

НИКОПОЛЬСКОМУ ЗАВОДУ ФЕРРОСПЛАВОВ 50 ЛЕТ

В.С.Куцин

Председатель правления,
генеральный директор завода,
докт. техн. наук,
лауреат Государственной премии Украины
в области науки и техники



От имени правления ПАО «Никопольский завод ферросплавов», дирекции и от себя лично приветствую всех участников VII Ежегодной Международной Научно-технической конференции «Ключевые аспекты развития электрометаллургии» на Никопольской земле!

В начале нового столетия Никопольский завод ферросплавов, ещё раз подтвердил своё право называться флагманом ферросплавной промышленности. Завоёвано оно благодаря глубоко продуманной экономической политике, чётко отработанной системе технологических связей между подразделениями, добросовестному выполнению своих обязанностей каждым членом трудового коллектива.

В нынешнем году заводу-гиганту исполнилось пятьдесят лет! Много это или мало и чего мы достигли? В историческом отрезке времени вроде бы и немного, но за этот период пройден серьёзный путь от первых шагов до становления завода и превращения его в современное зрелое предприятие. Человек не очень-то радуется личным юбилеям. Оно и понятно: ведь юбилей – это праздник расставания с очередным десятком прожитых лет. Иное дело – юбилей предприятия, да еще такого крупного, всемирно известного, как публичное акционерное общество «Никопольский завод ферросплавов».

Никопольский завод ферросплавов, пущенный в эксплуатацию в марте 1966 года, является наиболее мощным предприятием по производству ферросплавов в Украине и одним из самых крупных в мире. Основной продукцией завода является высокоуглеродистый и среднеуглеродистый ферромарганец и ферросиликомарганец. Производственная мощность – 1 млн. 200 тыс. тонн в год. При объёме 603,4 тыс. т в 2015 году мы поставили на рынок 3,4 процента мирового производства марганцевых ферросплавов и являемся самым крупным мировым производителем этой продукции. Выпускаем также электродную массу и марганцевый агломерат, щебень, граншлак и шлаковое литьё из шлака ферросиликомарганца. На заводе разработана и внедрена система менеджмента качества в соответствии с требованиями международных стандартов ISO 9001-2000, и система менеджмента окружающей среды в соответствии с ISO 14001-2004.

Сегодня наш завод полностью удовлетворяет потребности украинских металлургов в марганцевых ферросплавах и 76% продукции отправляется на экспорт.

Достижения завода в области производства и качества продукции заслужено отмечены на прошедшем в Украине в 2015 году Конгрессе мировой ферросплавной промышленности ИНФАКОН-14.

Необходимо отметить титанический труд первых руководителей завода, взявших на себя ответственность за его становление. Это организатор строительства завода А.И. Сухоруков, канд. техн. наук В.И. Матюшенко, канд. техн. наук В.Т. Зубанов, Герой Социалистического Труда Б.Ф. Величко, докт. техн. наук А.В. Коваль. Они сумели многое сделать для освоения производства ферросплавов, повышения производительности печных агрегатов, усовершенствования технологических процессов.

Объективный взгляд на существующее положение убеждает нас в том, что ставка на новую, перспективную производственно-сбытовую политику, сделанная акционерами завода еще в 1999 году полностью себя оправдала. Я стою у руководства предприятием уже 16 лет и, несмотря на трудности последнего времени, завод обеспечил рост эффективности производства, снижение себестоимости продукции и самое главное сохранил потенциал для надежной работы.

О масштабах Никопольского завода ферросплавов говорит хотя бы тот факт, что проведенные на заводе работы по освоению и совершенствованию производства, защите окружающей среды удостоены пяти Государственных премий Украины в области науки техники, последняя из которых получена в 2015 году. Этого невозможно представить без участия в жизни завода Национальной металлургической академии Украины и других академических и отраслевых научных организаций.

Профессионализм и верность традициям предприятия – главные слагаемые нашего успеха. Уверен, что завод будет преумножать сегодняшние достижения. Мы постоянно совершенствуем технологию производства продукции, повышаем её качество, стремимся к более тесному сотрудничеству с партнёрами, намерены и в будущем чутко относиться к меняющимся запросам рынка, пожеланиям и предложениям потребителей. Хорошая сталь, образно говоря, зарождается не в конвертере или электропечи, а ещё на пути к ним. Мы у себя в Никополе это отлично понимаем, ибо от качества ферросплавов с нашей маркой сегодня во многом зависит, какой будет сталь завтрашнего дня.

На протяжении всех 50-ти лет мы много и упорно трудились и только благодаря нашим совместным усилиям можем сегодня с уверенностью смотреть в будущее, подавая пример для возрождения и стабильности.

Коллективу Никопольского завода ферросплавов!

От имени Президиума Академии наук Украины и от себя лично сердечно поздравляю вас со знаменательным юбилеем - 50летием со дня пуска завода!

Украинская ферросплавная промышленность, как составная часть горно-металлургического комплекса страны, продолжает успешно развиваться, внося свой весомый вклад в экономику Украины, активно сотрудничая с Национальной академией наук, тесно взаимодействует с международным ферросплавным сообществом. Богатый производственный опыт, накопленный за эти годы, позволил вашему заводу выйти на передовые позиции мировой ферросплавной промышленности, что заслужено отмечено на прошедшем в Украине в 2015 году всемирном ферросплавном конгрессе ИНФАКОН-14.

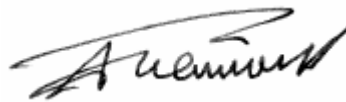
Свою лепту в историю завода внёс Институт электросварки. Именно с электроплавленых флюсов в 1966 году началось промышленное производство продукции Никопольским заводом ферросплавов в спроектированном по разработанному ИЭС им. Е.О.Патона заданию флюсоплавильном цехе. Это было началом функционирования завода и дало мощный толчок развитию автоматической сварки и производству высококачественной стали методом электрошлакового переплава.

Важную роль в жизни завода играет наука и сегодня. Её непосредственное участие в развитии производства даёт возможность оценить уровень техники и технологии, выбрать перспективные направления технического перевооружения, включая разработку нового оборудования, переработку отходов производства, энергоэффективность, решение экологических проблем.

Завод в настоящее время является одним из передовых, высокоэффективных и прогрессивных предприятий отрасли, ориентированным на современные потребности металлургии.

Желаю вам дальнейших успехов!

Президент Национальной академии
Наук Украины



Борис ПАТОН

**ИНВЕСТИЦИОННЫЙ ПОТЕНЦИАЛ
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.
ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ И ПОВЫШЕНИЕ ЕГО КАЧЕСТВА**

УДК 669.168.

С.Г. Грищенко, В.С. Куцин, А.Н. Овчарук, Д.В. Чаплыгин,
В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов, А.Н. Таран

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СИЛИКОМАНГАНЦА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫСОКОРЕАКЦИОННЫХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ

Качество углеродистых восстановителей имеет важное значение для выплавки ферросплавов в рудовосстановительных электропечах, во многом определяя полноту и кинетику извлечения из рудных материалов в сплав ведущих компонентов, структуру рабочего пространства печи, скорость схода шихтовых материалов и, как следствие, основные энергетические характеристики ферросплавного передела /1,2 /.

Основным «традиционным» видом углеродистых восстановителей, применяемых для производства массовых электроферросплавов, является металлургический кокс фракции 5 - 25 мм или 10 - 25 мм – т.н. «кокс – орех» или «кокстик». Выход такого кокса – ореха обычно составляет 3-5% от валового объема выпуска доменного кокса крупных фракций (более 25 мм), т.е. коксовый орех, по сути, является отходом от производства доменного кокса и не в полной мере отвечает специфическим требованиям производства ферросплавов в рудотермических электропечах.

Для кокса-ореха, в отличие от доменного кокса, прочностные физико-механические свойства не регламентируются, а реакционная способность восстановителя по отношению к оксидам металлов – кремнию, марганцу, хрому и др. - определяется по различным не стандартизованным методикам. Очевидно, что с учетом большей термодинамической прочности оксидов «ферросплавных» элементов по сравнению с оксидами железа, используемые в рудотермических печах углеродистые восстановители должны иметь достаточно высокую реакционную способность.

Для восстановителей, используемых при выплавке электроферросплавов, особенно большое значение имеет такой параметр, как *электросопротивление*, поскольку именно электросопротивление кокса определяет значение этого параметра для ферросплавных шихт в целом, особенно в верхних горизонтах ванны печи; однако действующими техническими условиями этот параметр не регламентируется.

Как показано в работе / 2 /, стремление технологов – ферросплавщиков максимально увеличить удельное электрическое сопротивление (УЭС) шихты при выплавке сплавов непрерывным процессом объясняется необходимостью уменьшить долю тока шихтовой проводимости и увеличить долю тока, проходящего через электрическую дугу – высокотемпературный источник тепла. При этом следует иметь в виду, что в области низких и умеренных температур, характерных для верхних горизонтов ванны печи (колошника) основные виды шихтовых материалов (руды, флюсы) фактически являются электрическими изоляторами, проводимость которых на порядок ниже, чем у используемых углеродистых восстановителей (исключение – металлическая стружка, применяемая в отдельных технологических процессах). Иными словами, «подавить» нежелательные процессы, связанные с прохождением тока через шихту и ее перегревом в районе колошника, возможно, прежде всего, путем

увеличения удельного электрического сопротивления восстановителя, как наиболее проводящего компонента шихты.

С участием авторов статьи, под руководством академика НАНУ М.И. Гасика на ПАО «Ясиновский коксохимический завод» (ПАО «ЯКХЗ») был разработан новый вид углеродистых восстановителей для производства ферросплавов в электропечах – специальный кокс-орех фракции 10–25 мм, имеющий высокие показатели реакционной способности и удельного электрического сопротивления. Он был успешно испытан при выплавке ферросиликомарганца в ПАО «Никопольский завод ферросплавов» – далее ПАО «НЗФ») и ферросилиция (в ПАО «Стахановский завод ферросплавов») /3-5/.

В 2014 г. был начат внедренческий этап работы и на НЗФ была осуществлена отгрузка промышленных партий опытного восстановителя. В апреле было отгружено 4,570 тыс. тонн коксового ореха фракции 10-25 мм, в мае – 7,132 тыс. тонн, в июле – 5,232 тыс. тонн. Таким образом, всего масса отгруженного опытного коксового ореха составила 16,934 тыс. тонн. В силу ряда организационных причин, с ЯКХЗ на НЗФ велась также поставка кокса каменноугольного: в июле было отгружено 13,477 тыс. тонн кокса фракции 20-80 мм и 2,008 тыс. тонн фракции 10-40 мм; в октябре – 10,101 тыс. тонн фракции 20-80 мм. Таким образом, общая масса отгруженного крупнокускового кокса каменноугольного составила 25,486 тыс. тонн.

Всего за период апрель – октябрь 2014 г. на НЗФ с ЯКХЗ было отгружено 42,420 тыс. тонн восстановителей фракций 10-25 мм, 10-40 мм и 20-80 мм.

При поступлении на НЗФ, 100% углеродистых восстановителей подвергались входному контролю. Сравнение средних динамических показателей коксовой продукции по сертификатам ЯКХЗ и входному контролю на НЗФ представлено в табл. 1.

Как видно из этих данных, наблюдается в целом высокая сходимость между динамическими показателями качества восстановителей по отгрузочным сертификатам ЯКХЗ и входным контролем партий восстановителей на НЗФ. Неизбежные расхождения в содержании влаги связаны с погодными условиями, учитывая пребывание груза в пути в открытых вагонах.

Таблица 1

Сравнение показателей качества восстановителей по данным ЯКХЗ и НЗФ (поставки 2014 г.)

Даты отгрузки	Марка восстан.	V, %	W, %	A, %	Фр. -10 мм	Фр.+25 (+40, +80) мм
12.04 - 30.04	Орех, фр.10-25 мм	Серт. ЯКХЗ	10,50	10,38	2,48	2,63
		Вх.контр.НЗФ	9,18	10,32	2,29	5,02
08.05 - 31.05	Орех, фр.10-25 мм	Серт. ЯКХЗ	7,30	10,56	4,17	6,30
		Вх.контр.НЗФ	6,95	10,40	5,3	7,2
13.07 - 31.07	Орех, фр.10-25 мм	Серт. ЯКХЗ	5,32	10,23	4,95	7,65
		Вх.контр.НЗФ	5,41	10,8	6,3	7,1
05.07 - 31.07	Кокс ККЗ. фр.20-80 мм	Серт. ЯКХЗ	6,29	10,00	4,49	3,61
		Вх.контр.НЗФ	6,2	11,3	4,3	4,3
19.07 - 31.07	Кокс фр.10-40 мм	Серт. ЯКХЗ	9,40	10,01	1,9	2,6
		Вх.контр.НЗФ	9,8	10,01	2,3	3,6
14.10 - 31.10	Кокс фр.20-80 мм	Серт. ЯКХЗ	5,51	10,97	4,64	10,70
		Вх.контр.НЗФ	6,0	10,4	4,8	9,5

Фракционный состав обычного кокса – ореха, поступающего от различных поставщиков до его подготовки на НЗФ (сортировки), характеризуется следующими данными (усреднено): содержание мелкой фракции 10–0 мм – до 6%, крупной фракции +25 мм – до 20%.

По заводским технологическим инструкциям (ТИ), состав сортированного кокса-ореха, подаваемого в плавильный цех, должен удовлетворять следующим требованиям: содержание фракции 5–0 мм – не более 15%, содержание фракции +25 мм – не более 10%, т.е. содержание целевой фракции 25–10 мм должно составлять не менее 75%.

Обычно в результате сортировки выход фракций после дробления и отсева составляет: фракция 5–0 мм – 14%; фракция 25–5 мм – 86%.

Средний технический состав специального восстановителя производства Ясиновского КХЗ составил: 11% A^C , 0,8% V^r , 1,5% S , 4,5% W . По техническому составу специальный восстановитель соответствовал качественной коксовой продукции для производства ферросплавов.

Подготовка сортированного кокса из специального восстановителя Ясиновского КХЗ производилась по действующей на заводе технологической схеме (рис.1), выход годного соответствовал установленной норме и составил 87%.

Кокс подавался на четырехвалковые дробилки, далее на грохот с ячейками 10Ч10 мм. После отсева подрешетная фракция 10–0 мм направлялась для использования в качестве аглодоплива на аглофабрике завода, а надрешетная (сортированный кокс фракции +10 мм) через систему промежуточных бункеров и конвейеров подавалась в печные бункера для дозирования.

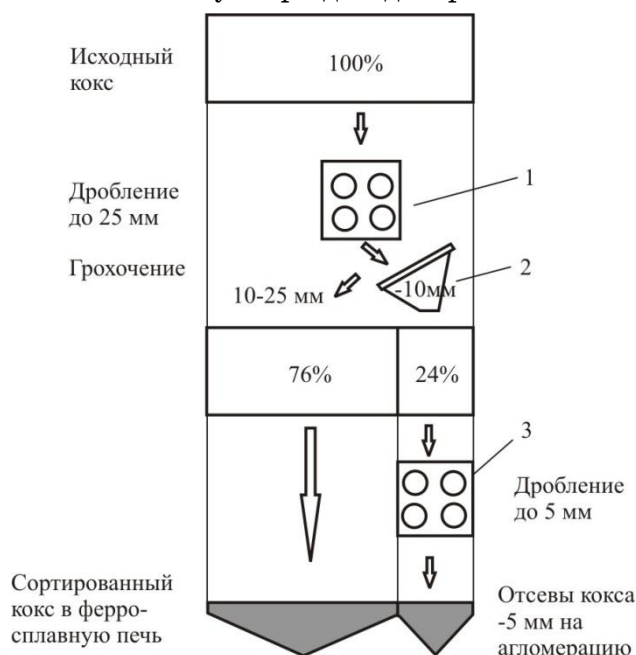


Рисунок 1 – Схема подготовки кокса дроблением и отсевом с выделением т.н. сортированного кокса для выплавки марганцевых ферросплавов и отсева фракции –5 мм для получения марганцевых агломератов; 1, 3 – четырехвалковые дробилки Д4Г; 2 – грохот ГСТ-42

Поступивший на завод кокс-орех производства ЯКХЗ по данным входного анализа в среднем характеризовался следующими показателями: содержание мелкой фракции 10–0 мм – 4,6%; кусковой фракции +25 мм – 6,4%. Эти данные несколько отличаются от сертификатов ЯКХЗ, но в целом находятся на уровне фактических показателей для обычного кокса – ореха других поставщиков.

Таблиця 2

Характеристики восстановителей, применяемых на НЗФ в 2014 г. по данным входного контроля

Наименование	Хим. состав кокса, %				Химический состав золы кокса, %								УЭС мкОм ⁴ м	
	Ас	V*	S		Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	MnO	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃ +SiO ₂		Fe
Кокс-орех 10-25 мм Украина Харьков	11.6				22.0	2.6	1.2	22.5	0.3	0.3	43.9	65.9	15.7	990
Спецкокс орех 10-25 мм Украина Ясиновский КХЗ	10.6	1.7	1.3		20.6	3.6	1.5	30.1	0.1	0.3	36.1	56.7	21.1	1340
Кокс-орех Венгрия	10.9	1.3	0.7		28.0	2.1	1.1	10.6	0.9	0.3	49.7	77.7	7.4	1049
Кокс-орех 10-25 мм Польша	11.7	2.0	0.6		26.7	3.4	1.9	11.0	1.8	0.5	46.3	73.0	7.7	1150
Кокс 10-25 мм Кемерово Россия	11.4	1.2	0.5		21.9	5.0	1.6	13.2	0.4	0.5	48.8	70.7	9.2	1020
Доменный кокс 25-40 мм Харьков	11.4				20.9	2.3	1.0	29.9	0.4	0.1	38.6	59.5	20.9	1100
Доменный кокс 25-40 мм Багайкокс	11.7				21.9	3.7	1.3	19.3	0.3	0.4	44.4	66.3	13.5	1050
Кокс к/у 10-40 Горловка Истэк	15.1	1.5	1.6		19.7	2.8	1.2	17.1	0.2	0.1	49.9	69.6	12.0	
Мелочь коксовая 0-40 Профбизнесторг	15.0	1.2	1.5		20.1	2.5	1.2	16.7		0.1	53.0	73.0	11.7	
Мелочь коксовая Багайкокс	12.2				22.8	3.3	1.5	15.0	0.2	0.4	47.7	70.4	10.5	1100
Мелочь коксовая Истэк Горловка	15.8	2.5	1.4		22.8	2.2	1.4	16.1	0.3	0.1	49.7	72.5	11.3	
Антрацит 0-6 Верххаус Луганск	17.3	5.9	0.8		20.3	1.6	1.3	16.0	0.2	0.1	51.9	72.2	11.2	5200
Антрацит 13-25 Верххаус Луганск	9.2	4.3	1.1		16.1	1.9	1.0	23.6	0.1	0.2	51.2	67.3	16.5	
Антрацит Молодецкое	7.3	3.4	1.1		19.2	1.1	1.0	12.9	0.2	0.3	58.7	77.9	9.0	

После сортировки фракционный состав кокса-ореха ЯКХЗ характеризовался следующими данными: содержание фракции 5–0 мм – 4–11%, содержание фракции +25 мм – до 5%, что полностью соответствовало вышеприведенным требованиям ТИ.

Выход фракций после дробления и отсева при сортировке спецкокса составил: фракция 5–0 мм – 12%, фракция 25–5 мм – 87%, что также соответствует обычным данным.

В процессе работы представляло определенный практический интерес сопоставить средние качественные характеристики кокса-ореха производства ЯКХЗ с аналогичными материалами, поступавшими в этот период на НЗФ от других поставщиков; результаты такого сравнения представлены в табл. 2.

Как видно из этих данных, именно кокс-орех производства ЯКХЗ имеет лучшие показатели по зольности - содержание золы 10,6% по сравнению с 10,9-15,1% у кокса-ореха других поставщиков. Содержание серы находится на уровне украинских поставщиков и, естественно, более высокое, чем для кокса-ореха импортного происхождения. Однако, для производства марганцевых ферросплавов повышенное содержание серы не имеет практического значения.

Обращает на себя внимание более высокое значения УЭС ясиновского кокса-ореха – 1340 мкОм.м по сравнению с 1060 мкОм.м в среднем для всех других поставщиков, т.е. в 1,26 раза выше; этот параметр, как отмечалось выше, играет важную роль при выплавке ферросплавов в рудотермических электропечах.

