometrical sizes and service conditions.

The main advantages of bearings of sliding decide on the antifrictional layer made of composite material with use of converter slime by the following circumstances:

- ability to show considerable elastic deformations that complicates education at friction of adhesive knots of coupling in a contact zone converter slime and allows to apply composite materials without lubricant, with limited lubricant or with its giving only during an initial stage of work of a frictional unit;

- in low coefficients of friction that provides use of composite materials without lubricant or with limited lubricant;

- ease of introduction in composites firm and liquid which can improve their mechanical properties, and, therefore, friction coefficient;

- satisfactory resistance to action of abrasive particles which can it is elastic to take root into composite material or to be absorbed by its surface, without worsening friction coefficient;

- resistance to action of many liquid and gaseous environments, aggressive in relation to metals;

- high ability to extinguish fluctuations;

- changes of loading maintain better;

- in composite bearings it is easier, than in others, production errors, distortions and other errors of installation are leveled;

- in the bearings of sliding which are self-greased type converter slime the probability of catastrophic defects, such as fatigue or fragile failure of inserts, fretting corrosion allows to reduce use to a minimum that is characteristic of metal bearings, in particular for metal rolling bearings.

Literature:

1. Chernavsky C.A. Sliding bearing. - M.: MASHGIZ, 1963

2. I.Ya. Alshits Semyonov A.P. and Savinsky Yu.E. Metalloftoroplastikovye bearings. M, "Mechanical engineering", 1976

3. Voronkov B.D. Bearings of dry friction. - 2-e prod., pererab. and dop. - L.: Mechanical engineering. Leningr. otd-niye, 1979

4. Chait D. M. Nonmetallic bearings of sliding, M., 1949

5. Akhareva V.E., Nikolaev. And., Anisimov A.V., Blyshko I.V. Modern machine-building materials. Nonmetallic materials. SPb.: Professional. 2012,-916 pages.

6. Lepesh, A.G. Issledovaniye of influence of temperature on durability of a polypropylene fishing line. / Tekhnikotekhnologichesky problems of service. No. of 4 (18) 2011, page 32 – 38.

7. Makarov V.G., Komptenarmusovv.B. Industrial thermolayers. Reference book by M.: Chemistry.-2004.-376 pages.

8. Rybin V.V., Akhareva V.E., Anisimov A.V., Savyolov of A.S. Nano - and micromodifiers of antifrictional coal plastics//Questions of materials science. - SPb., 2009. - No. 3 (59). - Page 229-241.

ПРОБЛЕМЫ ЭКОЛОГИИ И РЕНТАБЕЛЬНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ПЛАВКЕ ОКИСЛЕННЫХ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ

Позняк О.А., Трибушевский Л. В., Немененок Б. М.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

На полноту извлечения алюминия из его окисленных отходов большое влияние оказывает засоренность материалов и состояние их поверхности. Так, для мелкой стружки, степень загрязненности колеблется от 14,0 до 28,0%, а у шлаков и сливов данный показатель находится в диапазоне 28,0–50,0%, поэтому при плавке съемов с содержанием 50% металла удается извлечь только половину алюминия.

Для выбора оптимального варианта переплава окисленных отходов алюминиевых сплавов в короткопламенной роторной печи (КРП) исследовали зависимость металлургического выхода от степени окисленности шихты при добавке флюса, содержащего 50% NaCl; 42% KCl и 8% Na_3AlF_6 в количестве 8% от массы металлозавалки. Степень окисленности шихты варьировали добавками алюминиевого лома, крупной и мелкой стружки, шлаков и сливов.

На первом этапе исследований шихту загружали в печь вместе с флюсом, добавка которого составляла 50% от расчетного количества. После расплавления металла и флюса присаживали оставшуюся часть флюса, а скорость вращения печи увеличивали до 5,1 об/мин для лучшего разделения расплава и шлака. Общая длительность плавки составляла 82–85 минут. Полученный металлический расплав с температурой 760–780°C сливали в ковш и, после продувки азотом, разливали в чушки на разливочном конвейере. Результаты исследований представлены на рисунке 1.



Рисунок 1 – Влияние степени окисленности отходов алюминиевых сплавов на металлургический выход при плавке с 8% флюса

Результаты опытных плавки показали, что с увеличением окисленности шихты с 2,0 до 50% металлургический выход в среднем снижается с 93% до 52%. При этом количество образующегося шлака увеличивается с 107 до 390кг. Анализ химического состава образующегося шлака показал, что содержание в нем корольков алюминия, находится в пределах 7,5–9,2 %, что делает его дальнейший переплав нерентабельным. Учитывая, что такой шлак относится к отходам IV класса опасности, он подлежит захоронению на специальных полигонах с уплатой соответствующего экологического налога.

В дальнейшем исследовали технологию плавки стружки с использованием жидкого флюса. В ходе плавки первоначально загружали флюс в количестве 40% от массы переплавляемой стружки, а после его расплавления и образования жидкой флюсовой ванны загружали порциями стружку. В результате вращения печи стружка замешивалась в флюсовой расплав, при этом запыленность в газоходе не превышала 0,09 г/м³ при повышенных концентрациях хлоридов в газоходе от боровов. Для анализа потерь шихтовых материалов в виде мелкой пыли анализировали пробы пыли, отобранной из циклона. Результаты микро-рентгеноспектрального анализа пыли приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты анализа химического состава пыли, отобранной из циклона при плавке алюминиевой стружки с использованием 40% флюса

Номер пробы	Содержание элементов по массе, %								
	O	F	Cl	Na	K	Mg	Al	Si	C
1	14,96	8,89	32,56	18,14	9,29	0,58	3,00	0,48	12,10
2	16,30	9,46	31,96	17,48	9,36	0,25	2,88	0,34	11,97
3	14,26	8,76	33,06	17,69	9,84	0,53	2,78	0,50	12,58
4	13,62	7,98	34,46	18,02	10,18	0,62	2,24	0,36	12,52
5	15,53	9,23	32,71	17,76	9,39	0,59	2,34	0,38	12,07
Среднее	14,93	8,86	32,95	17,82	9,62	0,52	2,65	0,41	12,24

Из таблицы следует, что пыль содержит в своем составе немногочисленные компоненты и отличается стабильностью. Это объясняется отсутствием прямого контакта металла с факелом пламени и атмосферой печи, что исключает интенсивное окисление компонентов сплава, разрушение хрупких оксидных плен и унос их отходящими газами. Основную массу пыли составляли частицы NaCl и KCl, являющиеся основой флюса и обладающие высокой летучестью. Характерной особенностью пылевых отходов при такой технологии плавки является низкое содержание в них алюминия (менее 3%) при значительных концентрациях хлора и фтора (в сумме около 40%). Такой состав пыли практически исключает возможность ее дальнейшего использования и возникает необходимость переработки или захоронения значительных объемов солевых шлаков. Поэтому было принято решение об исключении флюса из состава шихты при плавке окисленных отходов алюминия. Предполагалось, что разрушение

оксидной пленки на частицах алюминиевых сплавов в процессе плавки будет происходить механическим путем при вращении печи.

В качестве компонентов шихты использовали алюминиевую стружку с засоренностью 6 и 25%; алюминиевые шлаки с содержанием 50–68% алюминия и просевы алюминиевого шлака с фракцией более 10 мм.