Парк рудотермических печей цеха производства ферросплавов НЗФ насчитывает 16 печей, в т.ч. 2 круглые печи типа РКО-23,5 МВА; 4 круглые герметичные типа РКГ-75 МВА производства японской фирмы «Танабэ» и 8 прямоугольных печей – 7 типа РПЗ-48(63) и одну – герметичную типа РПГ- 63И1 (печь № 6). Напомним, что именно в печи № 6 была в июне 2013 г. успешно проведена опытная компания по выплавке ферросиликомарганца с использованием высокорекреакционного спецкокса производства ЯКХЗ / 5 /.

Вид в разрезе прямоугольной печи типа РПЗ-48(63) приведен на рис.4.1

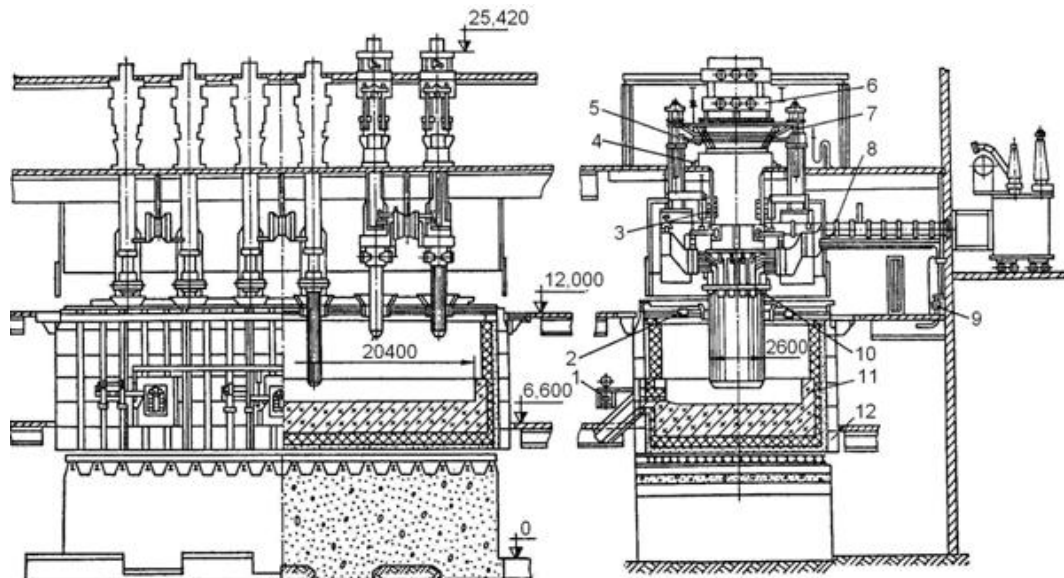


Рисунок 4.1 – Рудовосстановительная закрытая электропечь с прямоугольной ванной типа РПЗ-48(63) мощностью 63 МВА с прямоугольными электродами:

- 1 – аппараты для прожигания леток; 2 – свод; 3 – устройство для фиксации электрододержателя; 4 – уплотнения; 5 – система гидропривода;
- 6 – устройство для перепуска электродов; 7 – гидроподъемник;
- 8 – короткая сеть подвода электроэнергии к электроду прямоугольного сечения;
- 9 – система водоохлаждения электроконтактных медных щек и нажимного кольца;
- 10 – электрододержатель; 11 – футеровка; 12 – кожух

В период освоения технологии использования опытного восстановителя, выплавка ферросиликомарганца велась только в прямоугольных печах №№ 1-6 и №№ 13-16. Параметры прямоугольных печей НЗФ, в которых велась выплавка ферросиликомарганца в течение 2014 г, представлены в табл.3 (по данным / 6 /).

Таблица 3

Параметры прямоугольных рудотермических печей для выплавки марганцевых ферросплавов НЗФ

Наименование параметров	Значение параметров	
	РПЗ-63И1	РПЗ-48(63)
Тип печи	РПЗ-63И1	РПЗ-48(63)
Конструктивные признаки	Рудовосстановительная, герметичная со стационарной прямоугольной ванной, с установленной мощностью печного трансформатора 63МВА	Рудовосстановительная, закрытая со стационарной прямоугольной ванной, с установленной мощностью печного трансформатора 48(63) МВА
Кол-во трансформаторов, шт	3	3
Номинальная мощность 1 трансформатора, кВА	21000	21000
Первичное напряжение, кВ	154	154
Вторичное напряжение, В	238-130	238-130
Число ступеней трансформатора, шт	33	33
Максимальный ток электрода, кА	119,2	119,2
Количество электродов, шт	6	6
Тип электрода	Самообжигающийся, прямоугольного сечения	Самообжигающийся, прямоугольного сечения
Размеры электрода в сечении, мм	750 x 3000	650 x 2800
Расстояние между осями электродов, мм	3600	3300
Размеры плавильного пространства, мм		
длина	23000	20740
ширина	8200	7900
высота	4500	3600
Скорость перемещения электродов, мм/мин	300–600	300–600
Максимальный ход электродов, мм	1200	1200
Высота летки над подиной, мм	500	450
Количество леток, шт.	3	3
Диаметр летки, мм	105	105

В силу ряда организационных причин, оказалось невозможным выделить одну из силикомарганцевых печей для работы полностью с использованием восстановителя производства ЯКХЗ; опытный восстановитель расходовался по мере его поступления («с колес») одновременно на всех печах завода. Только в отдельные периоды (июль и август 2014 г.) кокс-орех производства ЯКХЗ был основным видом используемых восстановителей.

Сведения о химическом составе сырья, используемого для выплавки ферросиликомарганца в июле-августе 2014 г., приведены в табл. 4.

Таблица 4

Химический состав марганцеворудного сырья при проведении плавки ферросиликомарганца на НЗФ в июле-августе 2014 г.

Вид сырья	Содержание компонентов, % мас.							
	Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe	P	W _{вл}
Агломерат АМНВ-2П	39,55	25,6	7,9	2,6	–	2,2	0,18	–
Руда ЮАР КК37	37,8	6,0	15,2	3,1	0,3	4,4	0,02	3,0
Руда ЮАР КК42	43,4	4,9	7,3	1,1	0,6	13,4	0,039	1,8
Руда Австралия КК49НЖ	53,4	7,4	1,1	0,5	1,3	2,8	0,03	3,0
Руда Гана МК28 *)	29,1	13,4	5,4	3,7	2,3	2,7	0,09	2,4

*) п.п.п.- 29,8%.

Плавки ферросиликомарганца проводились по обычной технологии непрерывным процессом с закрытым шихтой колошником и периодическим выпуском продуктов плавки. Технологические показатели (обобщенно для всех печей завода в июле-августе 2014 г.) приведены в табл. 4.3.

Таблица 5

Показатели выплавки ферросиликомарганца с использованием кокса-ореха Ясиновского КХЗ в июле-августе 2014 г.

Показатели	Период	
	Июль 2014 г.	Август 2014 г.
Удельный расход сырья, кг/баз. тонн		
- Агломерат марки АМНВ2П	1151	979
- Руда ЮАР КК37	351	–
- Руда ЮАР КК42	111	–
- Руда Австралия КК49НЖ	–	280
- Руда Гана МК48	–	292
- Всего Mn сырья (48% Mn)	1613	1551
- Кокс сортированный	428	414
- кварцит	432	390
- отходы		
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/б.т.	4004	3970
Содержание в сплаве, %		
- марганец	72,5	72,8
- кремний	17,7	17,65
- фосфор	0,257	0,26
Извлечение марганца в сплав, %	88,9	89,5
Кратность шлака	1,45	1,39
Содержание марганца в шлаке, %	11,43	11,58

Как показала работа группы печей в анализируемые периоды, использование кокса-ореха Ясиновского КХЗ не вызывало отклонений в газовом и электрическом режимах выплавки ферросиликомарганца. Как и в ходе предыдущих опытных компаний, отмечена более низкая посадка электродов в шихту в опытный период (примерно на 150–200 мм), что свидетельствует о большей технологичности опытного кокса.

Технологические показатели производства ферросиликомарганца с использованием кокса - ореха Ясиновского КХЗ были довольно высокими как в 1-й подкомпании (июль 2014 г.), так и во 2-й (август 2014 г.). Отличительной особенностью первой подкомпании было использование сырья с несколько более низким содержанием марганца – руды ЮАР двух типов с содержанием марганца 37,8-43,4%.

Во второй подкомпании использовалась австралийская руда с высоким содержанием марганца – 53,4% и руда из Ганы с содержанием марганца 29,1%. Однако, ганская руда имеет карбонатную природу и характеризуется высоким значением содержания п.п.п. – на уровне 29,8% (табл.4). Элементарный расчет показывает, что в прокаленной руде из Ганы содержание марганца составит 41,4%. Таким образом, во второй подкомпании содержание марганца в рудной части можно принять в среднем на уровне 45 %, т.е. примерно на 3-4% выше, чем в первой подкомпании.

Разница в содержании марганца повлияла на то, что во второй подкомпании отмечено более высокое извлечение марганца в сплав, снижение кратности шлака, т.е. снижение потерь марганца со шлаком. Также во второй подкомпании был более низкий удельный расход электроэнергии. Это не противоречит литературным данным /7/ относительно влияния фактора содержания марганца в рудной части шихты на ТЭП выплавки марганцевых ферросплавов.

Можно сделать вывод о том, что технологический процесс выплавки ферросиликомарганца с использованием сортированного кокса, полученного из кокса-ореха Ясиновского КХЗ, характеризовался стабильным газовым и электрическим режимами, удовлетворительным выпуском расплава, оптимальной величиной перепуска электродов.

Качество ферросиликомарганца, полученного в опытный период, по содержанию марганца (72–73%), кремния (17,6–17,8%) и фосфора (0,25–0,28%) не отличалось от стандартных значений и соответствовало требованиям стандарта (ДСТУ 3548-97. Ферросиликомарганец. Общие технические условия.). Технико-экономические показатели получения ферросиликомарганца соответствовали плановым (утвержденным нормам).

В табл.6. представлены основные ТЭП выплавки сплава, приведенные к единой базе по качеству марганцеворудного сырья и уровню использования металлосодержащих отходов производства.

Таблица 6

Технико-экономические показатели выплавки ферросиликомарганца с использованием кокса-ореха производства ЯКХЗ

Удельный расход	Июль 2014 г.		Август 2014 г.	
	норма	факт	норма	факт
Марганцевого сырья, кг/б.т.	1646	1613	1570	1551
Кокса сортированного (восстановителя), кг/б.т.	432	428	432	414
Кварцита, кг/б.т.	417	432	419	390
Электрической энергии, кВтч/б.т.	4115	4004	3988	3970

Как видно из приведенных в табл.6. данных, фактическое снижение удельного расхода электроэнергии в опытный период по сравнению с базовым периодом (нормой) составило в июле 111 кВтч/баз.т, в августе – 18 кВтч/баз.т (как указывалось выше, при использовании более богатого сырья в августе была заложена соответственно и более низкая норма расхода электроэнергии).

Фактические удельные расходы марганцевого сырья, кокса и кварцита снизились в среднем (по данным табл. 4.6) на 26; 11 и 12 кг/баз.т. соответственно.

Всего в ходе освоения технологии на НЗФ в 2014 г. было использовано около 50 тыс. тонн восстановителя производства Ясиновского КХЗ и выплавлено более 120 тыс. тонн ферросиликомарганца.

Опираясь на данные, представленные технической службой завода, выполнен расчет экономической эффективности использования спецвосстановителя производства ЯКХЗ при выплавке ферросиликомарганца (табл.7).

Таким образом, экономический эффект по результатам освоения технологии составил 156,90 грн. на 1 тонну ферросиликомарганца или 378,99 грн. в пересчете на 1 тонну сортированного восстановителя производства ЯКХЗ.

С учетом объема выплавки в 2014 г. ферросиликомарганца (120 тыс. тонн) с использованием восстановителей производства ЯКХЗ, экономический эффект составил 18828 тыс. грн.

Выводы

Ясиновским КХЗ в 2014 году освоена технология производства специальных восстановителей для выплавки ферросплавов в электропечах, с использованием в шихте для коксования значительной части (до 70%) молодых малометаморфизованных углей, что обеспечивает более высокую реакционную способность и повышенное значение УЭС.

Таблица 7

Расчет экономической эффективности использования кокса Ясиновского КХЗ при выплавке MnC17 на НЗФ.

1. Исходные данные по использованию сортированного кокса

Наименование ресурса	Выход годного, %	Цена без НДС с ж.д. тарифом, грн	Базовый вариант		Опытный вариант		Отклонение	
			кол-во, т/т	сумма, грн	кол-во, т/т	сумма, грн	кол-во, т/т	Суммагрн
Кокс - орех 10-25 Харьков	87	3150	0.75	2362.5			-0.75	-2362.5
Коксовая мелочь Баглейкокс	15	1980	0.06	118.8			-0.06	-118.8
Коксовая мелочь 0-25	36	3765	0.07	263.55			-0.07	-263.55
Кокс-орех ЯКХЗ 10-25	87	3135			0.85	2664.75	0.85	2664.75
Антрацит АМ	100	3144	0.12	377.28	0.15	471.6	0.03	94.32
ИТОГО			1	3122.13	1	3136.35		14.22
Цена сортированного кокса				3122.13		3136.35		

2. Расчет экономической эффективности

Наименование ресурса	Цена, грн	Базовый вариант		Опытный вариант		Отклонение	
		кол-во, т/т	сумма, грн	кол-во, т/т	сумма, грн	кол-во, т/т	сумма, грн
Агломерат АМНВ-2П	3800	1.024	3891.2	0.979	3720.2	-0.045	-171
Руда Австралия КК49НЖ	4600	0.27	1242	0.28	1288	0.01	46
Руда Гана МК48	2500	0.276	690	0.292	730	0.016	40
Всего марганцевого сырья		1.57	5823.2	1.551	5738.2	-0.019	-85
Кокс сортированный		0.432	1348.76	0.414	1298.45	-0.018	-50.31
Кварцит	102	0.419	42.738	0.39	39.78	-0.029	-2.96
Электроэнергия технологическая	1035	3.988	4127.58	3.97	4108.95	-0.018	-18.63
Итого на 1 баз.т MnC17			11342.28		11185		-156.9

Входной контроль качественных характеристик опытного материала, отгруженного на НЗФ, позволяет сделать вывод о том, что восстановители

производства ЯКХЗ относятся к качественной коксовой продукции и имеют ряд преимуществ по сравнению с коксом-орехом других поставщиков. Так, УЭС ясиновского кокса-ореха составляет 1340 мкОм.м по сравнению с 1060 мкОм.м в среднем для всех других поставщиков, т.е. в 1,26 раза выше, что имеет важное значение для технологии выплавки электроферросплавов.

В промышленных условиях рудотермических печей Никопольского завода ферросплавов освоена технология выплавки ферросиликомарганца с использованием кокса-ореха производства Ясиновского КХЗ. Фактическое снижение удельного расхода электроэнергии в опытный период по сравнению с базовым периодом (нормой) составило в июле 111 кВт.ч/баз.т, в августе – 18 кВт.ч/баз.т (при использовании более богатого сырья в августе была заложена соответственно и более низкая норма расхода электроэнергии).

Фактические удельные расходы марганцевого сырья, кокса и кварцита снизились в среднем на 26; 11 и 12 кг/баз.т. соответственно.

Всего на НЗФ в 2014 г. было использовано около 50 тыс. тонн восстановителя производства Ясиновского КХЗ и выплавлено более 120 тыс. тонн ферросиликомарганца с его применением. Рассчитанный экономический эффект по результатам освоения технологии составил 156,90 грн. на 1 тонну ферросиликомарганца или 378,99 грн. в пересчете на 1 тонну сортированного восстановителя производства ЯКХЗ.

С учетом объема выплавки ферросиликомарганца (120 тыс. тонн сплава MnC17) с использованием в 2014 г. восстановителей производства ЯКХЗ, экономический эффект составил 18828 тыс. грн.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Мизин В.Г., Серов Г.В. Углеродистые восстановители для ферросплавов. М., Металлургия, 1976. – 272 С.
2. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. М., СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ, 1999. – 764 С.
3. Грищенко С.Г., Гасик М.И., Овчарук А.Н., Таран А.Ю. и др. Использование высокорекреакционного кокса-орешка при производстве ферросплавов. Сталь. 2007. № 8. С.53.
4. Gryshchenko S.G., Gasik M.I., Ovcharuk A.N. a.o. Production of special kinds of carbonaceous reducing agents for ferroalloy smelting. // Proceedings of INFACON XIII. The thirteenth international ferroalloys congress Efficient Technologies in Ferroalloy Industry. June 9-12.2013. Almaty, Kazakhstan.v. 1, v.p. 505-510.
5. Gryshchenko S.G., Ovcharuk A.N., Olshansky V.I. a.o. Mastering of Ferrosilicon Manganese Melting with Highly Reactive Reducing agent. // Proceedings of INFACON XIV. The fourteenth international ferroalloys congress. Energy efficiency and environment friendliness are the future of the global ferroalloy industry. May 31-June 4. Kiev. Ukraine, v. 1, v.p. 65-72.
6. Рудовосстановительные электропечи и технология производства марганцевых ферросплавов (под ред. Куцина В.С. и Гасика М.И.) // Куцин В.С., Величко Б.Ф., Гасик М.И. и др. Днепропетровск. НМетАУ. 2011. С. 508.
7. Люборец И.И., Овчарук А.Н., Ганцеровский О.Г. и др.. Результаты комплексных исследований по оптимизации производства марганцевых ферросплавов. // Сучасні проблеми металургії. Том 2. Електротермічне виробництво феросплавів і кольорових металів на стику ХХ і ХХІ століть: підсумки, проблеми, перспективи розвитку. Дніпропетровськ: Системні технології. 2001. С. 97-102.

**СПЕКАНИЕ МАРГАНЦЕВОГО АГЛОМЕРАТА
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В ШИХТЕ
ЗЕРНИСТОГО КОНЦЕНТРАТА 2 СОРТА ФРАКЦИИ 0-1 ММ**

Abstract. Increasing the use of manganese ore with low manganese content and recycling containing manganese waste in production ensured improvement schemes preparation and agglomeration manganese ore. It has been established that the use of a binder reagent peat hydroxide in an amount of 5% increase the degree of pelletizing and strength sinter.

Аннотация. Увеличение использования марганцевых руд с низким содержанием марганца и утилизация марганецсодержащих отходов в производстве обеспечивается за счет улучшения схемы подготовки и последующей агломерации марганцевой руды. Было установлено, что использование в качестве связующего реагента торфа гидроксидного в количестве 5% увеличивает прочность окатышей и полученного агломерата.

Анотація. Збільшення використання марганцевих руд з низьким вмістом марганцю і утилізація марганецсодержащих відходів у виробництві забезпечується за рахунок поліпшення схеми підготовки і подальшої агломерації марганцевої руди. Було встановлено, що використання в якості сполучного реагента торфу гідроксидні в кількості 5% збільшує міцність окатишів і отриманого агломерату.

Вступление

Марганец играет важную роль в черной металлургии. В качестве легирующего элемента, он повышает прочность, ударную вязкость, прокаливаемость, технологичность и устойчивость к истиранию стали. Около 90% -95% от всего марганца, произведенного в мире, используется в производстве чугуна и стали, в виде сплавов, таких как ферромарганец, силикомарганец и ферросиликомарганец. Марганец имеет два важных свойства в производстве стали: его способность взаимодействовать с серой с образованием MnS и его раскислительная способность. Около 30% марганца используется в металлургической промышленности для связывания серы и раскислителя. Остальные 70% марганца используется исключительно в качестве легирующей добавки. Спрос на ферромарганец непрерывно растет параллельно с ростом производства стали.

Существующие технологии производства доменного и электропечного ферромарганца имеют ряд недостатков: относительно низкую производительность, большой расход электроэнергии или кокса, высокие требования к руде. Концентрат должен быть кусковой с содержанием марганца более 35%. В противном случае требуется окускование, что увеличивает энергозатраты. Карбонатные руды, составляющие более 70% мировых запасов, используют только для подшихтовки к сортовым оксидным в незначительном количестве. Потребности металлургической и химической отраслей промышленности страны удовлетворяются за счет импорта товарных марганцевых руд и ферромарганца [1]. В сложившейся в настоящее время экономической ситуации стоит проблема создания собственной марганцеворудной базы за счет разработки более

совершенных технологий переработки карбонатных и бедных руд и вовлечения в производство вторичных низкосортных марганцевых концентратов.

Украина имеет достаточные запасы марганцевого сырья, однако его качество по минеральному составу является неудовлетворительным для получения стандартных ферросплавов. Низкое содержание марганца в концентратах приводит к высокой кратности шлака и значительным потерям марганца. Важным является повышение использования марганца путем утилизации вторичных материалов собственном производстве. В данное время ферросплавное производство требует внедрения мощных, высокомеханизированных и автоматизированных закрытых электропечей, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели производства и условий труда обслуживающего персонала. Для нормальной работы закрытых электропечей требуется кусковой материал [1].

Снижение материалоемкости и энергоемкости при производстве марганцевых ферросплавов тесно связано с совершенствованием схем подготовки и окускования марганцевого сырья. Добываемая из недр сырая марганцевая руда вследствие высокого содержания компонентов пустой породы, представленной нерудными минералами - кварц, каолиновая глина и не может быть использована без предварительной подготовки в металлургическом переделе. Марганцевая руда подвергается обогащению с применением различных методов: гравитационного, магнитного, флотационного в различном их сочетании [1]. Имеются сведения, что при обогащении марганцевых руд объем образующихся хвостов мокрой магнитной сепарации составляет до 6% от переработанной руды, а отходы флотации и дешламации - до 45% от переработанной руды.

Состояние вопроса

Наиболее известным освоенным промышленным способом окускования отечественного марганцеворудного сырья, получившим развитие в последнее десятилетие, является агломерация [1-3]. Изменение за последние годы химического, минералогического и гранулометрического состава марганцевых концентратов привело к снижению качества агломерата и показателей его производства. Опыт производства марганцевых ферросплавов в мощных закрытых или герметичных электропечах свидетельствует, что повышение количества мелких фракций (<5 мм) в шихтовых материалах приводит к нарушению стабильности режима плавки, повышению удельных расходов сырья и электроэнергии. Количество мелочи в шихте в значительной степени определяется прочностными характеристиками агломерата. Промышленный опыт производства марганцевого агломерата [2-7] показывает, что известные технологические предложения не обеспечивают рост производительности агломашин и необходимых прочностных свойств офлюсованного марганцевого агломерата.

Известны способы спекания офлюсованного марганцевого агломерата, обладающего повышенной механической прочностью и высокой влагуостойчивостью. Особенностью технологии является использование в аглошихте обожженного при 1600-1800°C доломита и использование обожженного доломита при производстве офлюсованного марганцевого агломерата [4, 6]. Недостатком данных мероприятий является значительное усложнение технологической линии аглопроизводства и увеличение энергетических затрат.

Кроме того, требуется ввод в состав аглошихты высококачественного марганцевого концентрата с содержанием кремнезема менее 10%.

Как и при спекании железных руд, при получении марганцевого агломерата происходят процессы дегидратации, диссоциации оксидов и карбонатов, окислительно-восстановительные реакции, взаимодействие в сложных окисных системах. Образование в составе агломерата свободного манганозита затруднено в силу его достаточно высокой прочности. Входящие в состав марганцевых руд оксиды MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 относятся к непрочным и восстанавливаются при невысоких температурах. Выделяющаяся теплота экзотермических реакций восстановления высших оксидов марганца приводит к тому, что температурный интервал протекания однотипных реакций смещается в область более высоких температур на 150-120°C [1]. Наличие кремнезема в марганцевых концентратах связывает часть Mn_3O_4 в тефроит Mn_2SiO_4 , что обеспечивает появление жидкой фазы уже при 1250°C.

Постановка задачи

С целью определения оптимальных параметров процесса обжига продуктов обогащения марганцевой руды (температуры, количества восстановителя, состава газовой фазы) с использованием программы HSC Chemistry 5.11 был выполнен термодинамический анализ системы Mn-P-Si-Fe-Ca-C-O. Расчет равновесного состава указанной системы выполнили в температурном интервале 400 - 1400 К, исходная газовая среда - воздух.

Результаты исследования и их анализ

В результате термодинамических расчетов было установлено, что при отсутствии восстановителя в газовой фазе присутствуют только кислород, азот и пары воды, а конденсированная фаза представлена такими марганецсодержащими соединениями, как MnO_2 , Mn_2O_3 и Mn_3O_4 . Введение в шихту недостаточного количества восстановителя приводит лишь к частичному восстановлению диоксида марганца с образованием Mn_2O_3 . При дальнейшем увеличении количества добавляемого углерода в конденсированной фазе наряду с Mn_2O_3 появляется гаусманит (Mn_3O_4). Максимальное количество Mn_3O_4 наблюдается при добавлении 9,5% углеродистого восстановителя. Дальнейшее повышение содержания углерода в шихте приводит к образованию MnO в конденсированной фазе. Максимальная степень восстановления достигается при добавлении к оксидному марганцевому продукту восстановителя в количестве 12 - 15%.

При оптимальной концентрации восстановителя в шихте изучали влияние температуры на степень восстановления марганецсодержащих соединений. Термодинамические расчеты показали, что при низких температурах наряду с частично восстановленным Mn_3O_4 присутствует также оксид MnO . При температуре 800 - 900 К в конденсированной фазе при этом остается лишь незначительное количество Mn_3O_4 , основная часть марганецсодержащих соединений представлена целевым продуктом MnO .

Агломерат должен иметь высокую прочность, кусковатость, пористость и хорошую восстановимость при заданном химическом составе. Однако использование марганецсодержащих шламов в агломерационном процессе ограничивается их физическими, физико-химическими свойствами и содержанием вредных примесей [1]. Увеличение доли шламов в агломерационной шихте требует решения следующих задач: поиск способов подготовки, позволяющих повысить

допустимый для утилизации в агломерационной смеси предел влажности шламов; улучшение усреднения шламов в агломерационной шихте, обеспечение газопроницаемости спекаемого слоя на агломерационной ленте и сокращение выноса пыли.

Для вовлечения в производство ферросплавов марганцевых шламов их необходимо окусковывать с целью улучшения газопроницаемости их насыпной массы и получения окатышей необходимой формы и размера. При разработке Никопольского месторождения марганцевых руд в шламохранилищах Орджоникидзевского горно-обогатительного комбината намыто шламов со средним содержанием марганца 10-12 %. Анализ физико-химических свойств концентратов 2-го сорта обогащения марганцевых руд Орджоникидзевского ГОКа показывает, что характерная для них зернисто-песчаная структура не обеспечивает достаточно хорошую комкуемость аглошихты, что не позволяет при проведении ее грануляции получить требуемый гранулометрический состав и прочностные показатели гранулируемого материала. В дальнейшем это приводит к снижению производительности агломашины. Однако, трудность их использования заключается в плохой слипаемости при окомковании и брикетировании.

Степень окомкования марганцевых концентратов 2-го сорта по обычной технологии при дополнительном увлажнении составляет 1,62, а прочность гранул менее 1 кг/на образец. Спекания такого материала практически не происходит, что ограничивает возможности их использования в шихте для агломерации. Это вызывает необходимость поиск связующего, который обеспечит комкуемость материала с зернистой структурой. Нами установлено, что из исследуемых связующих ввод реагента торфгидроксидный в количестве 5% повысил степень окомкования с 1,62 до 3,27. При окатывании на тарельчатом грануляторе с диаметром тарелки 3 м с частотой вращения 12 об/мин была достигнута производительность 1,0-1,2 т/ч с получением прочных окатышей. Гранулы были высушены в обычных условиях в течении 12 часов, что повысило их прочность и целостность при перегрузках.

Как установлено практикой агломерации, существует оптимальное содержание углерода в агломерационной шихте. При увеличении содержания углерода свыше 8 % происходит оплавление верхних слоев шихты, вследствие чего ухудшается газопроницаемость и нижние слои шихты остаются непропеченными. Снижение его менее 5% ухудшает прочность агломерата вследствие недостаточного количества жидкой фазы. Как показали исследования, ввод связующего до 10 кг/т агломерата обеспечил: повышение производительности агломашины на 10%; снижение расхода аглотоплива на 5 кг/т агломерата; снижение содержания фракции менее 5 мм в агломерате на 3%.

В лабораторных условиях НМетАУ реагент торфгидроксидный испытан при получении агломерата из шихты, содержащей концентрат 2-го сорта обогащения марганцевой руды. Шихта для агломерации состояла: концентрат 2-го сорта - 73,53%; коксик - 7,35%; РТГ (реагент торфгидроксидный) - 4,41%; возврат - 14,71%. Спекание производили при следующих условиях: высота слоя шихты - 300мм; разрежение - 1000 мм вод.ст.; время зажигания - 1,5 мин.; температура зажигания - 1220⁰С; время спекания - 14,5 мин.; максимальная температура спекания - 1360⁰С; усадка - 80 мм. Качество полученного агломерата: выход годного - 81,3%; прочность на удар - 3,0%; прочность на истирание - 1,5%; химический состав готового агломерата: Mn_{общ} - 28,72%, S - 0,211, C - 0,91%.

При использовании в качестве связующего других материалов (ССБ, раствор муки, бентонит и др.) высоких показателей механической прочности и повышения содержания $Mn_{\text{общ}}$ не отмечено.

Спекание опытного марганцевого агломерата

При проведении опытных спеканий агломерата с использованием отсева обогащения марганцевой руды (-1мм) и марганцевой руды (0-10) при их соотношении 4:1, при введении в аглошихту торфа и смеси (кокстик + антрацит) в соотношении (1:1,55) получены следующие результаты.

Для варианта с использованием торфа гидроксидного, установлено образование двух зон спекания. Опережающее развитие (продвижение) первой зоны спекания, очевидно, обусловлено более высокой реакционной способностью пироуглерода, образующегося в процессе тепловой деструкции торфа активированного при данном соотношении видов топлива и их фракционного состава.

Подобный эффект впервые был обнаружен авторами работы [12], который, по их мнению вызван увеличением расхода углерода, приводящим при общем снижении вертикальной скорости спекания к более быстрому перемещению зоны высоких температур и ее отрыву от зоны горения топлива. Нами установлено, что вторая зона спекания, образующаяся при горении углерода кокса одновременно с первой, отстает от нее в своем скоростном развитии.

Экспериментально установлено, что в более скоростной по своему развитию зоне максимально достигаемые температуры на 50 - 60°C ниже, чем в отстающей более высокотемпературной зоне. Это приводит к образованию между ними «буферной» достаточно высокотемпературной зоны подогрева шихты, располагающейся ниже зоны горения основной массы углерода кокса. Следствием является изменение механизма физико-химических превращений, существенно отличающегося от процессов, характерных для спекания при введении в аглошихту только одного вида топлива – коксика.

При использовании такой доли торфа в общем количестве топлива механизм спекания обусловлен превращениями в двух характерных и «буферной» зонах. Установлено, что каждый элементарный слой шихты при его спекании подвергается последовательной тепловой обработке вначале в более низкотемпературной зоне, нагревающей его до температуры размягчения, и в дальнейшем (с незначительным отставанием, обусловленным, в основном, различной реакционной способностью восстановителей) в более высокотемпературной зоне. С учетом расширения общей зоны спекания оксидного материала, для которого характерны достаточно высокие температуры размягчения (~ 1200°C), образуется достаточное количество жидкой оксидной фазы, которая за более длительное время своего существования полнее обтекает кусочки нерасплавившейся шихты. В последующем, после интенсивного охлаждения потоком просасываемого воздуха, это привело к увеличению прочности спека. Установленное повышение пористости агломерата на 5-7%, очевидно, объясняется выделением пирогазов, образующихся при тепловой деструкции торфа, горение которых ускоряется благодаря наличию в составе торфа собственного кислорода.

Можно предположить, что изменением соотношения торф/кокстик, можно регулировать протяженность буферной зоны, увеличивая или уменьшая опережение первой зоны, где происходит размягчения шихты. При определенной,

минимальной доле торфа следует ожидать наложение двух зон. В этом случае спекание будет происходить в одной общей термической зоне. Этот эффект, вероятно, может быть достигнут и при уменьшении фракционного состава коксика (до пределов, не снижающих прочность сырых гранул и доставку кислорода к «закомкованному» углероду), что приведет к выравниванию реакционной способности обеих видов топлива.

Следует отметить, что образование двух зон позволит более эффективно провести удаление серы. В опережающей зоне, где достигаются более низкие температуры и где происходит сгорание пирогазов и только части углерода коксика, возникает более окислительная атмосфера. В этой зоне создаются более благоприятные, с точки зрения термодинамики, условия для удаления сульфидной серы, а в другой с более высокими температурами – для перевода в газовую фазу сульфатной серы.

Таким образом, положительная роль буферной зоны, где создаются достаточно высокие температуры, сводится к расширению временного интервала термической обработки шихты, что в итоге приводит к увеличению прочности агломерата.

При проведении спеканий в условиях ПАО НЗФ были получены опытные агломераты. Навеска аглотоплива составляла 8,5% при высоте слоя шихты 340-350 мм, температура зажигания 1000°C. Температура в коллекторе получистого газа составила 120-130°C. разрежение 730-780 кг/м². В разгрузочной части агломашины пирог агломерата имел выраженную зону горения перед колосниковой решеткой высотой до 1/5 пирога. На изломе пирога агломерата не наблюдалось очагов горения. Производительность агломашины составила 60-66 т/час, выход возврата 40%.

Таблица 1

Химический состав и прочность опытных агломератов

№ пробы	Химический состав, %								Прочность
	Mn	SiO ₂	CaO	Fe	C	P	Основ-ность	MgO	
1	40.2	22.7	6.5	3.2	0.5	0.19	0.38	2.2	78.3
2	41.1	22.4	6.5	3.7	0.4	0.2	0.39	2.1	77.7
3	40.5	24.2	6.7	3.7	0.5	0.18	0.35	1.85	78.9
4	40	23.5	6.8	3.5	0.3	0.2	0.38	2	78.6
5	39.1	23.6	7.1	3.9	0.4	0.17	0.4	2.2	79.1

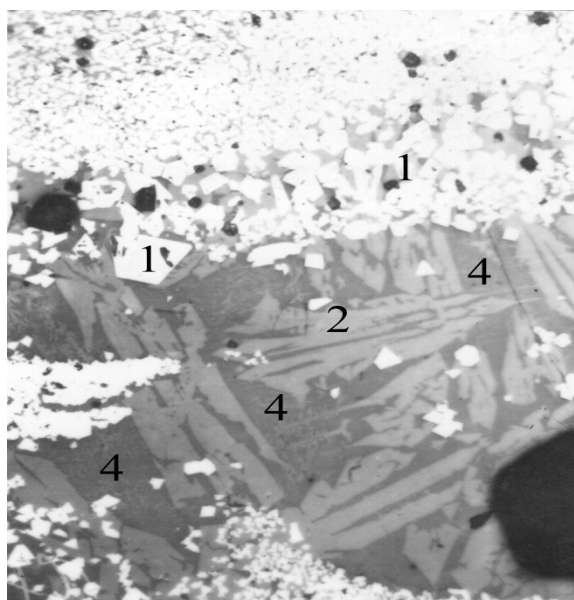
Полученный в ходе экспериментов агломерат при использовании в шихте 70% окисно-зернистого концентрата 2 сорта фракции 0-1мм удовлетворяет требованиям технологической инструкции и стандарта предприятия по прочности и химическому составу.

Минералогический состав исследуемых агломератов

Известно, что в физико-химических свойствах агломератов минералогический анализ их занимает ведущее место, т.к. отражает конечное состояние продукта спекания. С этой целью из проб агломератов были изготовлены шлифы и аншлифы, которые анализировали в отраженном свете. Количественное содержание минеральных фаз оценивали приближенно по суммарным площадям. Диагностика минеральных фаз производилась на основании измерения оптических констант в проходящем свете.

Структура агломерата естественной основности 0,3 состоит из гаусманита, силикатной фазы, стекла и небольшого количества кристаллов кварца и частиц угля. Гаусманит количественно преобладает (до 70%), присутствует в виде довольно крупных кристаллов правильной формы. Частично образует твердые растворы с CaO, что сопровождается изменением формы гаусманита и его оптических свойств (рис. 3). Силикатная фаза представлена крупными кристаллами тефроита $2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$ и твердого раствора с $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$. Стекловидная фаза окрашена в светло-зеленый и желтовато-коричневые цвета за счёт примеси окислов марганца.

При повышении основности до 0,6 в структуре готового агломерата окислы марганца присутствуют большей частью в виде твердых растворов $\text{CaO}\cdot\text{Mn}_2\text{O}_3$ (рис.4). В составе силикатной фазы преобладают твердые растворы $2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$. Выделений чистого тефроита не наблюдалось. Введенный флюс полностью усвоился и вошел в состав твердых растворов и силикатов. Количество кристаллических фаз не изменилось.



1 – гаусманит; 2 – тефроит; 3 – твердый раствор $2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$;
4 – стекло; 5 – $\text{CaO}\cdot\text{MnO}$; 6 – $\text{CaO}\cdot\text{Mn}_2\text{O}_3$; 6 – $\text{CaO}\cdot\text{Mn}_2\text{O}_3$

Рисунок 3 – Минералогический состав агломерата естественной основности 0,3; свет отраженный, x210

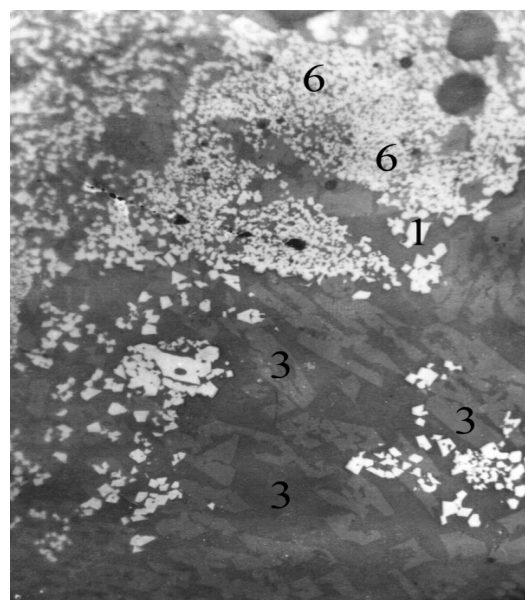


Рисунок 4 – Минералогический состав агломерата с подшихтовкой известняка, основность 0,6; свет отраженный, x210

Исследование влияния типа твердого восстановителя (торф гидроксидный, газовый уголь, древесный уголь) на кинетику процесса восстановления оксидов железа показало, что наиболее активным восстановителем является пиролизированный торф; он имеет преимущества даже перед древесным углем. Это является следствием активирования поверхности $S_{\text{тв}}$ в результате удаления летучих и влаги, что существенно ускоряет адсорбционно-химические взаимодействия в процессе газификации $S_{\text{тв}}$ и углетермического восстановления железа в целом. Другое положительное действие торфа связано со способностью улучшать комкуемость труднокомкуемых зернисто-кристаллических материалов, какими являются концентраты 2-го сорта обогащения марганцевой руды. Реагент торф гидроксидный (РТГ) содержит 55% воды, 61% летучих, углерод 25,6%, зольность сухого РТГ порядка 17%.

Согласно капиллярной теории окомкования, при взаимодействии твердых частиц шихты и увлажняющей жидкости возникают капиллярные силы, стягивающие частицы. В щель между двумя частицами шихты, которые смачиваются водой, за счет капиллярного давления втягивается жидкость, вследствие чего и возникают силы, стягивающие эти частицы. Чем больше капиллярное давление, тем больше сила F , удерживающая частицы. Сила P , поднимающая жидкость в капилляре, приложена по его окружности и равна поверхностному натяжению жидкости σ , удерживающему ее мениск на определенной высоте. Отсюда следует, что основными факторами, определяющими процесс окомкования шихты, являются поверхностное натяжение увлажняющей жидкости, угол смачивания ею материала и размеры капилляра.

Технологически использовать влияние поверхностного натяжения нельзя, так как в качестве увлажняющей жидкости в настоящее время применяется только техническая вода с примерно одинаковой величиной σ . Таким образом, для улучшения процесса окомкования необходимо: применять материалы, хорошо смачиваемые водой; вводить в состав шихты тонкоизмельченные материалы; создавать в окомковательном устройстве оптимальную влажность; вводить в шихту коллоидные добавки или применять руды с глинистой пустой породой. Изменением физико-химических свойств увлажняющей жидкости можно улучшить окомкование шихты. Уменьшение краевого угла смачивания не всегда приводит к улучшению процесса окомкования шихты.