Для оценки распределения материалов по ходу плавки в КППП проводили 16 балансовых плавов с взвешиванием всех компонентов шихты и полученных продуктов в виде расплава, вторичного шлака и пыли, осевшей в циклоне. Металлозавалка каждой плавки состояла из 250 кг роллет, 200 кг пробки, 60–70 кг мелкого алюминиевого лома из алюминиевых радиаторов и конденсаторов, и 70 кг просева шлака, содержащего 22–25% Al; 33–37% Al_2O_3 ; 6–8% SiO_2 ; 4–6% MgO; 1–3% Fe_2O_3 ; 25–30% (NaCl+KCl). Общая масса шихты составляла 580–590 кг. Перед проведением балансовых плавов циклон полностью очищался от пыли, а после окончания серии балансовых плавов вся собравшаяся в циклоне пыль извлекалась и взвешивалась. Общая масса пыли по итогам 16 плавов составляла 496 кг или в среднем 31 кг на плавку. При проведении некоторых плавов масса полученных продуктов превышала массу исходных материалов, хотя средние значения загруженных и полученных материалов по 16 плавкам практически совпадали. Причину превышения массы конечных продуктов по отдельным плавкам над массой исходной шихты можно, очевидно, объяснить частичным зависанием шлака в виде настелей на футеровке печи по ходу плавки и последующим их смыванием во время дальнейших плавов. Это в итоге и обеспечило изменение металлургического выхода в интервале 55–64%.

При таком варианте плавки в составе пыли преобладают оксиды алюминия различных форм с общей концентрацией около 75%, шпинели, содержащие в своем составе оксиды алюминия (12%), и 12% чистого алюминия. Следует отметить, что на долю хлорсодержащих соединений приходится только 1,4%, что в 2,5 и 30 раз ниже по содержанию хлоридов, по сравнению с плавкой с 8% покровного флюса и 40% жидкого флюса соответственно. Большие объемы образующейся пыли связаны с особенностями конструкции КППП, характеризующейся прямоточным движением горячих газов с высокой скоростью в рабочем пространстве печи. Это и обуславливает существенные потери шихты с развитой поверхностью во время плавки. Металлургический выход в среднем составил около 60% при доле образующихся отходов – 40%. Анализ образовавшегося шлака и пыли показал незначительное содержание в них хлористых соединений, что позволяет их полностью использовать в составе алюминиевых раскислительных смесей (АРС) при внепечной обработке стали. Это позволило предложить безотходную бесфлюсовую технологию переработки окисленных отходов алюминия, при которой доля используемых продуктов превышает 95%.

Реализация такой технологии позволяет использовать все продукты, получающиеся в процессе плавки, избежать уплаты экологического налога и повысить рентабельность переработки окисленных отходов алюминия.

ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА АЛЮМИНИЕВЫХ ШЛАКОВ – ПУТЬ К ПОЛУЧЕНИЮ НОВЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ЛИТЕЙНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Кулик М. А., Трибушевский Л. В., Немененок Б. М.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Существующие технологии переплава алюминиевой стружки и шлаков, как правило, предусматривают использование значительного количества покровных и рафинирующих флюсов при плавке, что приводит к повышению металлургического выхода металлического расплава и образованию вторичных шлаков, требующих дальнейшей переработки или захоронения.

Для исследования были выбраны отходы переработки вторичного алюминия (ОПВА), складированные на открытой площадке НПФ «Металлон». С целью отделения корольков алюминия ОПВА подвергали просеиванию через сито с квадратными отверстиями со стороной 5,6 мм и диагональю отверстия около 8 мм. Из полученного отсева с разных горизонтов отбирали пробы для развернутого химического анализа, который проводили в испытательном центре ГНУ «Институт порошковой металлургии» НАН Беларуси. Результаты рассева отвального шлака и данные химического анализа отобранных проб приведены на рисунке 1 и в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты химического анализа проб отсева ОПВА с фракцией менее 8 мм

Содержание компонентов, %	Номер пробы						Среднее значение
	1	2	3	4	5	6	
Al ₂ O ₃	81,6	78,3	81,05	80,15	81,1	80,2	80,4
CaO	0,9	0,9	0,9	0,8	0,6	0,6	0,8
MgO	1,9	1,6	1,3	2,2	1,5	2,8	1,9
Fe ₂ O ₃	5,3	5,4	6,1	5,6	6,1	6,0	5,8
SiO ₂	4,4	4,6	4,6	4,0	3,4	3,6	4,1
CuO	1,7	3,0	2,5	2,7	2,3	2,7	2,5
ZnO	1,0	1,6	1,6	1,8	1,2	1,1	1,4
Na ₂ O	1,0	1,0	0,2	0,7	1,4	0,6	0,8
Cl	0,6	1,5	0,2	0,2	0,5	0,8	0,6
K ₂ O	0,2	0,3	0,3	0,4	0,4	0,2	0,3
TiO ₂	0,3	0,3	0,3	0,3	0,2	0,2	0,3
MnO	0,2	0,2	0,2	0,3	0,2	0,2	0,2
NiO	0,3	0,3	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3
PbO	0,1	0,5	0,4	0,4	0,3	0,2	0,3
Другие	0,5	0,5	0,05	0,05	0,5	0,5	0,4



Рисунок 1 – Рассев отвального шлака на производственной площадке НПФ «Металлон»:
 а – ОПВА до отсева; б – крупная составляющая шлака после отсева; в – просев ОПВА с фракцией 8 мм

Усредненные результаты анализа показали, что в отсеве содержится 80,4% Al_2O_3 и 19,6% примесей, в число которых входят 4,1% SiO_2 ; 5,8% Fe_2O_3 ; 2,5% CuO ; 1,9% MgO ; 1,4% ZnO ; по 0,8 CaO и Na_2O ; 0,6% хлора; по 0,3% K_2O ; TiO_2 ; NiO ; PbO ; 0,2% MnO . При этом 78–80% отсева относится к фракции 0–3 мм. Для дальнейшего исследования этой фракции ее подвергали вихревой сепарации с использованием ленточного конвейера с многополюсным магнитным ротором. При вращении многополосной магнитной системы в металлических частях индуцировались вихревые токи, которые, в свою очередь, создавали магнитное поле противоположное по направлению роторной магнитной системе. В результате взаимодействия магнитных полей металлические частицы, содержащиеся в отсеве шлака, выбрасывались из движущегося потока и отделялись от неэлектропроводящей фракции.

Отсев алюминиевых шлаков с данным фракционным составом может быть использован для производства разжижителей рафинировочных шлаков при внепечной обработке сталей вместо экологически опасного плавикового шпата. Для удобства ввода разжижителей их можно получать в виде окатышей или брикетов с содержанием Al_2O_3 от 50 до 80%. Для этих целей можно использовать валковый пресс, представленный на рисунке 2.