В последние годы отмечается интенсивный рост числа исследований в области химии гуминовых кислот. Это объясняется их исключительной ролью во многих геохимических, биологических и биохимических процессах. Они являются высоко реакционно-способными и активными ионообменными веществами, которые образуют прочные связи со многими ионами и молекулами веществ, элементами, находящимися в растворе, а также включенных в кристаллическую структуру минералов [8-9]. Эти вещества вступают в реакции взаимодействия с катионами металлов с образованием различного рода соединений. В основе этих взаимодействий лежат процессы ионного обмена. Гуминовые кислоты стабилизируют растворимые формы кремнезема. Критическое время гелеобразования кремнезема уменьшается из-за совместной коагуляции золя кремнезема и гуминовых кислот. Коагуляция происходит как вследствие повышения содержания гуминовых кислот в растворе, так и из-за увеличения концентрации в нем кремнезема и формируются малорастворимые продукты взаимной поликонденсации. При совместной коагуляции гуминовых кислот и растворимых форм кремнезема происходит образование малорастворимых органоминеральных агрегатов, которые выполняют в почве структурирующую и влагоудерживающую функции [10], что наблюдается при использовании реагента торфгидроксидный в качестве связующего при подготовке к спеканию концентратов 2-го сорта при обогащении марганцевой руды.

Выводы

Результаты исследования прочности опытных спеков подтверждают положительное влияние замены коксика частью торфа гидрооксидного при совместном вводе в исходную шихту перед окомкованием тонкодисперсных марганцевых концентратов.

Повышение показателей процесса и металлургической ценности агломерата обусловлено изменением механизма спекания, которое связано с различной реакционной способностью углерода коксика и топливных составляющих тепловой деструкции торфа, приводящего к расширению зоны высокотемпературного

спекания и к образованию оптимального количества жидкой оксидной фазы, участвующей в создании достаточно прочного спека.

Целесообразно использовать коксик и марганцевую руду с несколько более низкими пределами фракций (-2,0 мм) и (-8 мм) соответственно, что стабилизирует условия окомкования исходной аглошихты и повысит прочность сырых окатышей.

Перспективным может быть и разработка комплексной схемы подготовки исходных компонентов и последующего окускования аглошихты на основе мелкодисперсных марганцевого концентрата, отходов производства извести, пыли газоочистки, торфа и сталеплавильного шлама с получением железомарганцевого агломерата для производства ферросплавов и использования в технологии прямого легирования стали марганцем.

Таким образом, при внедрении предлагаемых технологических решений будет достигнута более высокая доля вовлечения в производство агломерата мелкодисперсных трудноутилизуемых отходов при более полном функциональном использовании сырьевой и топливной составляющих вторичных ресурсов без снижения металлургической ценности агломерата при улучшении экологии промышленного региона.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М.И. Марганец. - М.:Металлургия. - 1992. - 608 с.
2. Развитие производства марганцевых ферросплавов в электропечах. / Сафонов Б.М., Мураховский В.В. // Сталь. 1983. №5. - 5-7 с.
3. Исследование газодинамики содержимого ванны электропечи РПЗ-48, выплавляющей силикомарганец. / Нежурич В.И., Карманов Э.С., Кучер И.Г. // Проблемы научно-технического прогресса электротермии неорганических материалов. Тезисы докл. республ. Научно-технической конференции. - Днепропетровск: 1989. - 30-31 с.
4. Металлургия марганца Украины. / Величко Б.Ф., Гаврилов В.А., Гасик М.И., Грищенко С.Г. и др. // Київ: Техніка, 1996. - 472 с.
5. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. / Гасик М.И., Лякишев Н.П. // СП Интернет Инжиниринг. 1999. - 764 с.
6. Получение офлюсованного марганцевого агломерата и выплавка высокоуглеродистого ферромарганца. / Гасик М.И., Зубанов В.Т., Щербицкий Б.В. и др. // Сталь. 1982. №9. - 51-53 с.
7. Утков В.А. Высокоосновной агломерат. - М.: Металлургия, 1977. - 156 с.
8. Гамаюнов Н.И., Косов В.И., Масленников Б.И. Ионнообменные процессы и электрокинетические явления в набухающих природных и синтетических ионитах. - Тверь, 1997. - 156 с.
9. Лиштван И.И., Капуцкий Ф.Н., Янута Ю.Г., Абрамец А.М. и др. Гуминовые кислоты: взаимодействие с ионами металлов, особенности структуры и свойств металлогуминовых комплексов // ХИВУР. Т. 14. № 4. - С. 391-397.
10. Офицеров Е.Н., Рябов Г.К., Убаськина Ю.А., Климовский А.Б., Фетюхина Е.Г. Кремний и гуминовые кислоты: Моделирование взаимодействий в почве. / Известия Самарского научного центра Российской академии наук. Т. 13. №4(2). 2011. - С. 550-557.

СЕНСОРНАЯ СОРТИРОВКА ШЛАКОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Научно-производственное предприятие «Гамаюн» предоставляет широкий спектр инженеринговых услуг и комплексных готовых решений для сортировки и обогащения сырья. Наша специализация – это разработка сенсорных технологий сортировки сырья для горно-металлургической отрасли. Совершенствуя наш продукт, мы прошли длительный путь от идеи и научных исследований до промышленного внедрения. Обладая собственной научно-производственной базой, мы имеем возможность предложить нашим клиентам технологические решения аналогов которым не существует.

Данная статья посвящена технологии кусковой сенсорной (электронной) сортировки, реализованной в оборудовании Модуль кусковой сортировки минерального сырья и техногенных отходов (МКС). Технология основана на применении различных сенсоров в комплексе с программным обеспечением, что делает возможным дифференцированный анализ сырья – измерение электрофизических и геометрических характеристик каждого отдельного куска. Это позволяет достичь высокой эффективности процесса сортировки (обогащения). Анализуются такие характеристики как: проводимость; магнитная восприимчивость; диэлектрическая проницаемость; теплопроводность, свойство поверхности и др.

В статье представлены особенности технологии и варианты ее применения на некоторых видах шлаках ферросплавного производства: силикомарганца (SiMn), ферромарганца (FeMn), низко-, средне- и высокоуглеродистого феррохрома (FeCr), ферросилиция (FeSi), силикокальция (SiCa), и пр.

Ключевые слова: технология сенсорной сортировки шлаков; модуль кусковой сортировки минерального сырья и техногенных отходов (МКС); шлак, щебень, рециклинг ферросплавных шлаков; переработка шлаковых отвалов; вторичное марганцевое сырье; вторичное хромовое сырье; сортировка шлаков силикомарганца (SiMn), сортировка шлаков ферромарганца (FeMn), переработка шлаков рафинированного феррохрома (FeCr), сортировка шлаков ферросилиция (FeSi).

Науково-виробниче підприємство «Гамаюн» надає широкий спектр інжинірингових послуг і комплексних готових рішень для сортування та збагачення сировини. Наша спеціалізація - це розробка сенсорних технологій сортування сировини для гірничо-металургійної галузі. Удосконалюючи наш продукт, ми пройшли тривалий шлях від ідеї і наукових досліджень до промислового впровадження. Маючи власну науково-виробничу базу, ми маємо можливість запропонувати нашим клієнтам технологічні рішення аналогів яким не існує.

Дана стаття присвячена технології кусковий сенсорної (електронної) сортування, реалізованої в обладнанні Модуль кусковий сортування мінеральної сировини і техногенних відходів (МКС). Технологія заснована на застосуванні різних сенсорів в комплексі з програмним забезпеченням, що робить можливим диференційований аналіз сировини - вимір електрофізичних і геометричних характеристик кожного окремого куска. Це дозволяє досягти високої ефективності процесу сортування (збагачення). Аналізу підлягають такі характеристики як: провідність; магнітна сприйнятливості; діелектрична проникність; теплопровідність, властивість поверхні і ін.

У статті представлені особливості технології і варіанти її застосування на деяких видах шлаках ферросплавного виробництва: силікомарганцю (SiMn), ферромарганцю (FeMn), низько-, середньо-і високовуглецевого феррохрому (FeCr), ферросиліцію (FeSi), силікокальція (SiCa), та ін.

Scientific & Production Enterprise GAMAYUN LLC offers a wide range of engineering services and integrated solutions in the field of the sensor based stock sorting and beneficiation. Our core business is to design sensor based technologies to classify the extractions in the mining industry. We have challenged a long way starting from ideas and researches and coming with commercial launching of our technologies. Due to our own research and manufacturing facilities we are able to offer our customers unique cutting edge solutions with no analogues in the world.

This article is about the sensor based sorting technology and equipment Module of lump separation of mineral feedstock and technogenic wastes (MLS) The technology is based on the application of sensors in compliance with corresponding software providing differential analysis of raw materials: measurement of electrical and physical parameters of each and every lump out of raw material flow. This makes it possible to achieve high efficiency of the sorting process (beneficiation). Such parameters can be analyzed as: conductivity; magnetic remanence; permittivity; thermal conductivity, surface property etc.

The thesis presents the technology features and the ways it can be applied particularly in ferroalloy industry: to classify silicomanganese (SiMn), ferromanganese (FeMn), low, medium and high carbon ferrochrome (FeCr), ferrosilicon (FeSi), silicocalcium (SiCa) etc.

KEYwords: sensor-based technology for slag sorting; Module of lump separation of mineral feedstock and technogenic wastes (MLS); slag, crushed stone, ferroalloy slag recycling; secondary manganese raw materials; secondary chrome raw materials; silicomanganese (SiMn) slag sorting, ferromanganese (FeMn) slag sorting, processing slag refined ferrochrome (FeCr), ferrosilicon (FeSi), slag sorting

Введение

Комплексное и рациональное использование сырья на всех стадиях переработки, является важнейшей технологической задачей современного производства. При этом, техногенные отходы (шлаки), являются одной из самых значительных отраслевых проблем. В результате многолетней хозяйственной деятельности, на территориях металлургических предприятий накоплены многомиллионные отвалы шлаков, объем которых продолжает увеличиваться.

Актуальность эффективного рециклинга ферросплавных шлаков с каждым годом возрастает. Истощения запасов богатых и легкообогатимых руд, наряду с падением мировых цен на ферросплавы, вынуждают предприятия искать пути снижения себестоимости производства. Также, существенным является улучшение экологической составляющей, связанное с рециклингом и комплексной переработкой шлаков. В передовых странах мира, наблюдается тенденция к увеличению объема использования в производстве вторичного сырья, полученного за счет эффективной переработки отходов производства.

Одним из главных аспектов в вопросе переработки шлаков ферросплавного производства, является разделение минеральной и металлической фазы. Данный процесс позволяет повторно использовать вторичное металлосоодержащее сырьё в основном производстве, тем самым снижать себестоимость производства готовой продукции, а также, более широко использовать обезметалленный шлак в строительной индустрии и с целью рекультивации.

Особенности сенсорной сортировки

В мировой практике, для переработки шлаков применяются методы в диапазоне от ручной выборки до рентгенорадиометрической сепарации, при этом наибольшее распространение получили технологии, основанные на гравитационных и магнитных методах. Такие методы из-за физических особенностей и особенностей вещественного состава сырья, не всегда обеспечивают требуемые качественные показатели продуктов. Для части слабомагнитных и немагнитных шлаков ферросплавного производства неэффективными являются магнитные методы. Применение гравитационных методов (отсадки) влечет за собой обширное капитальное строительство с необходимостью круглогодичного поддержания температуры в производственных цехах, а также, строительство водных отстойников (шламохранилищ), что затратно и с экологической точки зрения неприемлемо.

Технология

Технология сенсорной сортировки [1;2] позволяет извлекать из фракционированного ферросплавного шлака находящиеся в нем металловключения, независимо от их физических свойств (удельный вес, магнитные свойства и пр.). Технология имеет низкие показатели по энергопотреблению (расход электроэнергии – менее 1 кВт/тонну исходного сырья) и не требует водного ресурса, что является значительным аспектом наряду с беспрецедентными для сухих методов качественными показателями сортировки.

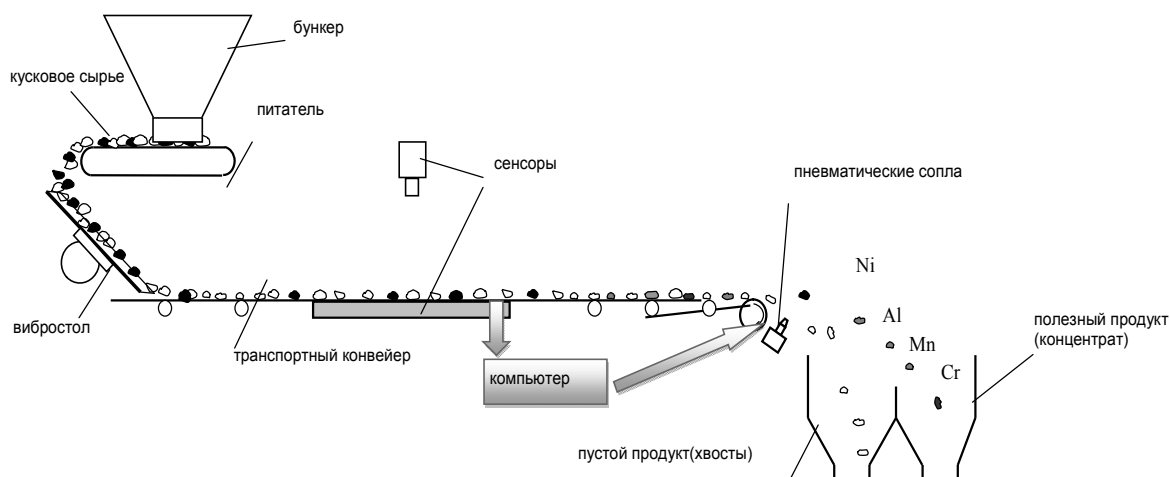


Рисунок 1 – Схема технологии сенсорной сортировки реализованной в МКС

Технология имеет следующую принципиальную схему (Рисунок 1): Исходное кусковое сырье загружается в бункер. В бункере сырьё аккумулируется и подаётся питателем на вибростол. Вибростол формирует монослой материала и подаёт его на ленту транспортного конвейера. При перемещении сырья на конвейере происходит контроль, фиксация и анализ параметров отдельных кусков материала. Посредством специального программного продукта, процессор обрабатывает данные и формирует управляющий сигнал для пневматического сортирующего устройства. Сортирующее устройство отбивает воздушными струями выделенные, в результате анализа, куски материала. Таким образом, формируется два потока материала: «концентрат» (металлоконцентрат) и «хвосты» (обезметалленный шлаковый щебень).

Преимущества

Технология обладает рядом преимуществ:

- позволяет осуществлять сортировку на основании косвенных признаков обусловленных вещественным составом сырья;
- запыленность и загрязненность поверхности сырья не влияет на качество сортировки, так как анализу подлежит объем, а не поверхность;
- физические характеристики: вес, магнитные свойства, цвет, не оказывают решающего воздействия на качество сортировки;
- технология не требует водного ресурса;
- отсутствуют механические процессы, на которые расходуется большое количество энергии, например – измельчение.

Оборудование – сортировщик МКС

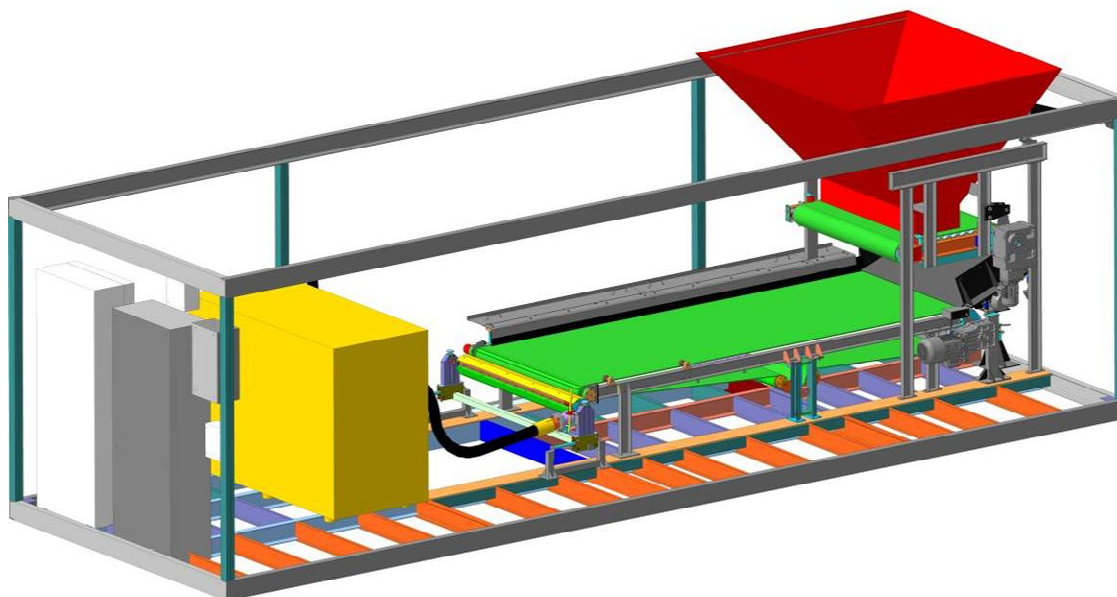


Рисунок 2 – Схема компоновки оборудования МКС

Технология реализована в оборудовании Модуль кусковой сортировки минерального сырья и техногенных отходов (далее - МКС). Вариант компоновки представлен на (Рисунок 2). МКС имеет мобильный форм-фактор – выполнен в контейнерном исполнении. Оборудование работает на кусковом материале размером от 10 до 100 мм. Производительность единицы оборудования – до 80 тонн/час.

Использование различных сенсоров, в том числе собственного производства, а также уникального программного обеспечения, позволяет решать сложные задачи по сортировке сырья. Для обеспечения лучшей эффективности сортировки, могут быть использованы несколько признаков разделения сырья. Например: геометрия и электрическая проводимость куска. Также, могут быть подобраны критерии, характерные исключительно для шлаков конкретного производства.

Данные факторы делают оборудование необходимым звеном производственного цикла для всех крупных ферросплавных предприятий.

Сортировка шлаков хромовых ферросплавов

Для любого производителя ферросплавной продукции актуальной является задача снижения потерь металла в производственном цикле и увеличение его

сквозного извлечения и, как следствие, уменьшение себестоимости основной продукции. Один из путей решения данной задачи – это вовлечение в производство вторичного сырья (металлоконцентрата), источником которого может служить текущий и отвальный шлак.

Заскладированные запасы шлака на Актюбинском заводе ферросплавов включают в себя различные марки феррохрома, более половины из которых – низкоуглеродистые [3]. Металл в шлаке имеет различные магнитные свойства, а сам шлак подвержен разрушению при воздействии водной среды. Соответственно, переработка шлака с заданной эффективностью традиционными методами затруднена.



Рисунок 3 – Испытательный участок по сортировке шлаков рафинированного феррохрома. Казахстан, АО «ТНК «Казхром»

Перед Компанией стоит задача сортировки кусковой фракции шлаков крупностью от 10 до 50 мм с целью извлечения немагнитного и слабомагнитного феррохрома в виде металлоконцентрата используемого для переплава. При этом, необходимо обеспечить в обедненном материале (хвостах) предельно низкое остаточное содержание металла (не более 0,7 % хрома).

С целью получения заданных продуктов реализуется двустадийная переработка шлака. Планируемая производительность опытно-промышленного комплекса 200 000 тыс. тонн по исходному кусковому шлаку, с последующим наращиванием объемов.

На Оравском заводе ферросплавов (OFZ), Словакия, ЕС, оборудование МКС решает задачи по сортировке шлаков текущего производства (рисунок 4). В ближайших планах поставка оборудования, решающего задачи доведения некондиционных ферросплавов до стандартных характеристик (замена ручного труда по отбраковке из металлоконцентрата шлаковых включений; очистка зашлакованных поверхностей фракционированного металла; разделения ферросплавов по маркам).

Также, на территории OFZ, накоплено более 4 млн. тонн отвальных шлаков. Отвал наполнен шлаками различных ферросплавов, совместное использование которых не желательно или исключено: низко-, средне-, высокоуглеродистый феррохром; ферросилиций; силикокальций; марганцевые ферросплавы и пр. То

есть, при переработке отвала необходимо отделять марганцевые ферросплавы от хромовых, извлекать из общей массы ферросилиций, извлечение которого с помощью традиционных методов невозможно.



Рисунок 4 – Участок по сортировке шлаков феррохрома и силикомарганца, Словакия, OFZ

Учитывая данные особенности, реализация технологии разделена на несколько этапов, основные из которых:

- разделение минеральной и металлической составляющей в диапазоне крупности шлака от 6 до 70 мм посредством МКС;
- разделение различных ферросплавов по маркам (посредством специализированной модификации МКС);
- обогащение мелких классов на модульных аппаратах, включающих в том числе, стандартные технологии магнитного и мокрого обогащения.

Сортировка марганцевых шлаков

Особенно актуальна задача по переработке шлаков у предприятий – мировых лидеров по выпуску ферросплавов, таких как ОАО «Никопольский завод ферросплавов». Поскольку, при производстве сотен тысяч тонн ферросплавов в год, пропорционально растут и потери металла в шлаках.

На пути внедрения сенсорной технологии для сортировки шлаков ферросплавного производства ОАО «НЗФ», были проанализированы все известные методы сортировки шлаков силикомарганца [4;5]. Среди которых: пневматическая сортировка, гидроотсадка, магнитная сепарация, рентгенорадиометрическая сепарация, ручная выборка и пр. Большинство решений предполагали дорогостоящее капитальное строительство. Для гидроотсадки требовался водный ресурс. При этом, рассматриваемые варианты были энергоёмкие и малоэффективные.

После проведения сравнительного анализа технологий, было принято решение о полной реконструкции дробильно-сортировочного комплекса цеха по переработке шлаков НЗФ, с учетом оборудования сенсорной сортировки производства «НПП «Гамаюн» (Рисунок 5). Форм-фактор оборудования позволил легко интегрировать оборудование в существующую производственную цепь предприятия.



Рисунок 5 – Переработка шлаков силикомарганца на Никопольском заводе ферросплавов. МКС интегрирован в галерею дробильно-сортировочного комплекса. Украина, НЗФ

Оборудование МКС по месячной производительности на классе крупности выше 20 мм эквивалентно труду 57 выборщиков, использующих ручной труд [6]. При этом, оборудование обеспечивает лучшие показатели извлечения полезного компонента. А на классе крупности менее 20 мм результаты сортировки на МКС являются не достижимыми для ручного труда и традиционных методов.

На сегодняшний день, оборудование работает на трех различных фракциях сырья: 10-20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм. Годовой объем переработки шлаков, с учетом сниженного производства металла на заводе достигает до 300 тыс. тонн в год. При увеличении основного производства, объем переработки шлаковой массы может достигать 0,5 млн тонн в год и более. Совокупное извлечение металлоконцентрата достигает 4 %, с качеством на уровне 32-35 % $Mn_{общ}$. Такой продукт используется предприятием в составе шихтовых компонентов при выплавке ферросиликомарганца [7], что повышает сквозное извлечение марганца, кремния и снижает удельный расход электроэнергии. Шлаковый щебень, очищенный от металла, успешно применяется в строительстве.

Сходные качественные показатели достигаются при сортировке шлаков от производства ферромарганца ($FeMn$).

Выводы

1. Рассмотрена технология сенсорной сортировки сырья, реализованная в оборудовании МКС. Технология применима для всего спектра ферросплавных шлаков и обеспечивает беспрецедентную, для сухих методов, эффективность разделения минеральной и металлической составляющей. Наиболее целесообразно ее применение для извлечения из кусковых шлаков слабомагнитных и немагнитных ферросплавов.

2. Интеграция технологии в производство не требует масштабного капитального строительства и водного ресурса, что в условиях засушливого или холодного климата является существенным преимуществом.

3. Как правило, наибольший экономический эффект от внедрения технологии достигается при переработке отвалов объемом от 2 млн. тонн. Для улучшения экономических показателей переработки техногенных запасов

меньшего объема (до 0,5 млн. тонн) технологические схемы могут включать переработку кусковой фракции на МКС и переработку мелких классов «-10мм» на модульных аппаратах магнитного и мокрого обогащения.

4. Исходя из опыта эксплуатации и расчетов, инвестиции в оборудование сенсорной сортировки окупаются предприятиями горно-металлургического комплекса в срок 1,5-2 года. При этом, использование технологии позволяет улучшать экологические аспекты работы предприятия.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Пат. 88220 Україна, МПК (2009) G01V 3/00. Пристрій ідентифікації корисного компонента в металовмісній сировині природного або техногенного походження / Куліш А.М., Тітенко С.В., Смоленцев О.М., Гришан Д.В., Волошин С.В., Волошин В.М.; заявник Волошин В.М. - №а200800237; заявл. 08.01.2008; опубл. 25.09.2009, Бюл. № 18.
2. Пат. 88221 Україна, МПК (2009) G01V 3/00. Пристрій для сепарації техногенної сировини, представленої металовмісними відходами або некондиційними рудами / Куліш А.М., Тітенко С.В., Смоленцев О.М., Гришан Д.В., Волошин С.В., Волошин В.М.; заявник Волошин В.М. - № а200800239; заявл. 08.01.2008; опубл. 25.09.2009, Бюл. № 18.
3. Саспугаева Г.Е., Акшабакова Ж.Е., Сатова К.М., (Казахский агротехнический университет им. С.Сейфуллина (Астана), Республика Казахстан. Характеристика отходов производства Актюбинского ферросплавного завода. Наука и Мир, № 4 (20), 2015, Том 3, С.71-73.
4. Куцин В.С., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Дедов Ю.Б. Внедрение технологии сепарации шлака на Никопольском заводе ферросплавов. Metallurgical and Mining Industry. №6, 2010. С. 41-44.
5. Куцин В.С., Ольшанский В.И., Гасик М.И., Инновационная технология получения металлоконцентрата ферросиликомарганца из отвального шлака. Сталь. №10, 2011 С. 26-32.
6. Докт. техн. наук, проф. Грищенко С.Г. (Украинская ассоциация предприятий черной металлургии) канд.техн.наук В. А. Гнатуш (независимый эксперт), IV Международная научно-техническая конференция ферросплавщиков. Сталь. №7, 2011 С. 50-57.
7. Ольшанский В.И., Гасик М.И., Инновационная технология получения металлоконцентрата ферросиликомарганца из отвального шлака. Сталь. №10, 2011. – С. 26-32.

УДК 658.567.1:669.1

Б.Ф. Величко, И.П. Рогачев, С.Г. Грищенко,
В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов, А.Н. Овчарук

**КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ УТИЛИЗАЦИИ
ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ, ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ,
ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ ВЫПЛАВКЕ
МАРГАНЦЕВЫХ СПЛАВОВ И ЭЛЕКТРОПЛАВЛЕННЫХ ФЛЮСОВ**

Анотація. Наведені характеристики комплексу металургійного виробництва марганцевих феросплавів в умовах Нікопольського заводу феросплавів. Проаналізовано розподіл марганцю між продуктами плавки, проаналізовані основні статті його втрат з відходами. Наведені основні шляхи підвищення технологічного добування марганцю при плавіці, комплексного використання шлаків, шламів та пилу, вторинних металовмісних матеріалів поточного виробництва та переробки раніш накопичених шлакових відвалів. Визначені подальші напрями раціонального використання вторинних енергетичних та матеріальних ресурсів.

Ключові слова. Рудовідновна електропеч, марганцеві феросплави, флюси, агломашина, газоочисник, шлаки, шлами, пил, утилізація

Аннотация. Приведены характеристики комплекса металлургического производства марганцевых ферросплавов в условиях Никопольского завода ферросплавов. Проанализировано распределение марганца между продуктами плавки, основные статьи его потерь с отходами. Приведены основные пути повышения технологического извлечения марганца при плавке, комплексного использования шлаков, шламов и пылей вторичных металлосодержащих материалов текущего производства и переработки ранее накопленных шлаковых отвалов.

Ключевые слова. Рудовосстановительная электропечь, марганцевый ферросплав, флюсы, агломашина, газоочистка, шлаки, шламы, пыли, утилизация.

Annotation. The characteristics of the complex metallurgical production of manganese ferroalloys in the conditions of Nikopol Ferroalloy Plant. Analyzed the distribution of manganese between the products of smelting, the main items of its losses from the waste. The main ways to improve the technology of extraction of manganese in smelting, comprehensive utilization of slag, sludge and dust secondary metallic materials of current production and processing of previously accumulated slag dumps.

Keywords. Ore-smelting furnace, manganese ferroalloys, fluxes, sintering machine, gas cleaning, slag, sludge, dust disposal.

Никопольский завод ферросплавов (НЗФ), являющийся крупнейшим специализированным предприятием по производству марганцевых ферросплавов и электроплавленых флюсов, располагает современным комплексом шихтоподготовительного, электропечного, метало- и шлакоперерабатывающего оборудования, а также необходимыми средствами для улавливания и утилизации промышленных выбросов. Плавильные ферросплавные цеха завода оснащены закрытыми и герметичными электропечами большой единичной мощности типа РКЗ-16,5, РПЗ-48 и РТП-6ЗИ1 конструкции ВНИИЭТО, а также печью РКГ-75 японской фирмы «Танабэ». В флюсоплавильном цехе эксплуатируются дуговые электропечи ОКБ-6063 с мощностью трансформатора 3,2 МВ·А.

Как показывает отечественный и мировой опыт, эти печи в наибольшей степени удовлетворяют «жестким» требованиям экологии и охраны окружающей среды, экономии электроэнергии, использования вторичных тепло- и энергоресурсов, автоматизации и механизации производства [1–3]. Закрытые электропечи реконструированы и переведены на герметичный режим работы, оснащены современными средствами управления с механизацией и автоматизацией основных и вспомогательных технологических операций.

Крупные мероприятия по реконструкции проведены на аглофабрике завода с целью повышения производительности агломашины, улучшения качественных характеристик спекаемых агломератов различных марок, утилизации тепла, а также улучшения условий труда обслуживающего персонала [4–5].

Все рудовосстановительные электропечи закрытого и герметичного типов оснащены эффективными газоочистными аппаратами для очистки колошниковых газов. Запыленная газовоздушная смесь от зонтов закрытых печей, камер леточных узлов и разливочных машин проводит очистку от пыли в газоочистках сухого типа. При этом улавливается значительное количество влажных и сухих шламов и пылей.

Как известно, при выплавке марганцевых ферросплавов на заводах используется относительно бедное рудное сырье, пустая порода которого увеличивает выход попутно образующихся шлаков и потери с ними ведущего элемента. Анализ распределения марганца между продуктами выплавки силикомарганца и ферромарганца показал, что основное количество марганца теряется со шлаком (12–16 %), в котором он находится как в оксидной форме, так и в виде механически запутавшихся металлических корольков. Значительная часть марганца переходит в отходы – продукты загущения шлака и настывли в разливочных ковшах (4–8%), в скрап-брызги и корольки металла на разливке (2–5 %), в шламы газоочисток отходящих газов и аспирационных систем леточных узлов и разливочных машин (2–6%). Ранее эти материалы складировались в отвалах, занимая значительные площади плодородных земель и ухудшая экологическую обстановку в районе завода.

За последние годы выполнен комплекс работ, направленных на повышение извлечения марганца и максимальное использование различных видов вторичных материалов в собственных переделах, и их рациональное применение в смежных отраслях народного хозяйства. В первую очередь здесь следует отметить разработанные способы оптимизации технологических режимов работы, позволившие для каждого типа печей в зависимости от их параметров и вида выплавляемого сплава подбирать оптимальный электрический режим ведения плавки и состав шихты для получения высоких технико-экономических показателей [6–7]. Практическому решению этой задачи способствовало освоение в режиме управления АСУТП герметичных печей типа РПЗ-6ЗИ1 и их оснащение надежными средствами контроля экологических, электрических, газовых, тепловых и технологических параметров процесса.

Параллельно с повышением технологического извлечения марганца при плавке разрабатывали комплексную технологию утилизации отвальных шлаков, шламов и пылей газоочисток, что потребовало углубленного изучения химико-минералогического состава отходов и их металлургических свойств (табл. 1–3).

Таблица 1

Химический состав материалов

Материал	Массовая доля компонентов, %					
	Mn	Fe	C	P	CaO	MgO
Шлак силикомарганца	11–13	0,15–0,20	0,2–0,4	0,012–0,014	17–18	4,5–5,5
Шлак высокоуглеродистого ферромарганца	12–14	0,10–0,16	0,2–0,4	0,008–0,011	35–38	3–4
Шлаковый песок	16–18	1–2	1,5–2,0	0,02–0,05	18–19	2–3
Металлоконцентрат*	44–50	4–6	1,0–1,4	0,3–0,4	6–8	1–3
Некондиционная мелочь силикомарганца**	65–71	7–11	1,3–1,9	0,35–0,43	1,5–2,8	0,3–0,8
Шламы аглофабрики	26–28	2,0–2,8	5–10	0,20–0,25	7–9	1,5–3,0
Шламы газоочисток плавильных цехов N 1 и 2	16–20	1,4–1,9	7–15	0,15–0,25	5–7	1,5–2,5
Шламы флюсоплавильные	3–5	0,2–0,5	1–3	0,05–0,08	2–4	10–12
Пыль вентиляционных систем	25–27	2–3	4–7	0,17–0,20	6–10	2–3
Пыль аспирационная	20–25	1–2	5–8	0,11–0,15	2,5–8,0	3–6

Продолжение таблицы 1

Массовая доля компонентов, %							п.п.п., %	W, %
SiO ₂	Al ₂ O ₃	Na ₂ O+K ₂ O	F	S	Zn	Pb		
49–50	7–8	3,3–4,5	–	0,8–1,3	–	–	–	–
34–36	4–5	2,4–3,5	–	0,5–0,8	–	–	–	–
44–46	4–6	2,0–3,5	–	0,5–1,0	–	–	–	–
–	3–5	1,8–3,0	–	0,1–0,3	–	–	–	–
–	0,5–0,8	–	–	–	–	–	–	–
20–22	2,5–3,5	2,5–4,0	0,2–0,4	0,1–0,2	–	–	13–15	15–20
18–21	1,5–2,0	4,5–8,0	0,3–0,5	0,3–0,5	0,6–1,5	0,5–1,5	27–37	28–32
3–5	3–5	0,8–2,5	15–18	0,4–0,8	0,01–0,10	0,01–0,10	12–15	20–30
18–22	3–5	1,5–3,0	0,1–0,3	0,1–0,4	0,01–0,03	0,008–0,01	8–12	0,3–0,5
23–30	1,3–1,5	4–8	–	1,2–2,5	0,8–2,5	1,0–2,5	10–12	–

* и ** – Дополнительно содержалось соответственно 14–19 и 16–19 % Si.

Было установлено, что массовая доля марганца в отвальных шлаках силикомарганца и ферромарганца колеблется в пределах 11–14%. Концентрация марганца в шлаковом песке, образующемся в результате дробления и отсева шлака силикомарганца по фракциям, несколько выше (16–18%), что обусловлено значительным количеством (5–12%) корольков сплава.

Наряду с марганцем отвальные шлаки и шлаковый песок содержат также оксиды кальция, магния, кремния и алюминия, являющиеся в определенных количествах полезными при производстве чугуна, стали, лигатур и ферросплавов. Однако следует иметь в виду, что в этих материалах имеются соединения серы (0,5–1,3 %) и щелочных металлов (2–4,5%).

Шлаки силикомарганца [8] при отношении $(MnO+CaO) / SiO_2 < 1$ имеют в своем составе свободный кремнезем в виде кристобаллита и сложные силикаты типа бустамита $(Ca,Mn)O \cdot SiO_2$. Промежутки между кремнеземом и силикатами заполнены марганцево-кальциево-силикатным стеклом. Повсеместно в шлаке встречаются корольки сплава диам. ≤ 3 мм.

Таблица 2

Гранулометрический состав материалов

Материал	Массовая доля материалов, %, по фракциям (мм)									
	+5	3-5	1-3	0,5-1	0,25-0,5	0,16-0,25	0,10-0,16	0,071-0,10	0,05-0,071	-0,05
Шлаковый песок	0,1	5,6	4,3	20,4	17,5	12,3	3,07	0,23	0,15	0,35
Металло-концентрат	97,4	1,7	0,6	0,2	0,1	-	-	-	-	-
Некондиционная мелочь силикомарганца	14,6	14,6	47,4	19,8	0,8	0,4	0,5	0,3	0,1	-
Шламы аглофабрики	-	-	-	1,4	3,6	12,8	5,4	4,7	29,1	43,1
Шламы газоочисток плавильных цехов N 1 и 2	-	-	-	0,5	3,9	13,4	6,1	6,2	28,3	41,6
Шламы флюсоплавильные	-	-	-	15,6	7,4	5,7	7,6	8,4	28,3	27,0
Пыль вентиляционных систем	-	-	-	0,3	0,6	2,6	3,5	5,2	4,0	83,8
Пыль аспирационных систем газоочисток	-	-	-	-	1,0	4,2	2,1	2,3	2,5	87,9

Таблица 3

Физические свойства материалов

Материал	Удельная поверхность (внешняя), м ² /кг	Плотность, Ч10 ³ кг/м ³	Температура, К	
			Начала плавления	Образования капли
Шлаковый песок	-	3,23	1418	1588
Металлоконцентрат	-	5,10	1448	1630
Некондиционная мелочь силикомарганца	-	4,20	1453	1618
Шламы аглофабрики	396	2,90	1393	1553
Шламы газоочисток плавильных цехов N 1 и 2	1364	3,00	1403	1753
Шламы флюсоплавильные	664	2,75	1365	1596
Пыль вентиляционных систем	482	3,50	1373	1563
Пыль аспирационных систем газоочисток	1913	2,94	1312	1705

Шлаки высокоуглеродистого ферромарганца флюсовой выплавки состоят в основном из силикатов бустамитового ряда с повышенным содержанием СаО; марганец находится в виде манганозита и сульфида марганца [8].

Шлаковый песок на 90–95% представлен фракцией 0–3 мм. Его плотность $3,23 \cdot 10^3$ кг/м³, температура начала плавления 1418 К. Формирование капли расплава происходит при 1588 К.

Некондиционная мелочь силикомарганца, образующаяся в результате фракционирования, по химическому составу соответствует силикомарганцу марки СМн17Р. На 81,8% она представлена фракцией 0,5–5 мм, ее плотность

$4,2 \cdot 10^3$ кг/м³, температура начала плавления 1453 К, а образования капли 1618 К; содержит 1,7–2,5% извести в виде примеси.

Содержание марганца в металлоконцентрате, получаемом путем разделения отвальных шлаков силикомарганца на металлическую и оксидную составляющие методом пневмосепарации, составляет 44–50%. Количество металлической фазы (СМн17Р) в этом материале составляет 40–60%. Металлоконцентрат представлен в основном фракцией свыше 5 мм (97,4 %), плотность $5,1 \cdot 10^3$ кг/м³.

Шламы аглофабрики, газоочисток плавильных цехов и флюсоплавильные характеризуются высокой влажностью ($W = 15–32\%$) и содержат соответственно 26–28, 16–20 и 3–5% марганца. Особенностью шламов флюсоплавильного производства является повышенная концентрация фтора (15–18%). Следует отметить, что эти материалы содержат углерод (1–15%), щелочные металлы (0,8–8%), серу (0,1–0,8%), а в шламах газоочисток плавильных цехов имеется 0,6–1,5% цинка.

Шламы неоднородны по гранулометрическому составу. Наряду с остроугольными частицами диаметром 0,01–0,04 мм, представленными преимущественно оксидами марганца, железа и их сростками с силикатами и кварцем, имеются круглые частицы диаметром 0,02–0,05 мм, состоящие из оксидов марганца и включений углерода. В шламах содержится значительное количество мелких частиц извести, известняка и глинистого материала. Оксиды марганца представлены гаусманитом и курнакитом, а оксиды железа – сульфидами.

На основании выполненных исследований была разработана комплексная технология утилизации отходов выплавки марганцевых сплавов, схема которой представлена на рисунке 1.