а



б

Рисунок 2 – Валковый пресс для получения брикетов разжижителя на основе ОПВА:

а – валковый пресс; б – брикеты на основе ОПВА

Составы разжижителей шлака, полученные на основе ОПВА приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Составы разжижителей шлака на основе ОПВА

Материал	Массовая доля компонентов, %						Потеря массы при сушке, %
	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	Na ₂ O+K ₂ O	
АСМ 75	70-80	1-3	13-17	2-3	-	1-2	2-5
АСМ 65	60-70	6-11	3-8	2-3	-	1-2	10-12
АСМ 55	50-60	10-15	4-9	2-3	-	1-2	14-17
АСМС 65-5	60-70	5-9	3-8	2-3	4-6	2-3	7-10
АСМС 65-3	60-70	6-9	3-7	2-3	2-3	2-3	8-11
АСМС 55-5	50-60	8-13	4-9	2-3	2-3	1-2	12-15

Таким образом, глубокая переработка алюминиевых шлаков позволяет в полной мере реализовать безотходную технологию их переплава, с получением новых экологически безопасных продуктов, востребованных литейно-металлургическим производством.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДА ГОРЯЧЕГО ЦИНКОВАНИЯ – ЦИНКОВОЙ ПЫЛИ ДЛЯ ЦИНКНАПОЛНЕННЫХ КРАСОК

Мальшко Е.В., Розенберг Е.В., Урбанович Н.И.
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь

Коррозия металлов наносит огромный ущерб народному хозяйству, поэтому борьба с коррозией является одной из важнейших задач. Методы борьбы с коррозией различны. Среди них значимое место занимает способ защиты металлов от коррозии с помощью цинкнаполненных красок. Цинкнаполненные покрытия отличаются долговечностью и используются, как правило, для защиты стальных сооружений, эксплуатируемых в жестких условиях коррозионного воздействия. Широкому использованию цинкнаполненных лакокрасочных покрытий способствует простая технология окраски, допускающая возможность их нанесения на крупногабаритные конструкции в полевых условиях.

Согласно последним исследованиям ученых уже в ближайшие десятилетия возрастающий дефицит сырьевой базы многих базовых металлов (в том числе и цинка) приведет к резкому повышению их стоимости. В результате чего наблюдается устойчивая тенденция повышения использования лома и отходов в общем объеме цветных металлов. Особенно вышесказанное актуально для Республики Беларусь, которая не имеет своих сырьевых ресурсов и вынуждена закупать цинксодержащие краски или цинковый порошок для производства красок за рубежом. В то же время в Республике Беларусь существуют производства горячего цинкования, в частности ОАО «Речицкий метизный завод». В процессе горячего цинкования образуются около 100 т в год цинковой пыли при продувке труб.

В связи с вышесказанной целью данной работы является проведение оценки возможности использования отхода горячего цинкования – цинковой пыли для цинкнаполненных красок.

По литературным данным [1,2] известно, что качество покрытия во многом зависит от основного компонента краски – мелкодисперсного порошка (пыли) цинка. Параметры частиц и количественное содержание цинка играют основную роль в качестве покрытия. Показано что оптимальный размер частиц цинковой пыли, обеспечивающий достижение эффективной электрохимической защиты металла цинксодержащим покрытием и требуемых технологических свойств, составляет 3 – 15 мкм. Согласно ISO 3549, содержание металлического цинка в пигменте из цинковой пыли должно быть не менее 94%, а общее содержание цинка – не менее 98%. Допускается также присутствие таких примесей, как свинец ($\leq 0,2\%$); кадмий ($\leq 0,1\%$); железо ($\leq 0,05\%$); мышьяк ($\leq 0,0005\%$); хлор ($\leq 0,005\%$); и оксид цинка – остальное.

Были проведены исследования по определению морфологии и размера частиц отхода горячего цинкования – цинковой пыли с использованием скани-

рующего электронного микроскопа Vega II LMU. Определение химического состава отхода осуществляли с применением рентгенофлуоресцентного микроанализатора INKA 350.

Результаты исследований показали, что цинковая пыль представляет собой дисперсный отход с частицами в основном круглой формы и размерами от 3 до 200 мкм, внешний вид, морфология, и размер которых представлен на рисунке 1.

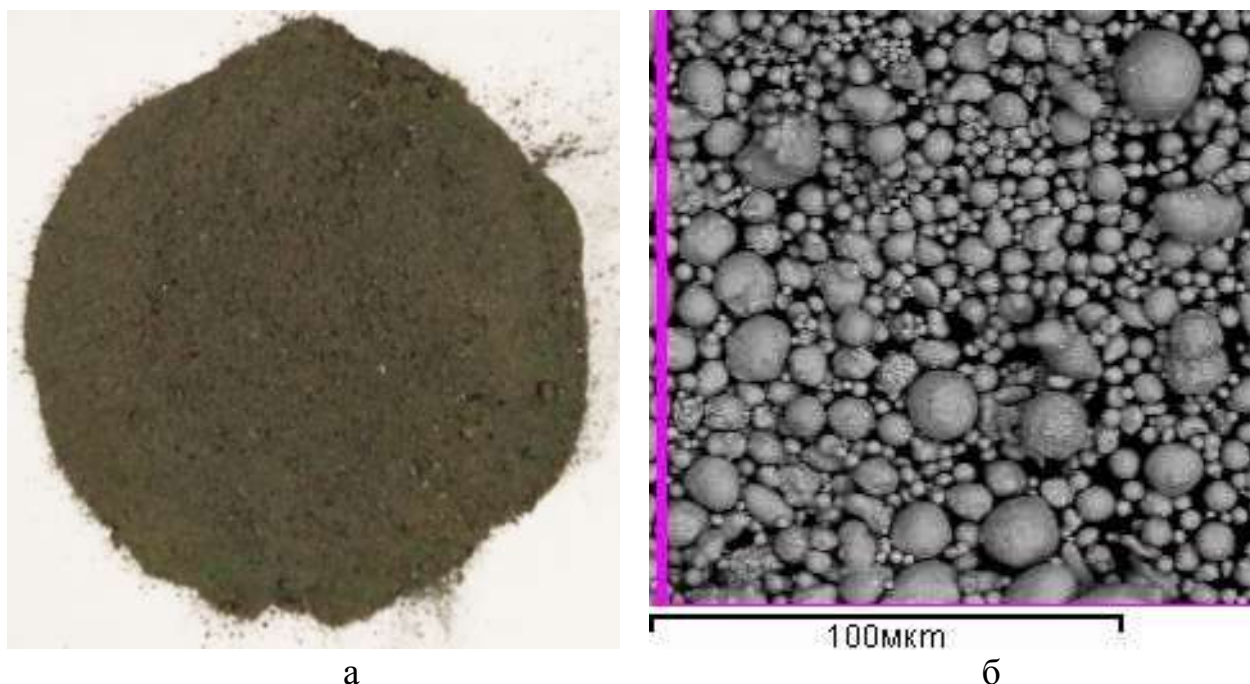


Рисунок 1 – Отход горячего цинкования – цинковая пыль: а – внешний вид цинковой пыли; б – морфология и размер частиц отхода

Анализ состава цинковой пыли позволил установить, что по химическому составу она в основном соответствует требованиям ISO 3549. Присутствия в составе цинковой пыли свинца, содержание которого находится несколько выше допустимого уровня, будет учитываться при разработке составов цинкнаполненных красок.

Так как для изготовления краски рекомендуется использовать цинковый порошок с размером частиц в диапазоне 3 – 5 мкм необходимо было провести рассев цинковой пыли по фракциям. Для отделения более крупной фракции проводили ситовый анализ ручным способом с использованием лабораторных сит. Результаты отсева выглядят следующим образом: 18% составила фракция размером ≥ 100 мкм; размер фракции от 63 мкм до 100 мкм – 9 % и 73% – фракция размером ≤ 63 мкм. Цинковую пыль с размером частиц ≤ 63 мкм подвергали дальнейшему отсева с использованием воздушно – центробежного классификатора фирмы «Ламел 777». Результаты отсева по фракциям исходной цинковой пыли представлены на рисунке 2.