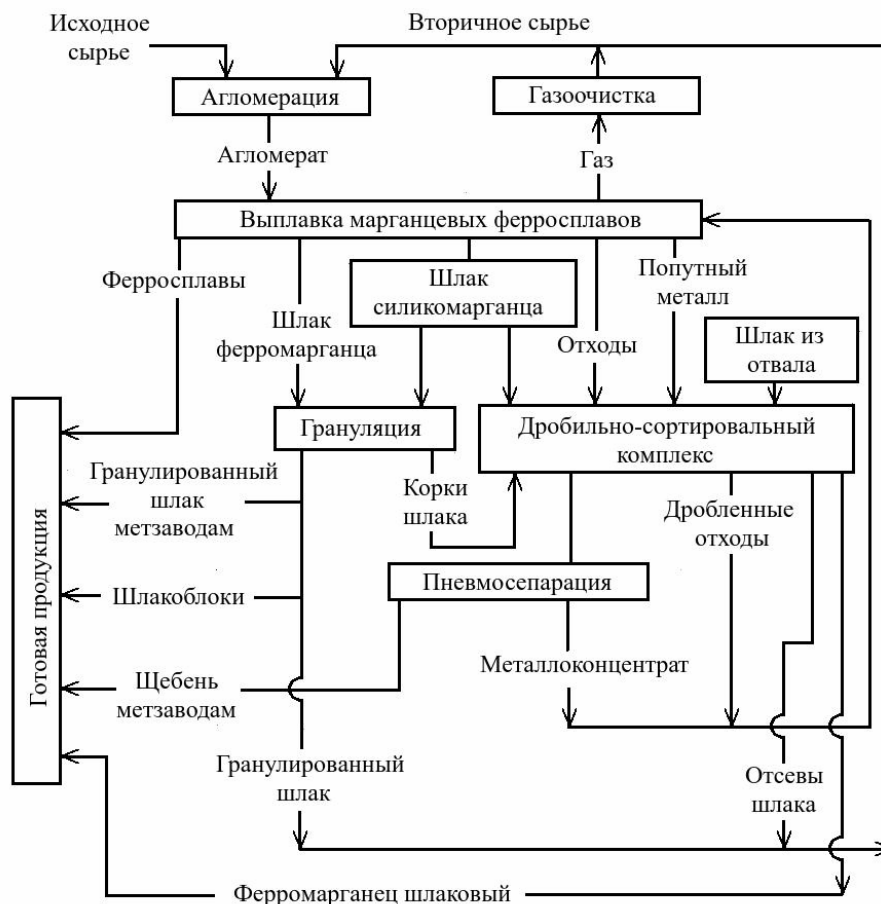


Рисунок 1 – Схема переработки и использования вторичных материалов на НЗФ

Уловленные пыли и шламы газоочисток электропечных агрегатов и аглофабрики поступают на аглофабрику завода, где смешиваются с первичными марганцеворудными материалами. Полученный при спекании этих шихтовых компонентов агломерат марки АМНВ-2 используется для выплавки товарного силикомарганца.

Мелкие фракции шлака силикомарганца (шлаковый песок), содержащие повышенное количество металлических королек, применяются при спекании агломерата АМНВ-2 и возвращаются на плавку силикомарганца. Аналогичным образом утилизируется часть гранулированного шлака высокоуглеродистого ферромарганца. Использование в аглошихте материалов, прошедших предварительное плавление, способствует улучшению показателей спекания и физико-механических свойств агломерата.

В условиях завода впервые реализована в промышленных масштабах технология получения шлаколитых изделий из огненно-жидкого шлака силикомарганца, применение которых в металлургии, химической промышленности и сельском хозяйстве повышает срок службы агрегатов в 4–8 раз [9].

Дробленые корки шлаков используются по многим направлениям, одним из которых является их обогащение с целью выделения металлоконтрата, применяемого в электропечной шихте для выплавки силикомарганца. Корки дробления шлаков и прометалленные корки загущения шлаков, ковшевые остатки, отходы разлива и фракционирования также повторно применяются в качестве металлосодержащих отходов при выплавке силикомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца.

Разработана технология применения высокофосфористого высокоуглеродистого ферромарганца – попутного металла, получаемого при выплавке передельного малофосфористого шлака, которая позволяет экономить эквивалентное количество стандартных марганцевых ферросплавов.

Одним из рациональных путей утилизации отвальных марганецсодержащих шлаков, металлоконтрата и некондиционной ферросплавной мелочи является их применение при производстве чугуна и стали.

Опытно-промышленные плавки стали проводили на металлургическом комбинате им. Дзержинского в 250-тонных конвертерах с верхней продувкой кислородом по действующей технологии [10]. Ковшевые остатки при выплавке кипящей и полуспокойной стали Зкп, Зпс, а также рельсовой КПТ и К74 давали в конвертер в завалку и по ходу плавки. Металлоконтрат (45,7% Mn, 19,1% Si, 1,4% C, 0,23% P, 5,1% Fe, 3,5% Al₂O₃, 7,3% CaO), некондиционную мелочь силикомарганца (66,5% Mn, 18,4% Si, 1,3% C, 0,36% P, 11,4% Fe, 1,7% CaO) и брикеты, полученные из 35% металлоконтрата, 35% некондиционной мелочи силикомарганца, 30 % шламов и пылей (42,9% Mn, 5,1% Fe, 4,8% C, 0,29% P, 4,3% CaO, 1,8% MgO, 30,9% SiO₂) – только в ковш при раскислении стали Зпс.

Основные показатели по выплавке стали с применением ковшовых остатков приведены в табл. 4, а с использованием металлоконтрата и некондиционной мелочи силикомарганца и брикетов – в табл. 5.

Присадка в конвертер ковшовых остатков обеспечивает повышение концентрации остаточного марганца в металле после продувки на 0,01–0,03%. Соответственно увеличивается содержание марганца в готовой стали, что дает экономию марганцевых ферросплавов на 0,3–0,9 кг/т.

Повышение концентрации MnO в шлаке на 0,8% способствует значительному улучшению процесса шлакообразования. Степень усвоения марганца из ферросплавов на опытных и обычных плавках практически не различалась, тепловой баланс плавки также не изменился.

Содержание серы в металле после продувки повысилось на 0,03–0,05%, что вызвано некоторым снижением основности шлака в конвертере из-за внесения ковшовыми остатками значительного количества SiO₂. В связи с этим технология используется при переработке чугуна с концентрацией серы не выше 0,035%.

Таблица 4

Основные показатели выплавки стали с использованием ковшовых остатков (числитель) и по обычной технологии (знаменатель)

Показатель	Зпс, Зкп	КПТ	К74
1	2	3	4
Количество плавки	52/57	4/11	2/6
Массовая доля компонентов, содержание в чугуне, %:			
Mn	0,16/0,12	0,06/0,07	0,07/0,07
Si	0,73/0,69	0,57/0,70	0,79/0,82
P	0,051/-	-/-	-/-
S	0,033/0,038	0,048/0,032	0,038/0,025
Массовая доля компонентов расплава после продувки в металле, %:			
C	0,06/0,07	0,57/0,59	0,65/0,68
Mn	0,09/0,08	0,10/0,07	0,09/0,07
S	0,044/0,040	0,035/0,031	0,035/0,031
P	0,015/0,013	0,016/0,024	0,015/0,016
Массовая доля компонентов, %:			
CaO	47,29/51,33	50,79/51,69	52,13/52,28
SiO ₂	16,85/15,44	20,74/18,88	19,60/20,24
FeO	21,29/18,57	12,78/12,74	14,79/11,75
MgO	7,20/8,63	9,63/11,14	6,49/8,20
Al ₂ O ₃	1,53/1,86	2,08/1,90	2,71/2,79
S	0,11/0,11	0,10/0,12	0,11/0,13
MnO	3,06/3,26	2,76/1,97	2,81/2,00
Основность шлака	3,23/3,88	2,91/3,33	3,01/3,01
Температура металла после продувки, К	1905/1905	1881/1887	1872/1877
Расход ковшовых остатков, кг/т стали	7,33/-	8,3/-	6,9/-
Массовая доля компонентов готовой стали, %:			
C	0,17/0,18	0,69/0,70	0,75/0,74
Mn	0,47/0,44	0,67/0,63	0,87/0,85
Si	0,07/0,05	0,11/0,12	0,33/0,29
S	0,038/0,037	0,038/0,030	0,031/0,028
P	0,014/0,013	0,026/0,022	0,16/0,019
Масса отливой стали, т	12126,3/6327,2	823/2309,3	388/1228,6
Усвоение марганца, %	78,7/75,0	85,1/86,6	88,1/89,8

Таблица 5

Основные показатели опытно-промышленных плавов Ст 3пс с применением металлоконцентрата (А), некондиционной мелочи силикомарганца (Б), брикетов (В) и по обычной технологии (знаменатель)

Показатель	Варианты		
	А	Б	В
1	2	3	4
Количество плавов	8/12	12/13	4/5
Массовая доля компонентов чугуна, %:			
Mn	0,07/0,07	0,06/0,08	0,11/0,10
Si	0,77/0,80	1,05/1,17	0,76/0,63
P	0,048/0,045	0,053/0,052	0,069/0,069
S	0,028/0,033	0,033/0,033	0,028/0,032
Массовая доля компонентов расплава после продувки, %:			
C	0,07/0,08	0,07/0,08	0,05/0,05
Mn	0,09/0,09	0,05/0,05	0,06/0,05
S	0,037/0,038	0,053/0,044	0,035/0,040
P	0,017/0,014	0,022/0,017	-/-
Массовая доля компонентов печного шлака, %:			
CaO	51,46/52,00	43,12/47,27	52,56/46,27
SiO ₂	20,53/20,87	19,19/17,56	14,18/15,53
FeO	16,99/16,47	17,83/20,83	15,37/19,49
MgO	4,66/4,07	10,00/9,41	5,1/4,81
Основность шлака (CaO+MgO/SiO ₂)	2,73/2,69	2,77/3,23	4,07/3,33
Температура металла после продувки, К	1905/1905	1901/1886	1893/1899
Расход ферросплавов, кг/т стали:			
силикомарганца СМн17Р	4,750/7,083	7,029/7,565	7,977/8,566
ферромарганца ФМн75	0,800/0,737	-/-	-/-
ферросилиция ФС65	-/-	0,303/0,418	0,332/0,350
металлоконцентрата (67,5 % Mn)	2,919/-	-/-	-/-
некондиционной мелочи силикомарганца	-/-	0,938/-	-/-
брикетов	-/-	-/-	0,798/-
Массовая доля компонентов, %:			
C	0,17/0,18	0,18/0,19	0,19/0,18
Mn	0,52/0,48	0,55/0,49	0,47/0,44
Si	0,08/0,10	0,10/0,10	0,10/0,06
S	0,038/0,030	0,043/0,041	0,032/0,035
P	0,014/0,012	0,016/0,017	0,011/0,010
Масса доля газов в стали, %:			
водород	0,000291/0,000271	-/-	0,00048/0,00047
кислород	0,01380/0,01623	-/-	0,0674/0,0456
азот	0,00707/0,01377	-/-	0,0118/0,0107
Вес отливой стали, т	1867,4/2781,5	2573/2987,3	902,6/1144
Усвоение марганца, %	78,0/74,9	89,3/84,2	71,2/67,8

Анализ результатов опытных и обычных плавов стали Зпс и Зкп с использованием ковшовых остатков показал, что с повышением содержания углерода в металле после продувки концентрация в нем марганца увеличивается. При одинаковом содержании углерода концентрация марганца в металле, полученном с применением ковшовых остатков, на 0,01–0,015% выше, чем на обычных плавках (рис. 2).

Зависимость степени усвоения марганца от содержания (FeO) в шлаке показана на рис. 3, из которой следует, что увеличение (FeO) в шлаке сопровождается резким снижением степени усвоения марганца на обычных плавках.

Применение металлоконцентрата (2,919 кг/т стали) или некондиционной мелочи силикомарганца (0,938 кг/т стали) или брикетов (0,798 кг/т стали) для раскисления стали марки Ст Зпс в ковше обеспечивает экономию ферросплавов в размере 0,536–2,270 кг/т стали. При этом усвоение марганца колеблется в сравнительно узких пределах и по сравнению с обычными плавками повышается на 3,4–5,1 %. Это подтверждается содержанием марганца в стали. Так, в опытном металле оно составляет 0,47–0,55%, а в обычном 0,44–0,49%.

Концентрация серы, фосфора и газов в опытной стали находится на уровне плавов текущего производства.

Металлографический анализ и механические испытания образцов стали, полученной с применением ковшовых остатков, металлоконцентрата, некондиционной мелочи силикомарганца и брикетов, показали, что качество опытного и обычного металла оказалось практически идентичным.

Аналогичные результаты получены также при раскислении мартеновской трубной стали силикомарганцем в печи, а металлоконцентратом, 45%-ным ферросилицием и алюминием в ковше [11]. Степень усвоения марганца на опытных плавках составила 80,8 % при экономии ферросплавов 2,8–4,8 кг/т стали, на обычных – 78,5 %.

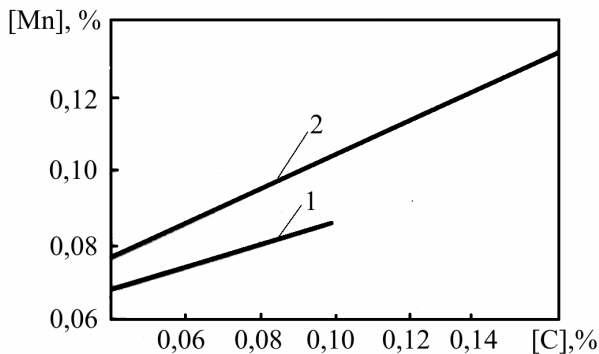


Рисунок 2 – Зависимость остаточного содержания марганца в металле после продувки от концентрации углерода на обычных плавках (1) и с применением ковшостатков (2):

$$1 - [Mn] = 0,049 + 0,48 [C];$$

$$R = 0,39; F = 4,12$$

$$2 - [Mn] = 0,058 + 0,456 [C];$$

$$R = 0,44; F = 11,9$$

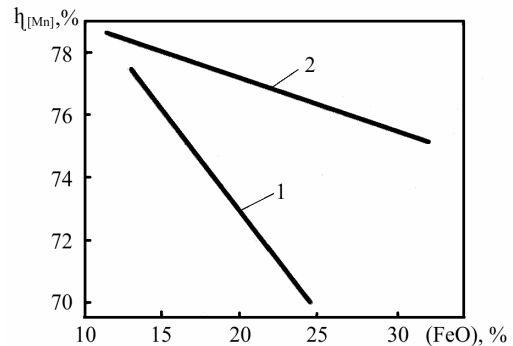


Рисунок 3 – Зависимость степени усвоения марганца от содержания закиси железа в шлаке на обычных плавках (1) и с применением ковшовых остатков (2):

$$1 - \eta_{Mn} = 85,86 - 0,647 (FeO);$$

$$R = 0,194; F = 0,9$$

$$2 - \eta_{Mn} = 80,65 - 0,172 (FeO);$$

$$R = 0,08; F = 0,37$$

Выводы

Внедрение технологии комплексного использования вторичных оксидных и металлсодержащих материалов позволило повысить извлечение марганца при производстве ферросплавов на 4–6%; обеспечить практически полную переработку и использование шлаков текущего производства и переработку ранее накопленных в отвалах, а также снизить годовую потребность завода в первичном марганцевом

сырье более чем на 150 тыс. т; экономить ежегодно свыше 60 млн. кВт·ч электроэнергии; снизить расход топлива при производстве агломерата на 7–9%; обеспечить переработку и отгрузку потребителям ежегодно свыше 30 тыс. т попутного металла, используемого в сталеплавильном и литейном производствах; освоить выпуск из шлаков товаров народного потребления (шлакоблоки), а также шлакового литья, применяемого на предприятиях отрасли.

За разработку и освоение ресурсосберегающей технологии выплавки марганцевых ферросплавов на основании комплексного использования отвальных шлаков, шламов и пылей, а также попутно образующихся металлопродуктов группе научных работников и производственников присуждена Государственная премия Украины в области науки и техники.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М. И., Лякишев Р. П., Емлин Б. И. Теория и технология производства ферросплавов. — М.: Металлургия, 1988. — 784 с.
2. Величко Б. Ф., Матюшенко В. И., Ткач Г.Д. Пуск в эксплуатацию мощной герметичной печи РПЗ-63И1 для выплавки марганцевых сплавов // Сталь. 1982. N 2. С. 49–51.
3. Зубанов В. Т., Величко В. Ф., Ткач Г. Д. и др. Опыт работы завода в ускорении научно-технического прогресса // Сталь. 1987. N 9. С. 45–47.
4. Зубанов В. Т., Яценко А. Г., Величко Б.Ф. и др. Разработка и освоение технологии производства влагостойкого офлюсованного марганцевого агломерата // Сталь. 1987. N 2. С. 45–48.
5. Гасик М. И., Зубанов В. Т., Щербицкий Б. В. и др. Получение офлюсованного марганцевого агломерата и выплавка высокоуглеродистого ферромарганца // Сталь. 1982. N 9. С. 51–53.
6. Степанянц С.Л., Сафонов Б.П., Зубанов В.Т. и др. Опыт создания АСУТП мощных ферросплавных печей и перспективы применения / Сталь. 1987. N 11. С. 50–53.
7. Ткач Г. Д., Зубанов В. Т., Степанянц С. Л. и др. Применение ЭВМ для управления процессом выплавки силикомарганца // Сталь. 1987. N 3. С. 42–44.
8. Гасик М. И., Гладких В. А., Лысенко В. Ф. др. Использование марганцевых шлаков: Обзор. информ. (Черная металлургия. Сер. Ферросплавное производство) / Ин-т «Черметинформация». — 1981. — Вып. 1. — 27 с.
9. Вагин В. В., Зубанов В. Т., Величко Б. Ф. и др. Изделия из огненно-жидких шлаков производства силикомарганца — эффективные заменители металла, цемента, огнеупорного материала // Сталь. 1988. N 4. С. 47–48.
10. Рогачев И П., Кривко Е. М., Чуб П. И. и др. Применение шлака производства силикомарганца и металлоконцентрата при выплавке стали в конвертере // Сталь. 1987. N 2. С. 29–31.
11. Кривко Е.М., Рогачев И.П., Чуб П.И. и др. Технология выплавки трубной стали с использованием марганецсодержащих отходов ферросплавного производства. Бюл. ин-та Черметинформация. N 9, 1984.

**ВЫПЛАВКА ВЫСОКОПРОЧНЫХ ЧУГУНОВ С
ШАРОВИДНЫМ ГРАФИТОМ НА ОСНОВЕ СИНТЕТИЧЕСКИХ И
ПОЛУСИНТЕТИЧЕСКИХ ЧУГУНОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ
В СОСТАВЕ ШИХТЫ ВТОРИЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ
ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ**

Анотація Наведено результати термодинамічних розрахунків взаємодії карбіду кремнію з залізовуглецевим розплавом. За результатами дослідно-промислових плавок підтверджено модифікуючий вплив SiC на структуру чавуну з кулеподібним графітом

Ключові слова залізовуглецевий розплав, карбід кремнію, чавун, графіт, модифікуючий ефект.

Аннотация Приведены результаты термодинамических расчетов взаимодействия карбида кремния с железом углеродистым расплавом. По результатам опытно-промышленных плавок подтверждено модифицирующее влияние SiC на структуру чугуна с шаровидным графитом.

Ключевые слова железом углеродистый расплав, карбид кремния, чугун, графит, модифицирующий эффект.

Summary. The results of thermodynamical calculations of silicon carbide interaction with iron-carbon alloy are presented. According to the results of experimental-industrial meltings the modifying effect of SiC at the cast iron structure with globular graphite is confirmed.

Key words iron-carbon alloy, silicon carbide, cast iron, graphite, modifying effect.

Актуальность исследования

Высокопрочный чугун с шаровидным графитом (ВЧШГ) используется во многих областях промышленности, все больше заменяя изделия из литой или ковальной стали, а также серого и ковкого чугуна. В сравнении со сталью ВЧШГ имеет более высокое отношение предела текучести к пределу прочности при растяжении, равное 0,7–0,8 (против 0,50–0,55 для стали), достаточно высокий модуль упругости, низкая чувствительность к концентраторам напряжений, повышенная (в 1,5–3,5 раза) циклическая вязкость – позволяют считать этот конструкционный материал весьма перспективным [1].