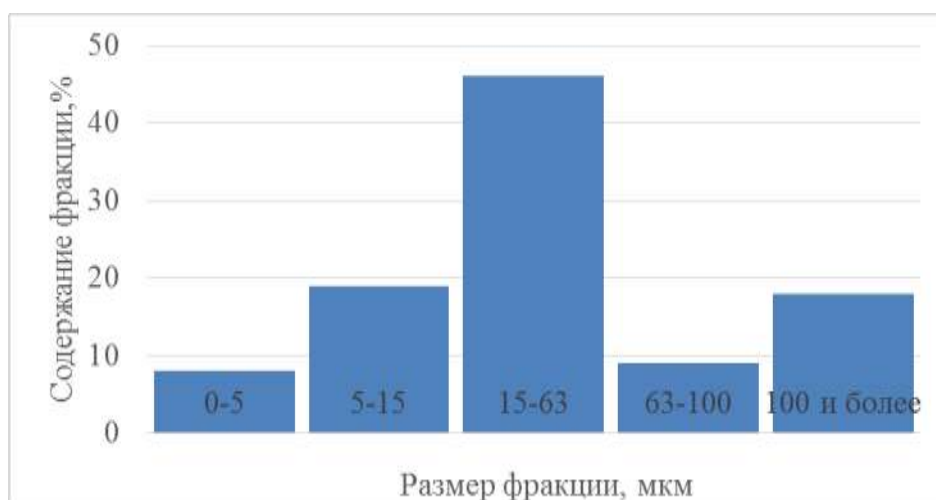


Рисунок 2 – Фракционный состав отхода горячего цинкования – цинковой пыли

Как видно из рисунка 2, в цинковой пыли содержатся частицы размером ≤ 15 мкм (рисунок 3), что составляет порядка 27 % от её фракционного состава и которую можно рекомендовать для изготовления цинкнаполненных красок.

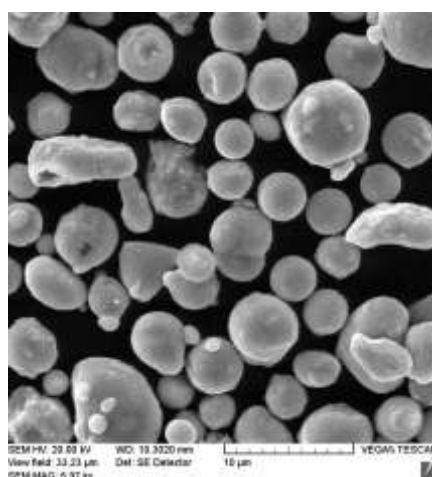


Рисунок 3 – Отход горячего цинкования – цинковая пыль размером 3-15 мкм

Таким образом, анализ фракционного состава цинковой пыли позволил установить, что размер фракции, представляющий интерес для использования в цинкнаполненных красках составляет 27%. В заключение следует отметить, что отход горячего цинкования – цинковая пыль является перспективным материалом для изготовления цинксодержащих лакокрасочных покрытий.

Литература:

1. Павлович, А.В. Цинкнаполненные антикоррозионные грунтовки / А.В. Павлович, В.В. Владенков, В.Н. Изюмский // ЛакоКрасочная промышленность. – 2010. – №3. – С. 38-46.
2. Дринберг, А.С. Антикоррозионные грунтовки / А.С. Дринберг, Э.Ф. Ицко, Т.В. Калининская. // М.: ООО «Пейнт-медиа», 2008. – 168 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ГАЗООЧИСТКИ ТОПКИ НТКС

Бонсевич Д.Р, Гнителиев П.А.

Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Целью данного исследования является выявление основных технических параметров системы газоочистки топки НТКС. В связи с этим, будут выполнены следующие задачи:

- Определение технологии сжигания в низкотемпературном кипящем слое;
- Расчёт материального и теплового баланса, выноса мелких частиц;
- Особенности системы газоочистки топки НТКС;
- Выявление фильтра топки сушильного агрегата для известняка;
- Подбор оборудования для очистки;

По итогам данной работы ожидается снижение выбросов пыли за счёт подходящего фильтра.

В современной мировой теплоэнергетике существует тенденция более широкого внедрения технологий сжигания твердого топлива в кипящем слое (КС). Сжигание твердого топлива в кипящем слое (рис. 1) является высокотехнологичным способом [1].

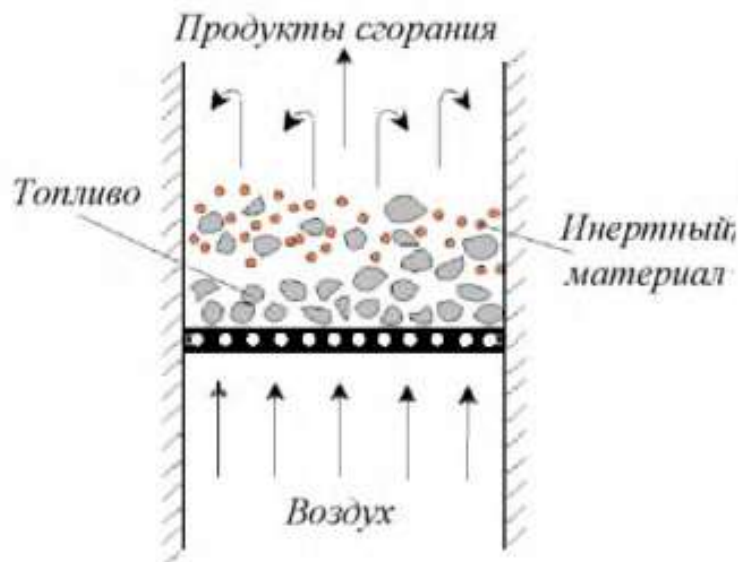


Рисунок 1 - Схема сжигания в кипящем слое

При существующем способе сжигания органического топлива больше всего страдает атмосфера. Она интенсивно загрязняется твердыми и газообразными продуктами сгорания, а также остаточным теплом дымовых газов.

На энергетических объектах улавливаются и обезвреживаются 97% твердых и только 2,3% газообразных веществ. Удельные показатели выбросов газо-

образных веществ колеблются по электростанциям от 6 до 8,6 т. в расчете на 1 млн. кВтч произведенной электроэнергии. Выбросы одного из наиболее токсичных веществ (диоксида серы) – от 4,6 до 7,7 т. на млн. кВтч [2].

Для определения основных технических параметров системы газоочистки топки НТКС была взята обжиговая печь для известняка с топкой кипящего слоя. По ней производились расчеты такие, как тепловой баланс, расчет горения. Так же был рассчитан унос пыли для определения газоочистительного оборудования.

Все методы очистки отходящих газов от пыли и загрязняющих веществ подразделяются на мокрые и сухие. Процесс пыле- или золоулавливания в мокрых газоочистных аппаратах сопровождается процессами абсорбции и охлаждения газов. Многие аппараты этого класса могут применяться не только для очистки газов от пыли и капель жидкости, но и для очистки от газообразных составляющих, а также для охлаждения газов. К аппаратам сухой инерционной очистки газов относятся пылесадительные камеры и некоторые из простейших по конструкции пыле- и золоуловителей инерционного действия, жалюзийные аппараты, циклоны в одиночном и групповом исполнении, прямоточные циклоны, батарейные циклоны, ротационные пылеуловители, дымососы-пылеуловители[3].

В ходе работы были изучены технологии и технологические схемы сушки известняка. Также был выявлен факт загрязнения атмосферы из-за не эффективной очистки пыли.

Таким образом, была установлена необходимость установки основного аппарата (циклона), так как он обладает следующим рядом преимуществ:

- низкая стоимость;
- незначительное ремонтное обслуживание
- небольшое падение давления.

В данной работе был рассчитан и спроектирован циклон типа ЦН-15. Коэффициент полезного действия возвратно-поточных циклонов обычно составляет 70-90 %. В результате расчётов было получено значение коэффициента полезного действия КПД = 70%, на основании чего можно сделать вывод о том, что данная установка может применяться в промышленной деятельности для очистки газов при заданных исходных данных.

Литература:

1. Научная электронная библиотека «КИБЕРЛЕНИНКА» [Электронный ресурс] // Энергетика и электротехника: сайт. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/v/praktika-i-perspektivy-primeneniya-razlichnyh-sposobov-szhiganiya-tverdogo-topliva-v-teploenergeticheskikh-ustanovkah>
2. Чернетченко, Г.Б. Экология Энергетика [Электронный ресурс]: статья. / Г.Б. Чернетченко. – Электронные данные. – Павлодар: Вестник Инновационного Евразийского университета, 2011. URL: <https://articlekz.com/article/13579>
3. Электронный ресурс удаленного доступа (Internet). URL: <http://tesiaes.ru/?p=8064>

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПРОИЗВОДСТВА АГЛОМЕРАТА И ОКАТЫШЕЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Поворознюк Е.А., Кочура В.В.
Донецкий национальный технический университет
г. Донецк, ДНР

Существует два основных способа подготовки железорудного сырья к доменному переделу:

- производство агломерата;
- производство окатышей;

Степень их влияния на окружающую среду различна. В табл. 1 приведен сравнительный анализ образующихся вредных выбросов.

Таблица 1 - Удельные вредные выбросы при производстве агломерата и окатышей

Производство	Вредные выбросы, кг/т				
	пыль	СО	SO ₂	NO _x	Диоксины/Фураны
Агломерата	2-2,5	25-30	4,5-6	0,4-0,9	140 нг/т
Окатышей	1,5-2	0,1-0,3	1-2	0,01-0,22	н.д

То есть можно сделать вывод, что агломерационное производство, с точки зрения влияния на атмосферу, в целом более опасно.

При производстве окатышей особенно резко снижаются выбросы токсичных газообразных веществ - СО, SO₂ и NO_x (СО и NO_x - в десятки раз), что обусловлено отсутствием слоевого сжигания твердого топлива в процессе обжига окатышей [1].

Агломерационные фабрики загрязняют атмосферу главным образом пылью и оксидом углерода. Источником пылегазовых выделений является технологическое оборудование: агломерационные машины, охладители агломерата и возврата, обжиговые печи, а также многочисленные аспирационные системы от дробилок измельчения, грохотов, транспортеров, бункеров. Пылегазовыделения поступают в окружающую среду из внешних источников, к которым относятся погрузочно-разгрузочные устройства исходных материалов.

Удельный выход газов от агломерационной машины зависит от газопроницаемости шихты, содержания в ней топлива, величины подсосов воздуха. Средняя температура агломерационных газов в коллекторе зон спекания 150°С, в коллекторе зон охлаждения 250-300°С. Выбросы пыли с агломерационными газами зависят от количества мелких фракций в шихте, ее влажности и степени подготовки и могут колебаться в пределах 5-20 кг/т агломерата. Запыленность газов обычно составляет 2-6 г/м³. Распределение газа и пыли по различным вакуум-камерам агломерационных машин неодинаково. Наибольшее количество газа и пыли выходит из первых вакуум-

камер. Это объясняется тем, что в первых камерах еще не спекшиеся частицы пыли легко выносятся просасываемым воздухом, а в последних слой агломерата растрескивается при подходе ленты к повороту в конец агломашины.

Основным источником технологической пыли при производстве окатышей являются отходящие газы обжиговых машин. Из-за неплотностей газового тракта выход газообразных продуктов обжига велик и составляет 2500-6000 м³/т окатышей, или 63-97 м³/мин с 1 м² полезной площади обжиговой машины. Пыль, содержащаяся в трактах рециркуляции, более крупная. Кроме пыли, в атмосферу выбрасываются в небольших количествах и вредные газообразные компоненты, главным образом СО и SO₂.

В производстве окатышей пылевыведение происходит на всем протяжении технологического процесса начиная с момента поступления сырых материалов в производство, а также при перегрузках и транспортировке шихты, в процессе подготовки ее к окомкованию, при обжиге окатышей, их складировании и погрузке. Отсос газов осуществляется с помощью многочисленных аспирационных систем с очисткой перед выбросом в циклонах, рукавных фильтрах или мокрых пылеуловителях [2].

Наиболее печально известными загрязнителями окружающей среды являются диоксины и фураны. Эти суперэкоксиканты образуются в ходе любого химического процесса, в котором хлор вступает в контакт с каким-либо органическим соединением при небольшом нагреве. Диоксины и фураны могут вызывать мутагенный, канцерогенный и порфирирогенный эффекты; поражают внутренние органы и истощают организм; снижают иммунитет, поэтому называются химическим СПИДом. Эти вещества действуют практически на все биомишени и системы организма человека, реализуя свое токсическое влияние одновременно по нескольким механизмам, включая суммирование поражающих эффектов, а также усиление совместного действия нескольких веществ. К тому же, для их полного разложения требуются столетия.

Сравнивая эти два производства, можно сделать вывод, что агломерационное производство вредит больше окружающей среде, чем производство окатышей.

При производстве агломерата в воздух поступает много выбросов токсичных газообразных веществ - пыли, СО, SO₂, NO_x, диоксины и фураны. При производстве окатышей особенно резко снижаются выбросы токсичных газообразных веществ - СО, SO₂ и NO_x (СО и NO_x - в десятки раз), а диоксинов и фуранов в этом производстве вообще нет.

Литература:

1. Мищенко, И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие / И.М. Мищенко. – Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2013 – 452с.
2. Старк, С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве: учебник для вузов / С.Б. Старк. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – Москва : Металлургия, 1990 – 400с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Гутько Е.Ю., Родионов А. В., Свино́роев Ю.А.
Луганский национальный университет им. В.Даля
г. Луганск, ЛНР

Литейное производство, несмотря на осуществляемые природоохранные мероприятия, является экологически не безопасным. Каждая стадия его производства имеет определенные экологические последствия. Непосредственное воздействие на экосистему оказывает сам процесс производства. Загрязняется водная, воздушная среда, территории. После процесса производства сама продукция, процесс ее эксплуатации может иметь негативные последствия для природы. Утилизация или захоронение отходов производства также влияет на природу.

С целью минимизации негативного влияния литейного производства на природную среду применяются мероприятия различного характера: технического, экономического. Одним из вариантов минимизации воздействия является организационно-управленческий.

Его суть состоит в рациональном планировании жизненного цикла изделий литейного производства с использованием всех функций менеджмента. Предлагаемый подход требует постоянного, последовательного и непрерывного использования, что возможно на основе применения современных методов, подходов и инструментов экологического менеджмента.

Жизненный цикл продукции литейного производства состоит из таких стадий как: ресурсное обеспечение (размещение/складирование, технологическое перемещение разнообразных исходных материалов в соответствии требованиям безопасности); хранение и применение разнообразных материалов; непосредственно процесс производства; утилизация и вторичное использование продуктов/отходов формирующихся в процессе производства. На каждой стадии жизненного цикла изделий целесообразно реализовать функции экологического менеджмента [1], что позволит наиболее эффективно использовать ресурсы литейных предприятий.

Реализация функций экологического менеджмента на каждой стадии жизненного цикла продукции литейного производства осложняется тем, что наряду с экологическими требованиями потребители, государственные органы и само предприятие предъявляют к изделиям и техническому процессу различные регламенты и нормативы, табл. 1[2].