Особенностью высокопрочного чугуна является шаровидная форма включений графита, относительно равномерно рассредоточенного в структуре. Шаровидную форму графит приобретает в результате обработки расплава чугуна такими модификаторами, как магний, церий и др. В настоящее время мировое производство ВЧШГ по многим оценкам превышает 18–19 млн. тонн в год, а к 2015 году оно составит около 25 млн. тонн. В 2010 году доля высокопрочного чугуна в общем объеме чугунных отливок оценивалась, соответственно, как 35–40% в США, 50–55% в Японии и 45–50% в странах ЕС.

Наиболее важным для достижения соответствующих механических свойств является получение правильной шаровидной формы графита, формирование которой зависит от ряда факторов (химический состав металла, условия модифицирования, температура модифицирования, шихтовые материалы и пр.).

Для производства высокопрочного чугуна целесообразно применять доменные чугуны с наименьшим количеством микропримесей с учетом содержания в них марганца и фосфора. В отдельных случаях для чугунов со специальными свойствами целесообразно применять синтетический чугун, выплавленный в индукционных печах на чистых по примесям шихтовых материалах.

Синтетический чугун, как правило, выплавляют в индукционных печах и вагранках, используя в качестве металлошихты 50-70% литейного чугуна или возврат собственного производства и 30-50% амортизационного стального лома, а для науглероживания расплава применяют графит, литейный или доменный кокс. Для получения чугуна, стандартного по содержанию кремния, его легируют ферросилицием (ГОСТ 1415-93) марок ФС20...ФС75. При получении полупродукта для ВЧШГ особое внимание обращается на содержание серы (S) в исходных материалах. Содержание серы в расплаве перед модифицированием должно быть не более 0,02% на ВЧ40-70 и не более 0,01% на ВЧ80-100 [2].

Постановка задачи исследований

Кафедрой электрометаллургии разработана технология выплавки железоуглеродистых сплавов различного функционального назначения с использованием в шихте вторичных материалов электротермических производств [3-5], позволяющая не только легировать расплав кремнием и углеродом но и задавать определенный модифицирующий эффект.

Материал термообработанный углеродсодержащий электродного производства представляет собой обожженный при высоких температурах антрацит, кокс или графит. В результате нагрева, в структуре которого произошло упорядочение кристаллической решетки, что делает его более инертным к окислительной атмосфере и более активным к железистым расплавам.

Введение в расплав карбида кремния металлургического, совместно с материалом термообработанным углеродсодержащим электродного производства и/или графитом, обеспечивает достаточность процесса науглероживания, повышения концентрации кремния в расплаве. При этом повышается графитизирующая способность чугуна, снижается окисленность шлака и уменьшается склонность чугуна к отбелу.

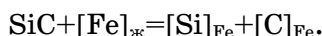
Технология позволяет выплавлять в индукционных печах железоуглеродистые сплавы различного функционального назначения, требующие легирование расплава кремнием и углеродом с низким содержанием микропримесей и серы, что немаловажно при производстве синтетических высокопрочных чугунов с шаровидным графитом.

В высокопрочном чугуне сера, как правило, удаляется благодаря присадке глобулизирующих элементов, но, несмотря на это, исходное содержание серы имеет достаточно важное практическое значение. С одной стороны, содержание серы оказывает отрицательное влияние на механические свойства, а с другой - затрудняет процесс модифицирования. По мнению большинства исследователей, низкое исходное содержание серы является важнейшим условием получения высоких показателей свойств в отливках из ВЧШГ.

Анализ термодинамики реакций взаимодействия карбида кремния с железоуглеродистым расплавом

В технологии плавки используется свойство карбида кремния (SiC), при взаимодействии с жидким металлом, растворяться с ассимиляцией кремния и

углерода в расплав, причем реакция начинает протекать при температурах, ниже температуры плавления металла [6]:



Термодинамическая вероятность взаимодействия SiC с жидким железом с растворением кремния и углерода в нем и с образованием 1%-ных растворов может быть оценена по суммарной реакции:

$$\begin{aligned} \text{SiC} &= \text{Si}_{\text{ж}} + \text{C}_{\text{гр}}, \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= 100600 - 34,9\text{T}, \text{ Дж/моль}; \\ \text{Si}_{\text{ж}} &= \text{Si}_{(1\% \text{-й р-р в Fe})}, \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= -119130 - 25,46\text{T}, \text{ Дж/моль}; \\ \text{C}_{\text{гр}} &= \text{C}_{(1\% \text{-й р-р в Fe})}, \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= 22600 - 42,30\text{T}, \text{ Дж/моль}; \\ \text{SiC} &= [\text{Si}]_{\text{Fe}} + [\text{C}]_{\text{Fe}}, \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= 4070 - 102,66\text{T}, \text{ Дж/моль}. \end{aligned}$$

Свободный углерод растворяется в жидком железе по эндотермической реакции:

$$\begin{aligned} \text{C}_{\text{св}} &= [\text{C}]_{(1\% \text{-й р-р в Fe})}, \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= 22600 - 42,3\text{T}, \text{ Дж/моль}. \end{aligned}$$

Перешедший в металл кремний взаимодействует с кислородом расплава и оксидами железа, что способствует повышению температуры и ускоряет расплавление металлолома:

$$\begin{aligned} [\text{Si}] + 2[\text{O}] &= (\text{SiO}_2), \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= -582830 + 219,3\text{T}, \text{ Дж/моль}; \\ \lg K_{\text{Si}} &= \lg(a_{[\text{Si}]} \times a_{[\text{O}]}) / a_{\text{SiO}_2} = \lg([\text{Si}] f_{\text{Si}} [\text{O}]^2 f_{[\text{O}]}) = -30371/\text{T} + 11,46; \\ [\text{Si}] + 2(\text{FeO}) &= (\text{SiO}_2) + 2[\text{Fe}], \\ \Delta G^0_{\text{T}} &= -282230 + 121,13\text{T}, \text{ Дж/моль}; \\ \lg K_{\text{Si}} &= \lg(a_{[\text{Si}]} \times a_{[\text{FeO}]}) / a_{\text{SiO}_2} = \lg((\text{FeO})^2 f_{[\text{FeO}]}^2 [\text{Si}] f_{\text{Si}}) = -14775/\text{T} + 6,34. \end{aligned}$$

С ассимиляцией кремния и углерода металлом одновременно происходит восстановление окислов железа, содержащихся в шлаке и образовавшихся при плавлении шихты, что способствует формированию рассыпчатых шлаков в период плавки и снижению общего угара элементов.

Скорость растворения частиц карбида кремния определяли с использованием второго закона Фика для стационарных условий в сферических координатах:

$$(\delta^2 c / \delta R^2) + (2/R)(\delta c / \delta R) = 0,$$

где R – расстояние от центра включения (частицы SiC), имеющего радиус r , до некоторой точки в расплаве с концентрацией c .

Процесс растворения зерен карбида кремния проходит очень быстро (в течение 1-2 минут) при температуре 1250°C, при этом кремний образует с железом раствор, в связи с чем, продиффундировавший углерод выделяется в виде вторичного графита, так как кремний является графитизирующим элементом. Данное свойство карбида кремния влияет на увеличение числа зародышей графита и обеспечивает получение мелкодисперсного равномерно распределенного графита в металлической основе, а так же на снижение температуры эвтектического переохлаждения чугуна, что улучшает графитизирующие свойства синтетического чугуна и повышает его механические свойства.

Отмечено, что при модифицировании чугуна ферросилицием (ФС75), количество образующихся в расплаве эвтектических частиц в 5-8 раз меньше, а температура эвтектического переохлаждения чугуна в 2-3 раза выше, чем при введении в расплав карбида кремния [7]. Свойство карбида кремния влиять на структуру графита позволяет применять его и в качестве модификатора при

выплавке чугунов на основе чугунного лома, вводя смесь на зеркало металла после снятия шлака.

Анализ результатов исследований

Опытные плавки по получению синтетического чугуна с использованием в составе шихты металлургических смесей из углерод-карбидкремниевых материалов (CSiC-смесей) в индукционных тигельных печах промышленной частоты, средней частоты и высокой частоты показали об эффективности данного способа. При этом наилучшие результаты по усвоению компонентов (92-96% по «Si» и 85-92% по «C») из состава смеси были получены на печах промышленной частоты, что обусловлено высокой интенсивностью электромагнитного перемешивания расплава в печи.

В ходе проведения серии опытно-промышленных плавков на среднечастотных печах (INDUCTOTHERM) и печах промышленной частоты (BBC) было отмечено, что опытные плавки проходили в соответствии с НТД предприятия. Химический состав и структура полученного металла соответствует заданным ТП, ТУ и ГОСТам.

Металлографический анализ металла опытных плавков показал что структура металла в отливках, содержащих 3,6-3,9% C и 2,4-2,6% Si представлена перлито-ферритной структурой с мелкодисперсными равномерно распределенными включениями графита с размерами и формой зерна, соответствующего показателям ШГД 15,25 и ШГф 4,5, что подтверждает влияние карбида кремния (SiC) на образование в чугуне мелкодисперсного графита, склонного к глобуляризации.

Механические свойства полученных отливок соответствуют требованиям ГОСТа.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Лякишев Н.П. Чугун с шаровидным графитом уникальный конструкционный материал для изделий ответственного назначения / Н.П. Лякишев, Н.И. Бех, Н.Н. Александров // Литейное производство.- 2002.- №10.- С. 6-7.
2. Изосимов В.А. Влияние химсостава высокопрочного чугуна на его механические свойства / В.А. Изосимов, Р.Г. Усманов, М.Н. Канафин // Литейное производство.-2004.- №6.- С. 2-5.
3. Пат. України. 47979 МКИ 7 С21 С5/00. Шихта для виплавки сталі //М.І. Гасик, В.В. Сербин, О.О. Дерюгін, І.В. Дерев'янку та інш., опубл. 15.07.02., Бюл. № 7.
4. Пат. України. 40175 МКИ 7 С22 С33/06, 35/00, С21В3/02. Брикет для виробництва синтетичного чавуну (його варіанти) // М.І. Гасик., А.М. Овчарук, Г.О. Білай, І.В. Дерев'янку та інш., опубл. 16.07.01., Бюл. № 6.
5. Выплавка стали в дуговых печах машиностроительного комплекса с заменой чугуна углеродкарбидкремниевыми брикетами / М.И. Гасик, А.Н. Овчарук, И.В. Дерев'янку, А.Д. Подольчук, А.В. Новиков, Н.Ф. Гимадеев, О.Н. Рахматулина, Н.П. Рябинкин // Электрометаллургия. – 2006. – №9. С. 2 – 14.
6. Дерев'янку И.В. Кинетическая модель взаимодействия карбида кремния с железоуглеродистым расплавом / И.В. Дерев'янку, А.В. Жаданос, М.И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 3. – С.30-32.
7. Karl Immekus. Kosteneinsparungen beim Einsatz von SiC Formulungen im Kupolofen unter Einbeziehung des Einflusses auf die Eisengualitat / Immekus Karl // Giesserei-Erfahrungsaustausch-1992.- 36, №2. С. 51-54, 57-60, 65.

УДК 669.168

П.А. Кравченко, С.М. Балашов, О.Н. Сезоненко,
Ю.В. Иванов, Е.И. Шишкина

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА
ВТОРИЧНЫХ РЕСУРСОВ НА ПАО «ЗФЗ»**

Аннотация: Выполнено рассмотрение технологии изготовления и свойств брикетов, с различным составом шихтовых материалов, полученных с помощью шнекового (экструдерного) брикетировочного пресса.

Ключевые слова: пыль, сухая газоочистка, вторичное сырье, получение брикетов, шихта, шлам, экструдерный шнековый пресс.

Анотація: Виконано розгляд технологій виготовлення та властивостей брикетів, з різноманітним складом шихтових матеріалів, отриманих за допомогою шнекового (екструдерного) брикетувального преса.

Ключові слова: пил, суха газоочистка, вторинна сировина, отримання брикетів, шихта, шлам, екструдерний шнековий прес.

Abstract: Production technology and properties of the briquettes with different material composition were achieved. Briquettes were obtained by means of screw press.

Keywords: dust, dry gascleaner, secondary raw materials, briquettes obtaining, mixture, sludge, screw press.

Ежедневно на Запорожском заводе ферросплавов образуется до 60 тонн пыли сухих газоочисток ферросплавных печей.

Таблица 1

Химический состав пыли сухих газоочисток ПАО «ЗФЗ»

№ пп	Материал	Химический состав, %								
		Mn	SiO ₂	CaO+MgO	Al ₂ O ₃	Fe	Na ₂ O	K ₂ O	п.п.п	C _{об}
1	Пыль газоочистки цеха № 2	26,4	9,6	4,5	1,88	3,7	3,3	18,5	14,4	9,5
2	Пыль газоочистки цеха № 3	28,3	8,4	4,8	1,86	2,1	3,3	20,0	14,6	4,7

Сравнение приведенных данных с составом шихтовых материалов (содержание Na₂O+K₂O в руде – 0,21%; в шлаке - 3,73%; в агломерате - 2,28%) показало, что содержание соединений щелочных металлов в пылевидных продуктах почти на 1-2 порядка выше, чем в марганецсодержащих материалах.

В составе полученной пыли содержатся щелочные металлы Na₂O и K₂O в виде карбонатов и частично гидроксидов. Поэтому при добавлении небольшого количества воды данная пыль проявляет удовлетворительные связующие свойства. Пыль сухих газоочисток от выплавки ферросиликомарганца на 98-99% представлена фракцией – 0,063 мм и имеет насыпную массу 0,3 т/м³.

Таким образом, с учетом химического состава и физических свойств:

- пыль газоочисток марганцевых печей является ценным вторичным сырьем;
- использование вторичного сырья возможно только после подготовки – получения брикетов.

С другой стороны – переработка брикетов изготовленных исключительно из пыли газоочисток неэффективно ввиду довольно низкого содержания марганца. Для регулирования содержания Mn в брикете необходимо введение в состав брикета компонентов с высоким содержанием марганца.

Кроме того, анализ используемых на заводе шихтовых материалов показывает значительное содержание мелкой фракции:

- кокс фракции 0-8 мм – 15%;
- марганцевая руда 1с - фракция 0-5 мм – 32%;
- марганцевая руда 1Б – фракция 0-5 мм – 19,4%;
- агломерат - фракция 0-5 мм – 15%.

Таблица 2

Качественные характеристики фракции "-1мм" и "1-3мм" в марганецсодержащем сырье

Показатель	Руда марганцевая сорт 1с.		Руда карбонатная 1 сорт		Руда ЮАР, M1L		Агломерат АМ-2	
	Фракция, %							
	< 1 мм	1-3 мм	< 1 мм	1-3 мм	< 1 мм	1-3 мм	< 1 мм	1-3 мм
Mn	36	42,3	27,2	26	36,3	37,1	32,7	40,4
Fe	0	0			6,2	6	4	3,2
P	0,2	0,19	0,19	0,21	0,04	0,04	0,25	0,26
CaO							5,8	5,8
SiO ₂	16,4	11,8	16,2	19,8			20	19
Влага	12,6	11,8	28,1	30	3,6	3	1,5	1

Сводная информация по содержанию мелкой фракции в Mn-содержащем сырье и коксах, а также их качественные показатели представлены в таблице 3.

Таблица 3

Содержание мелкой фракции в Mn-содержащем сырье и коксах, качественные показатели

Наименование	Фракционный состав руд			
	Содержание фракций, %			
	менее 1 мм	1-3 мм	3-5 мм	более 5 мм
Руда 1 сорт	8,3	9,2	12,7	69,8
Агломерат АМ-2	3	1,5	3,6	91,9
Руда ЮАР, M1L	12,6	7,5	9,4	70,5
Руда Австралия, LF	8,8	5,5	7,1	78,6
Руда карбонатная 1 сорт	0	0,6	2,9	96,5

Рассев коксовой мелочи фракции 0-8мм показан в таблице 4.

Таблица 4

Рассев коксовой мелочи фракции 0-8мм

Фракция, %				
менее 1 мм	1-3 мм	3-5 мм	5-10 мм	более 10 мм
35,1	47,1	13,5	3,4	0,9

Опыт производства марганцевых ферросплавов в мощных электропечах свидетельствует, что повышение количества мелких фракций (<5 мм) в шихтовых материалах приводит к нарушению стабильности режима плавки, повышению удельных расходов сырья и электроэнергии [2]. Также мелкодисперсные материалы выносятся из ферросплавных печей на газоочистку и практически возвращаются в технологическом цикле.

Проблема использования мелкодисперсных шихтовых материалов и переработки, утилизации пыли газоочисток ферросплавного и электроплавильного производств рассматривается практически на всех металлургических предприятиях как приоритетное направление совершенствования технологии. Традиционно решение проблемы рассматривается в трех направлениях:

- агломерация;
- применение специальных конструкций печей;

- брикетирование и производства окатышей.

Технология агломерации отработана достаточно хорошо и может считаться наиболее массовой в настоящее время. При этом существует ряд причин по которым ее применение не эффективно.

Печи постоянного тока специальной конструкции разрабатываются ведущими производителями – ярким примером является строительство печей SMS group [3] в Казахстане, [4].

В настоящее время брикетирование не получило широкого распространения в отечественной практике, хотя с точки зрения технологии и экономики производства оно имеет ряд преимуществ [1]:

- брикеты имеют одинаковую правильную форму и вес, они обладают относительно высокой прочностью и лучшей транспортабельностью, достаточной для ферросплавного передела;

- количество оборотного продукта при брикетировании не более 2% в отличие от агломерации, где количество мелкой оборотной фракции составляет 20-25% от общего количества потока шихты;

- весь кислород руды в брикете остается активным, в агломерате же он находится в связанном состоянии (в виде силикатов), первое особенно важно для металлургического производства;

- экологическая безопасность брикетов (безотходность, отсутствие высоких температур при изготовлении);

- возможность использования всех видов тонкодисперсных отходов металлургического передела.

В качестве связующих веществ традиционно используются бентонитоподобные глины, жидкое стекло, сульфит-спиртовая барда и другие продукты и отходы смежных отраслей промышленности.

На ПАО ЗФЗ накоплен большой опыт использования окатышей из пыли газоочисток для выплавки марганцевых сплавов. Данный способ эффективный, но имеет свои ограничения связанные с возможностью влиять на химический состав окатышей и ограничением по их переработке.

Дальнейшее развитие технологии на заводе рассматривается через внедрение технологии получения брикетов с помощью шнекового (экструдерного) брикетировочного пресса. При этом наличие на заводе пыли газоочисток с хорошими связующими свойствами делает применение технологии брикетирования экономически привлекательным. Кроме того в качестве связующего и пластификатора рассматривается использование шлама мокрых газоочисток.

Таблица 5

Химический состав шлама мокрых газоочисток

№ пп	Материал	Химический состав, %						W, %	Взвешенные вещества, г/дм ³
		MnO	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	SO ₃		
1	Шлам мокрых газоочисток	28,3	8,4	25,35	3,45	1,11	3,67	83,76	169,19

Разработка технологии выполнена на основе изучения физических свойств брикетов полученных опытным путем.

Оценка физико-химических свойств полученных марганцевых брикетов выполнена на базе двух типов брикетов:

- брикет 1: пыль сухих газоочисток + шлам мокрых газоочисток печей марганцевых сплавов;

- брикет 2: пыль сухих газоочисток + отсеvy кокса + пыль газоочистки известковой печи + шлам мокрых газоочисток печей марганцевых сплавов.

Изготовление брикетов выполнено с помощью шнекового (экструдерного) брикетировочного пресса.

Изучение свойств полученных брикетов выполнено путем проведения лабораторных испытаний полученных образцов (таблица 6, 7).