Эти нормативы должны быть учтены и максимально реализованы как в изделии, так и в процессе трансформационного цикла производства литья. Исследование опыта зарубежных предприятий отрасли и жизненного цикла продукции литейных предприятий, а также технологий в сфере организации экологического менеджмента показали, что одним из ответственных этапов на первой стадии жизненного цикла изделия является этап планирования его рационального использования, технологической переработки и производства литья.

Таблица 1 - Требования к продукции промышленных предприятий

От предприятия	От потребителя	От государства
Безопасность продукции (техническая, экологическая). Минимальное потребление энергии и материалов при производстве. Снижение содержания вредных веществ в изделии и процессе производства. Возможность вторичного использования изделия или его элементов. Соблюдение норм и стандартов, установленных законом и тому подобное.	Качество. Стоимость Экологичность. Технические характеристики (структура, марка)	Соблюдение технологических, экологических норм и стандартов. Соблюдение норм безопасности продукции и производства. Соблюдения норм, параметров и стандартов, установленных законом. Социальная ответственность и деятельность.

На этом этапе закладываются основы дальнейшего влияния на природную среду литейного производства. На этой стадии отечественные промышленные предприятия традиционно уделяют внимание таким факторам, как исследование рынка, экономические показатели, технические характеристики изделий, оставляя в стороне такие факторы, как проектирование экологической безопасности производства, рациональное использование природных ресурсов, утилизация и вторичное использование изделия.

Ограниченность природных ресурсов и сырья обуславливает необходимость их рационального применения в литейном производстве. Для этого в процессе разработки изделия и планирования его жизненного цикла необходимо рационально распределить ресурсы и сырье. Это возможно не только при разработке технической документации изделия, а также и при планировании вторичного использования старого изделия или его элементов. К тому же отходы отраслей и их старые изделия могут быть ресурсами других отраслей, что необходимо помнить в процессе планирования жизненного цикла. Для этого на стадии проектирования и разработки отливки целесообразно ввести этап планирования утилизации изделия и вторичного использования его элементов.

Этап определения рыночных и правовых требований к продукции литейных предприятий предполагает, что перед разработкой отливки обязательно проводится сбор и учет ряда факторов: спрос потребителей, ситуация на рынке ресурсов, правовые ограничения отрасли, свобода выхода на рынок, способность соответствовать экологическим требованиям к производству. На этапе концептуальной и технической разработки продукции и образцов отливки целесообразно проводить анализ материалов, энергии и норм на производство, рассчитываются параметры выбросов и сбросов промышленного предприятия при создании изделия, влияние самого изделия на окружающую природную среду [3]. Этот этап необходим для обеспечения безопасности процесса его

производства литья, эффективных действий предприятия на случай аварийных ситуаций.

Стадия проектирования и разработки жизненного цикла производства литья, является одной из важнейших, поскольку планирует весь жизненный цикл отливок от их производства до вторичного использования в виде металлического лома, поэтому есть реальная необходимость в таком этапе, как планирование утилизации изделия и вторичного использования его элементов с целью снижения количества отходов и экономии ресурсов связанных с его производством. Поскольку отрасли промышленности сегодня являются энергоемкими и материалоемкими, а промышленные предприятия – основными генератором отходов, то необходима программа по предотвращению образования отходов в производстве и превращению их в сырье. Такая программа может быть разработана на уровне предприятий, что дает возможность учитывать особенности и характер конкретных видов производств. Цель этапа планирования утилизации изделия и вторичного использования его элементов заключается в предотвращении появления отходов и рациональном использовании сырья и промышленных мощностей литейных предприятий. Стоит отметить, что литейные предприятия могут использовать не только металлосодержащие отходы чужих и собственных производств, но и отходы других отраслей [4]. Например, отходы целлюлозно-бумажной промышленности, откуда возможно использовать лигниносодержащие материалы для изготовления литейных стержней и форм[5,6].

Производственные процессы формируют отходы и загрязняющие вещества, которые можно уменьшить при реализации функций экологического менеджмента на этой стадии жизненного цикла. Для этого соответствующие службы предприятия должны планировать и рационально управлять ресурсами и запасами готовой продукции литейного производства.

Учет экологических требований к производству и продукции литейного производства и их реализация на всех стадиях жизненного цикла изделий способствует рациональному природопользованию и возможности предотвращения создания отходов. Поэтому целесообразно реализовать функции экологического менеджмента во взаимосвязи с этапами жизненного цикла продукции литейного производства.

Литература:

1. *Родионов, А.В.* Развитие экологического менеджмента / А.В. Родионов. – Монография. – Луганск: ВНУ им. В. Даля, 2005. – 156 с.
2. *Родионов, А.В.* Экологический менеджмент: учебное пособие / А.В. Родионов. – Луганск: Ноулидж, 2009. – 274 с.
3. *Родионов, А.В.* Управление качеством продукции: учебное пособие / А.В. Родионов, Ю.А. Свиногоев. – Луганск: Ноулидж, 2009. – 244 с.
4. *Дибров, И.А.* О проведении XIII международного съезда литейщиков и международной выставки «Литье - 2017» 19-21 сентября 2017 г., Челябинск // Литейщик России. 2017. - №10. - С. 7-14.

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Королев М.Р., Герцык С.И. Совершенствование технологии выплавки сплава Р6М5.....	6
2	Байдельдинова Д., Сидорина Е.А., Набоко Е.П. Характеристика жидкостной экстракции.....	10
3	Шәкәрім Ә.Ж., Сейлова С.Т., Жолдубаева Ж.Д. Рафинирование ферросплавов фильтрационным методом.....	14
4	Марченко Э. А., Падалка Н.А., Падалка В.П. Изучение технологии использования в аглошихте частично подготовленных шламов металлургического производства.....	17
5	Самусенко Э.А., Савченко В.Н., Падалка В.П. Технологические особенности работы доменной печи № 3 «Енакиевский металлургический завод» в послезадувочный период.....	19
6	Жук В. Л., Сидоренко Г. Н., Кирбаба В. Р. Исследование тепловых потерь через футеровку промежуточного ковша МНЛЗ при разливке низколегированных сталей.....	23
7	Бобров А.Ю., <u>Новохатский А.М.</u> , Блинов А.М. Выбор режима выпусков на основании объемного баланса продуктов плавки в горне доменной печи.....	29
8	Майшина Ж. Г., Байсанов А. С. Результаты предварительной оценки возможности электрометаллургической переработки казахстанских никелевых руд	32
9	Көбеген Е., Сұлтамұрат Г.И., Боранбаева Б.М. Исследование механической прочности агломерата.....	35
10	Vekbaeva L.A. Physical and chemical researches of the process of the burning of the lisakovsky concentrate with solid restorators.....	39
11	Новиков А.С., Кочура В.В. Исследование процесса сгорания пылеугольного топлива в фурменной зоне доменной печи.....	42
12	Быковский Р.Ю., Первухин Д.В., Заика В.И. Применение легированного лома в конвертере при производстве хромистых марок стали.....	46
13	Первухин Д.В., Мовчан А.Ю., Быковский Р. Ю., Лебедев Е.Н. Взаимодействие струи газа с металлом ковша на УКП.....	49
14	Поляруш А.С., Заика В.И. Эффективность применения жидкого чугуна в ДСП с целью повышения производительности	52
15	Романов А.В., Ярёмченко Д.А., Ратиев С.Н. Исследование на моделях процесса формирования шлакового гарнисажа при электрошлаковом переплаве	54

2. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Биневский В.С., Бредихин В.Н. Огневое рафинирование меди из вторичного сырья	58
2	Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г. Рафинирование вторичного никеля	60
3	Лелека М.В., Корицкий Г.Г., Бредихин В.Н. Технология и оборудование утилизации лома кабеля	64
4	Буканов Ж.У., Ашкеев Ж.А. Расчет времени охлаждения отливок круглой формы в кристаллизаторе при литье в ЛПМ.....	67
5	Шакитаев А., Нарембекова А.К. Возможность извлечения меди из техногенных растворов осаждением в виде частиц сульфида меди.....	71
6	Семенов Д.О., Корицкий Г.Г. Кластерный анализ системы магниевых сплавов	73
7	Печура А.С., Бредихин В.Н., Чернюк О.В. Извлечение германия из отходов цинкового и медного производства.....	77
8	Шишкин В., Корицкий Г.Г. Задачи моделирования кластера алюминиевых сплавов.....	79
9	Колодин И.И., Корицкий Г.Г. Использование кластерных моделей при анализе сырьевой базы вторичной металлургии	82
10	Сенин А. М., Пасечник А. Ю. Возможность получения титановых сплавов с гарантированными показателями механических свойств из вторичного сырья.....	85
11	Зозуля А.О., Бредихин В.Н. Технологические особенности производства вторичных алюминиевых сплавов.....	88
12	Чукманова М.Т. Анализ и перспективы методов литья титановых сплавов.....	90
13	Тулеген Т.К., Абдрахманова С.Т. Повышение качества отливки по ЛГМ.....	94
14	Трубихин В.О., Пасечник С.Ю. Использование сварки трением с перемешиванием для изготовления теплоотводящих конструкций металлургического оборудования.....	97
15	Полухин В.С., Троянский А.А., Симоненко В.И. Оптимизация литниковой системы детали типа «сектор размалывающий» в технологии литья по газомоделям (ЛГМ) с применением по LVM-flow.....	101
16	Русевич О.А., Гуминский Ю.Ю. Программное обеспечение для расчета параметров горизонтальной литниковой системы.....	104
17	Большаков А.С., Пасечник А.Ю. Анализ современных способов подготовки титанового лома для переплава.....	108
18	Мирошниченко В. С., Голофаев А. Н., Тараненко Н. А. Аддитивные технологии в литейном производстве.....	111
19	Свинороев Ю.А., Гутько Ю.И. Оценка закономерностей особенностей структурообразования лигнинсодержащих веществ для создания современных литейных связующих материалов.....	114

20	Зорин Е. А., Пасечник С.Ю. Особенности получения металлизированных брикетов из техногенных отходов.....	118
21	Викторов Н.А., Гольцова М.В. Технология сварки оголовка буронабивной сваи	121
22	Свиногоев Ю.А., Батышев К.А., Деев В.Б. Проблемы использования биокompозитных связующих на основе технического лигнина и возможности их решения.....	125
23	Свиногоев Ю.А., Рябичев В.Д., Гутько Ю.И. Литейный связующий материал на основе технических лигносульфонатов.....	129

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1	Кувшинов М.О., Хлыбов А.А. Исследование влияния ультразвуковой обработки на структуру и свойства мартенситно-старяющей стали ЭП637	132
2	Олизаренко Е.В., Шульгин А.В. Определение давления при толстолистовой прокатке скомпактированных спеченых заготовок.....	134
3	Вильданова А.Р., Яковченко А.В. Совершенствование калибровок для штамповки и прокатки колес Ø965 мм с 2-х радиусным диском	138
4	Тульский А.Е., Снитко С.А. Совершенствование технологии штамповки колесных заготовок с гребнем.....	142
5	Черноусов В. А., Шульгин А.В. Исследование процесса компактирования прямоугольных заготовок из композиционного материала на основе металлических порошков	146
6	Пяткина О.Н., Хламкова С.С. Способы механического воздействия на окалину	150
7	Попашенко.А.С, Юрченко Ю.И, Гончаров В.Е. Исследование влияния размеров исходных слябов на разноширинность раскатов.....	152
8	Сосницкая А.И., Гончаров В.Е. Специализированный стан для производства тонких горячекатаных полос	155
9	Свистунова А.А., Митьев А.П. Исследовать влияние асимметричной прокатки на перераспределение уширения на ведущем и ведомом валках при валковой асимметрии	159
10	Мамичев С.А., Снитко С.А. Повышение эффективности технологии штамповки колесных заготовок на старых прессопрокатных линиях	162
11	Бабич И.Н., Рябичева Л.А. Эволюция зоны уплотнения при равноканальном угловом прессовании	165
12	Ткаченко С.В., Митьев А.П. Исследование влияния асимметричной прокатки и жесткости линии привода на разнотолщинность прокатываемых полос	170
13	Василенко Д.А., Руденко Е.А. Анализ параметров редуцирования	

	сляба в вертикальных валках и на горизонтальном прессе	172
14	Воропаев А. В., Юрченко Ю.И., Будакова С.А. Исследование формоизменения раскатов при обжатию торцов слябов в вертикальных валках	175
15	Рожин А. А., Митьев А.П. Исследование силового нагружения линий приводов при прокатке алюминиевых и свинцовых образцов на лабораторном стане с целью изучения изгиба полосы на один из валков	178
16	Гончаренко С.С., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И. Разработка способа прокатки толстых листов с обжатыми кромками	180
17	Любич Д.Э., Караван И.А., Гурковская В.В. Технология прокатки толстых листов	184
18	Суворов Д.О., Шульгин А.В. Экспериментальные исследования процесса комбинированного прессования для изготовления электроконтактов из композиционного материала «железо-медь-никель-хром»	186
19	Лащёнов А.Е., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В. Исследование влияния дробности деформации на разноширинность листов при прокатке по продольной схеме	189
20	Горбунов К.С., Бахаев К.В. Асимметричный процесс прокатки	193
21	Пожаренко Д. Ю., Чёрный В. А. Регулирование плоскостности полосы на стане 2030 ПАО «НЛМК»	197
22	Нелип К.В., Яковченко А.В. Совершенствование технологии штамповки и прокатки локомотивных бандажей	199
23	Седьков А.С., Любимов В.И. Прессование порошковых материалов в тонкостенных упругодеформируемых контейнерах	201

4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1	Рябов Д.А., Хлыбов А.А. Исследование влияния скорости охлаждения на величину остаточных напряжений в стали 5ХНМ	205
2	Марочкин В.В., Волгина Н.И. Металлофизическое исследование заготовки лабиринта КВД из сплава ХН51КВМТЮБ (ЭП 741)	209
3	Басенко Л.М., Алимов В.И. Коррозионный износ почвообрабатывающего инструмента	213
4	Мусин Е.Т., Толеуова А.Р., Балбекова Б.К. Улучшение качества конструкционной стали на основе исследования взаимодействия комплексных сплавов с металлическим расплавом	217
5	Зейтуллинов Е.К., Альжанов М.К. Новый класс материалов – пенометаллы	220

6	Киселевич Р.А., Сахончик В.Ю., Урбанович Н.И. Изучение макро-структуры и свойств соединений, полученных электронно-лучевой и механизированной сваркой в защитных газах плавящимся электродом низколегированной стали повышенной прочности	222
7	Звягин И.А., Тухбатуллин Ф.Г. Критерии разрушения для оценки сроков эксплуатации трубопроводов	226
8	Шустова Е.С., Егоров Н.Т. Оценка качества толстолистового проката с использованием метода системной эвристики	230
9	Пимонова С.О., Горбатенко В.П. Исследование кинетики роста зерна при нагреве в стали 08X17	232
10	Одарюк Н.В., Штычно А.П. Изучение влияния армирующего слоя на тепловые и коррозионные свойства пластиковых труб	235
11	Циммерман Е.И., Горбатенко В.П. Математическая модель, описывающая кинетику роста зерна аустенита стали 10Г2ФБ при нагреве.	237
12	Дубровский Е.П., Булойчик И.А. Перспективы совершенствования процессов термодиффузионного цинкования в порошковых насыщающих средах	240
13	Горбунов В.В., Крымов В.Н. Исследование возможности изготовления сменных деталей горного оборудования из сталей типа X13...	244
14	Назина Н. С., Крымов В.Н. Влияние вида плазмообразующего газа на строение и твердость упрочненного слоя	246

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1	Кольба И. К., Гнитиев П.А. Диагностика процесса образования окалины при нагреве стальной заготовки	250
2	Бойко А.В., Кашаев В.В. Усовершенствованная камерная печь с автоматизированным импульсным нагревом металла	254
3	Шатович В.А., Кашаев В.В. Проект камерной печи для утилизации твёрдых бытовых и нефтесодержащих отходов с выработкой тепловой и электрической энергии	258
4	Кадомцева Т.И., Гнитиев П.А. Совершенствование теплотехнических параметров технологии обжига цементного клинкера во вращающихся печах	260
5	Станкус А.Р., Гридин С.В. Особенности применения тепловизоров	262
6	Маслов А.В., Новикова Е.В. Зависимость режима нагрева от шага укладки заготовки в печах с шагающим подом	266
7	Науменко Д.А., Захаров Н.И. Разработка энергоресурсосберегающего режима рафинирования расплава стали от растворенного в ней кислорода порошковой проволокой при интенсификации диффузионного процесса	269
8	Волынцев В.В., Гнитиев П.А. Определение рациональных технологических параметров работы топки НТКС	271

9	Орловский А.С., Кашаев В.В. Разработка методики определения основных параметров газовых горелок печей «AUSMELT»	273
10	Квиткин И.А., Захаров Н.И. Разработка энергоресурсосберегающего режима внепечной дегазации расплава алюминия от водорода при интенсификации диффузионного процесса	275
11	Мырза М. И., Захаров Н. И. Энергоресурсосбережение при интенсификации диффузионного процесса в условиях внепечной дегазации металла от смеси газов продувкой аргоном.....	277
12	Немов А.Э., Новикова Е.В. Характеристика работы туннельных печей для обжига кирпича	279

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1	Зайцева П.А., Гридин С.В. Повышение эффективности работы газовой котельной	282
2	Ляшенко П.С., Боев Ю.А., Безбородов Д.Л. Исследование углового коэффициента излучения при расчете процесса лучистого теплообмена в топках камерного типа	284
3	Захаров А.А., Безбородов Д.Л., Боев Ю.А. Способ снижения температуры уходящих газов котельного агрегата.....	287
4	Саликов Е.А., Безбородов Д.Л., Боев Ю.А. Надёжность работы теплообменного оборудования как фактор безопасности производственного процесса	289
5	Новиков С.В., Гридин С.В. Модернизация топочно-горелочного устройства котла ТПП-312А	291
6	Ромашко А.Ю., Гридин С.В. Анализ потребления топливно-энергетических ресурсов	293
7	Озеров А.А., Сафьянц С.М. Повышение эффективности теплоснабжения организаций бюджетной сферы в современных условиях	297
8	Михеев А.В., Гридин С.В. Анализ эффективности подземной газификации угля с целью замещения природного газа	300
9	Бутенко Д.Р., Гридин С.В. Анализ особенностей процесса горения топливных эмульсий.....	302
10	Приходько А.С., Гридин С.В. Тепловой баланс жилого здания	304
11	Клейн С.А., Попов А.Л., Безбородов Д.Л. Исследование процесса утилизации теплоты влажных дымовых газов	306
12	Мельниченко М.В., Тупилко И.В., Захаров Н.И. Исследование процесса охлаждения воздуха в теплообменнике в условиях холодильного цикла при получении аргона для металлургии	308
13	Трубицин Д.А., Сафонова Е.К., Попов А.Л. Анализ возможности повышения мощности энергоблоков 200 МВт	312
14	Трубицин Д.А., Попов А.Л., Сафонова Е.К. Моделирование тепло-	

	вого режима топочной камеры котла ТП-100	314
15	Зубков М.В., Лебедев А.Н. Газификация углей Донецкого региона .	316
16	Леоненкова И.А., Колесниченко Н.В. Анализ экологической безопасности при работе водогрейной котельной тепловой мощностью 1,4 МВт	319
17	Малыгин М.И., Остапенко А.О., Сафонова Е.К. К вопросу об утилизации тепла отходящих газов в водогрених котельных	323
18	Остапенко А.О., Малыгин М.И., Попов А.Л. Анализ технологических показателей работы блока при колебании состава рабочего топлива в интервале нагрузок 150-190 МВт	327
19	Монастырский Д.А., Боев Ю. А., Левшова Н.М. Физическое моделирование процесса смесеобразования, протекающего в щелевых подовых горелках	330
20	Богдан И.Н., Колесниченко Н.В. Повышение надежности теплоснабжения за счет применения когенерационных технологий	332

7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ

1	Пономарев Д.К., Асламова Я.Ю. Решение экологических проблем территорий, находящихся в зоне влияния агломерационных фабрик ...	335
2	Новиков А.С., Афанасьева З.К., Сидоренко Г.Н. Источники выбросов загрязняющих веществ в доменном производстве	339
3	Шутова О.О., Леушина Л.И. Повышение экологической безопасности технологии точного алюминиевого литья на предприятии авиастроения	342
4	Шевченко А.А., Онищенко С.А. Экологические аспекты производства кокса	345
5	Красников А.В., Онищенко С.А. Экологические аспекты производства алюминия	349
6	Дехтярь И.А., Онищенко С.А. Экологические аспекты производства чугуна	353
7	Кадуха Н.М., Онищенко С.А. Экологические аспекты производства стали в электропечах	357
8	Еспаев Н.Е., Альжанов М.К. Использование альтернативных восстановителей при производстве черных металлов	361
9	Merekenov A.M, <u>Alzhanov M.K</u> , Wuwaev I.A. Productions of bearings from composite materials with use of converter slimes	363
10	Позняк О.А., Трибушевский Л. В., Немененок Б. М. Проблемы экологии и рентабельности производства при плавке окисленных отходов алюминия	366
11	Кулик М. А., Трибушевский Л. В., Немененок Б. М. Глубокая переработка алюминиевых шлаков – путь к получению новых материалов для литейно-металлургического производства	369
12	Малышко Е.В., Розенберг Е.В., Урбанович Н.И. Оценка возможности	

	использования отхода горячего цинкования – цинковой пыли для цинкнаполненных красок	372
13	Бонсевич Д.Р, Гнитиев П.А. Определение основных технических параметров системы газоочистки топки НТКС	375
14	Поворознюк Е.А., Кочура В.В. Сравнительный анализ влияния производства агломерата и окатышей на окружающую среду	377
15	Гутько Е.Ю., Родионов А. В., Свинороев Ю. А. Экологические аспекты в литейном производстве	379

Научное издание

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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

Материалы конференции

Компьютерное редактирование и верстка Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.