Таблица 6

Свойства полученных брикетов								
Химический состав, %	Mn	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	P	
Брикет 1 (Пыль ГО + шлам)	28,4	9	5	2	2,5	1,7	0,28	
Брикет 2 (Пыль ГО+ отсевы кокса+ Пыль извести+ шлам)	20,6	12,6	10,6	2,4	2,6	1,7	0,28	
Наличие летучих, %								
Брикет 1							14,5	
Брикет 2							16,9	
Влага, %								
Брикет 1							14,9	
Брикет 2							17,4	

Таблица 7

Свойства полученных брикетов							
Прочность		Образец 1	Образец 2	Образец 3	Образец 4	Среднее значение, Н/см ²	кг/см ²
Брикет 1	Влажные, Н/см ²	571,4	628,6	585,7	571,4	589,3	58,9
	Сухие, Н/см ²	557,1	871,4	942,9	857,1	807,1	80,7
Брикет 2	Влажные, Н/см ²	111,4	128,6	105,7	134,3	120,0	12,0
	Сухие, Н/см ²	714,3	800,0	685,7	571,4	692,9	69,3
Прочность брикетов после термостатических испытаний							
Образец 1							
Т отжига, °С	300	400	500	600	700	800	900
Прочность, Н/см ²	610	-	600	590	260	300	150

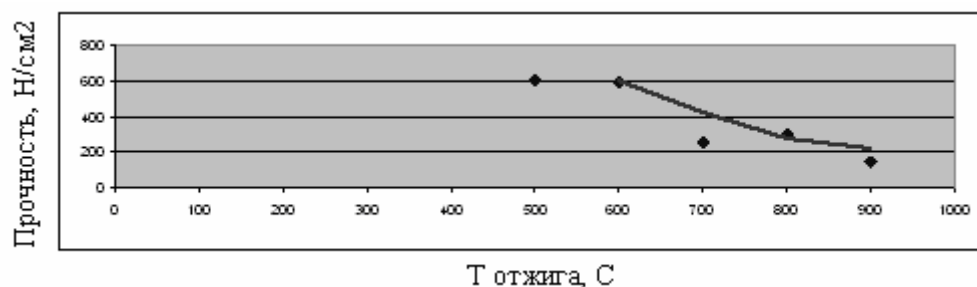


Рисунок 1 – График зависимости прочности брикетов от температуры

Снижение прочности наблюдается после нагрева брикета более 600° С.

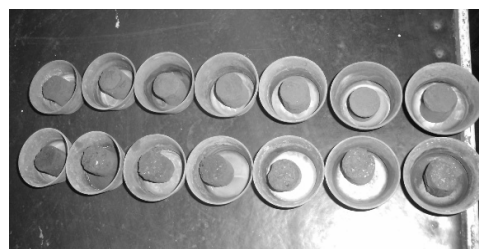
У офлюсованных окатышей удовлетворительного качества сопротивление раздавливанию составляет 357-342 Н/см² (35,7 - 34,2 кг/см²), у нефлюсованных 357-428Н/см² (35-42 кг/см²) (значения приведены к размерам наших образцов S=7см²).

Оценка термической стойкости брикета выполнена на данных, полученных при испытаниях. 7 образцов каждого типа брикетов разогревались в муфельной печи с шагом 100° С до температуры 1000° С. Скорость нагрева 100° С / 5 мин.

При этом образцы доставались попарно на температурах 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 °С.



(а)



(б)

Рисунок 2 – Брикет 1 (а), брикет 2 (б) при оценке термической стойкости

Брикетки сохранили прочность и форму.

В брикете 1 растрескивания отсутствуют.

В брикете 2 первые трещины появились при 400° С.

Прочность брикетов в два раза выше, чем у окатышей. С ростом температуры более 600° С прочность брикетов снижается.

Организация изготовления брикетов на ПАО ЗФЗ

Технологическая схема производства пылевых брикетов показана на рисунке 3.

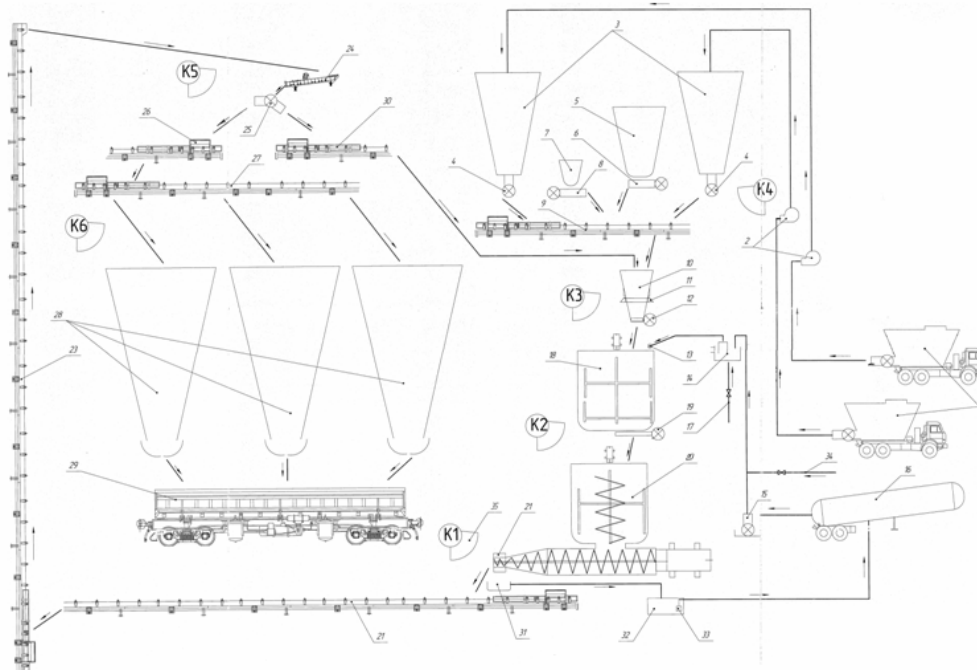


Рисунок 3 – Технологическая схема производства пылевых брикетов транспортировка и разгрузка

Транспортировка пыли от бункеров сухих газоочисток плавильных цехов №№1,2,3 выполняется двумя автопылевозами с бункерами объемом 6,6 м³ и 8,8 м³ (поз.1.)

Разгрузка автопывезов осуществляется, независимо, с помощью 2-х водокольцевых вакуумных насосов ВВН-1-25-01-01 (поз.2) в накопительные бункера (поз.3) объемом $V=45 \text{ м}^3$ и $V=32 \text{ м}^3$, через осадительные камеры и фильтровальные блоки рукавных фильтров ФРИ-15 с импульсной регенерацией, по двум независимым линиям подачи пыли.

Транспортировка различных добавок (другие необходимые компоненты) осуществляется в саморазгружающихся контейнерах (кюбелях) автотранспортом. Шлам мокрых газоочисток $W=80\%$ транспортируется автоцистерной ТЦ-13,1 $V=12 \text{ м}^3$ (поз.16) и находится в ней до полной выработки.

Подача материалов, дозирование, смешивание

Из накопительных бункеров пыли (поз.3), коксовой мелочи (поз.5), добавок (поз.7) материалы подаются, через питатели и течи, в дозировочный бункер (поз.10), где на тензометрических весах НВП-2000 (поз.11) выполняется навеска материалов в требуемом соотношении.

Шлам с автоцистерны (поз.16) шламовым насосом ПГН-25-30-Д (поз.15) подается в дозировочный бак для шлама (поз.14), к которому подведен трубопровод сжатого воздуха (поз.17). С помощью давления воздуха и камерного насоса, находящегося в дозировочном баке, осуществляется порционная подача шлама (связующего) в смеситель (поз.18). Количество порций определяется влажностью сырья и установленной дозировкой.

Дозированная смесь из бункера (поз.10) выгружается в смеситель $V=1,3 \text{ м}^3$ (поз.18), где она перемешивается и увлажняется через форсунки (поз.13) порцией шлама. Время смешивания до 5 мин.

Подготовленная смесь из смесителя (поз.18) через шиберный затвор (поз.19) выгружается в приемник (подпрессовщик) шнекового пресса ПШ 5000 (поз.20).

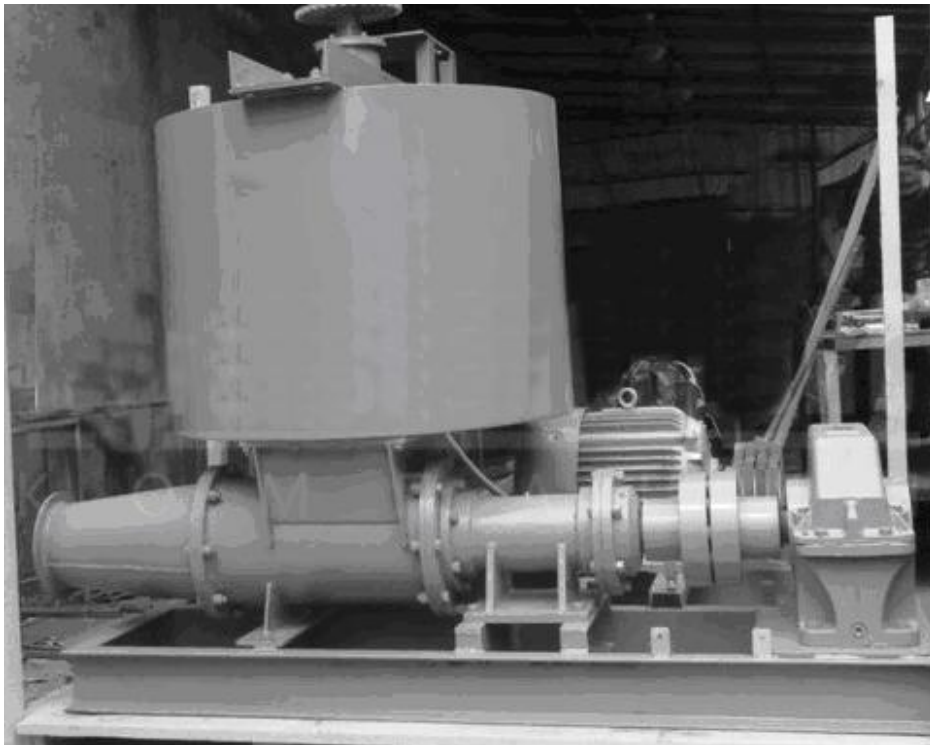


Рисунок 4 – Вид шнекового пресса ПШ 5000

Шнековые (экструдерные) брикетировочные прессы, благодаря высокому давлению в конусных камерах сжатия (около 2000 кг/см.кв.) позволяют изготовить высококачественные брикеты из самых разнообразных сыпучих материалов. Принцип действия экструдерных прессов обуславливается самим принципом технологического процесса экструзии.

Технические характеристики пресса ПШ 5000

Шнековый пресс	ПШ 5000
Производительность	5000 кг/час
Усилие прессования	До 20 тонн
Давление прессования	275 кг/см
Частота вращения шнека подпрессовщика	5-35,5 об/мин
Привод-электродвигатель: Мощность	30 кВт
Мотор редуктор подпрессовщика, Мощность электродвигателя	3 кВт

В следствии давления создаваемого шнеком пресса на смесь в ней происходят адгезионно-химические процессы заставляющие мелкодисперсные частицы связываться между собой. В результате смесь, проходя через разогретую нагревателем (поз.21) фильеру, образует брикеты диаметром 30 мм.

Брикеты после выхода из фильеры попадают на ленточный конвейер (поз.21) и проходят через камеру предварительной сушки где установлены два инфракрасных нагревателя UFO-1800.

Далее брикеты с ленточного конвейера (поз.21) попадают на ленточный элеватор (поз.23), питатель (поз.24), ленточные конвейера (поз.26 и поз.27) в бункера готовой продукции (поз.28), где происходит их досушивание естественным путем. Избункеров готовые брикеты отгружаются в ж.д. вагоны и отправляются в цех для дальнейшей переработки.

Время выдержки брикетов перед подачей в печь определяется на этапе отработки технологии.

Выводы

На основании результатов проведенных исследований установлена целесообразность совместного брикетирования мелких фракций марганцевой руды с пылью газоочисток производства ферросиликомарганца, которая содержит до 20% марганца. При этом исключаются добавки специальных связующих веществ. Роль связующего материала по данному способу будет выполняться пылью газоочисток, за счет содержащихся в ней соединений щелочных элементов. Утилизация пыли в виде связующего при брикетировании позволит использовать для производства стандартных марок ферросиликомарганца некондиционную по фракции марганцевую руду или концентраты. Одновременно решается проблема утилизации пыли, снижается себестоимость предела по окускованию, увеличивается сквозное использование марганца.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Толымбекова Л.Б. Использование пыли сухих газоочисток производства ферросиликомарганца. Инновационный Евразийский университет, Казахстан/ Изв вузов. Черн. Металлургия, 1998, №8.- 34–38 с.
2. Мянковская, Я.В. Теоретический анализ формирования фаз при тепловой обработке мелкозернистых марганцевых концентратов 2 сорта [Текст] / Мянковская Я.В., Камкина Л.В., Грищенко Ю.Н. // Международные конференции: Литье: Металлургия. - Запорожская торгово-промышленная палата, 2014. - 355-357 с.
3. Dr. Rolf Degel, Dr. Christian Frohling, Martin Koneke, Erik Hecker, Hermen Oterdoom, Andrew van Niekerk. History and new milestones in submerged arc furnace technology for ferroalloy and silicon production /INFACON XIV. Energy efficiency and environmental friendliness are the future of the global ferroalloy industry. – К.,2015. – 7-16 с.
4. L.J.Erasmus, L.J.Fourie. ESS Smelting technology enabling FeNi smelting from limote/ INFACON XIV. Energy efficiency and environmental friendliness are the future of the global ferroalloy industry. – К.,2015. – 210-218 с.

УДК 669.168

П.А. Кравченко, С.М. Балашов, О.Н. Сезоненко, А.Н. Приступа

ВЫПУСК ФЕРРОСИЛИЦИЯ ИЗ ПЕЧИ С РАЗЛИВКОЙ В ПОЛОСТИ ИЗ ОТСЕВОВ ДРОБЛЕНИЯ

Аннотация: Процесс перехода на выпуск и разливку ферросилиция без применения ковша и мульт, путем выпуска расплава из печи через желоб, копильник и формирование слитков в полостях из отсевов ферросилиция. Влияние технологии выпуска с разливкой металла на качество ферросилиция и показатели производства.

Ключевые слова: ферросилиций, выпуск металла, разливка металла, печь, кремний, ликвация, отсевы ферросплавов, ковш, мульты.

Анотація: Процес переходу на випуск і розливання феросиліцію без застосування ковша і мульт, шляхом випуску розплаву з печі через жолоб, копильник і формування злитків в порожнинах з відсіву феросиліцію. Вплив технології випуску з розливанням металу на якість феросиліцію і показники виробництва.

Ключові слова: феросиліцій, випуск металу, розливання металу, піч, кремній, ліквация, відсіву феросплавів, ковш, виливниці.

Abstract: The process of transition to the production and casting of ferrosilicon without bucket and troughs, through the issuance of the melt from the furnace through a chute, forehearth and the formation of bars in the cavities of the screenings of ferrosilicon. Influence release technology with metal casting quality and ferrosilicon production figures.

Keywords: ferrosilicon, metal production, metal casting, furnace, silicon, segregation, screenings ferroalloys, bucket, trough.

Процесс производства ферросилиция наиболее энергоемкий, в сравнении с производством других массовых марок ферросплавов. В условиях постоянного роста цен на используемые при производстве ферросплавов ресурсы, необходим постоянный поиск решений, направленных на снижение расходов сырья и электроэнергии, а также материалов на обеспечение технологии. Эффективность и реализация ресурсосберегающих решений, является важным фактором обеспечения рентабельности в конкурентной борьбе на рынке ферросплавов, снижает зависимость от политики цен, усиливает позиции надежного партнера и поставщика качественной продукции.

В последнее время, в условиях роста спроса рынка на высококремнистые марки ферросилиция, на ПАО «ЗФЗ» увеличены мощности его производства, однако, с ростом спроса, изменяются и предъявляемые требования к его качеству (рис.1).

Одним из факторов ситуации на рынке ферросплавов, является снижение потребности кускового ферросилиция и увеличение спроса на фракционированный металл, в том числе и фракцию размером 10-50мм. При фракционировании металла образуется невостребованная мелкая фракция – отсевы, которые необходимо в дальнейшем переработать. На сегодня важными задачами по эффективности предпродажной подготовки металла, являются снижение образования отсевов и переработка отсевов дробления с наименьшими потерями и затратами.

В части снижения образования отсевов дробления ферросилиция с учетом факторов, влияющих на образование мелочи, актуальна публикация обобщенных материалов теоретических и экспериментальных исследований, а также промышленного опыта разливки кремнистых ферросплавов, выплавленных в электропечах. Данная публикация касается тематик механизации разливки и фракционирования кремнистых ферросплавов [1].

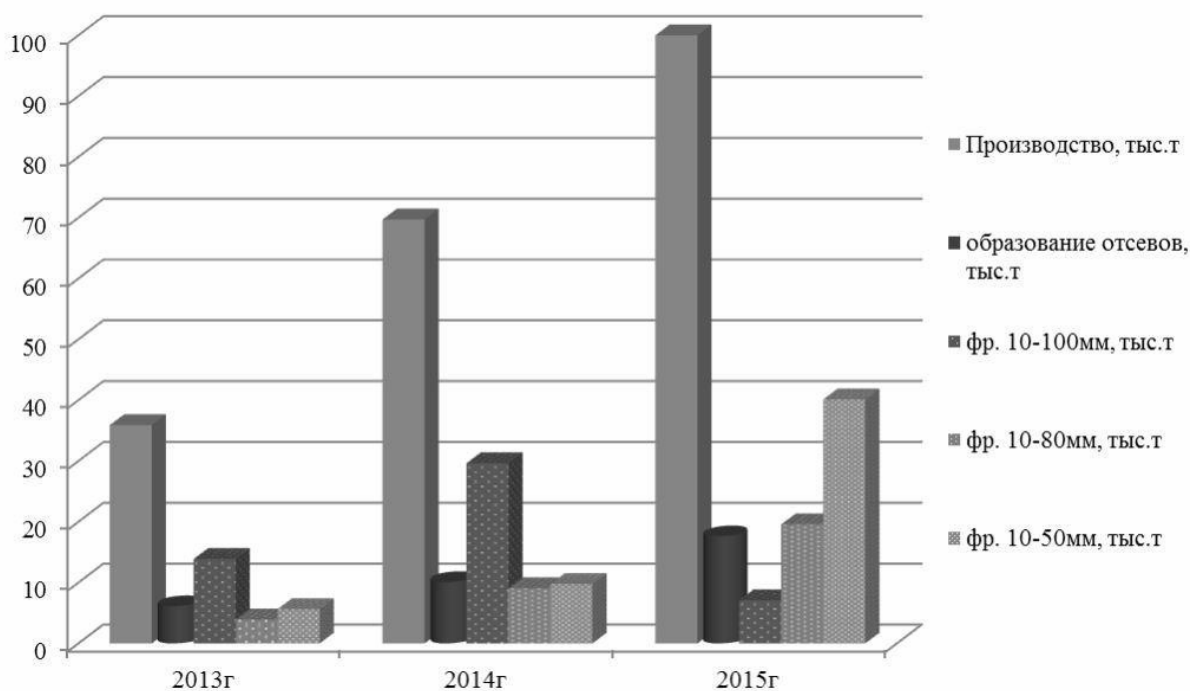


Рисунок 1 – Динамика производства ферросилиция на ПАО «ЗФЗ»

Дополнительно, с увеличением объемов производства ферросилиция, происходит накопление вторичного сырья металлосодержащего (ВСМ), эффективными способами и в полном объеме, на сегодня переработать крайне затруднительно.

С целью определения перспективы и реализации энергоэффективных и рациональных методов в технологических цепочках производства, в 2015 году на ПАО «ЗФЗ» реализован комплексный проект по переводу печи цеха №3 на выплавку ферросилиция. Первоначальные цели перевода – переработка отходов производства ферросилиция альтернативным способом и увеличение производства ферросилиция. На печи №27 выполнен ремонт с модернизацией основных узлов и механизмов. Базовая конструкция печи цеха №3 РКО-7, была предусмотрена под выплавку марганцевых сплавов периодическим процессом. Модернизация печи выполнена с учетом основных требований базовой технологии выплавки ферросилиция и включала:

- замену футеровки печи №27 с периклазовой на угольную;
- усиление и увеличение высоты металлоконструкций кожуха печи;
- переоборудование металлоконструкций механизмов загрузки;
- изменение распада электродов с 1250мм до 1450мм и переоборудование механизма перепуска;
- переключение короткой сети печного трансформатора на двойной треугольник;
- монтаж устройства электропрожига летки.

Принципиально новым и перспективным направлением модернизации, явилось изменение системы выпуска сплава из печи с разливкой металла, что включило (рис.2):

- установку выпускного желоба, копильника и горновой телеги под емкость для формирования полостей из отсевов с переоборудованием горнового мостика и увеличением его ширины.

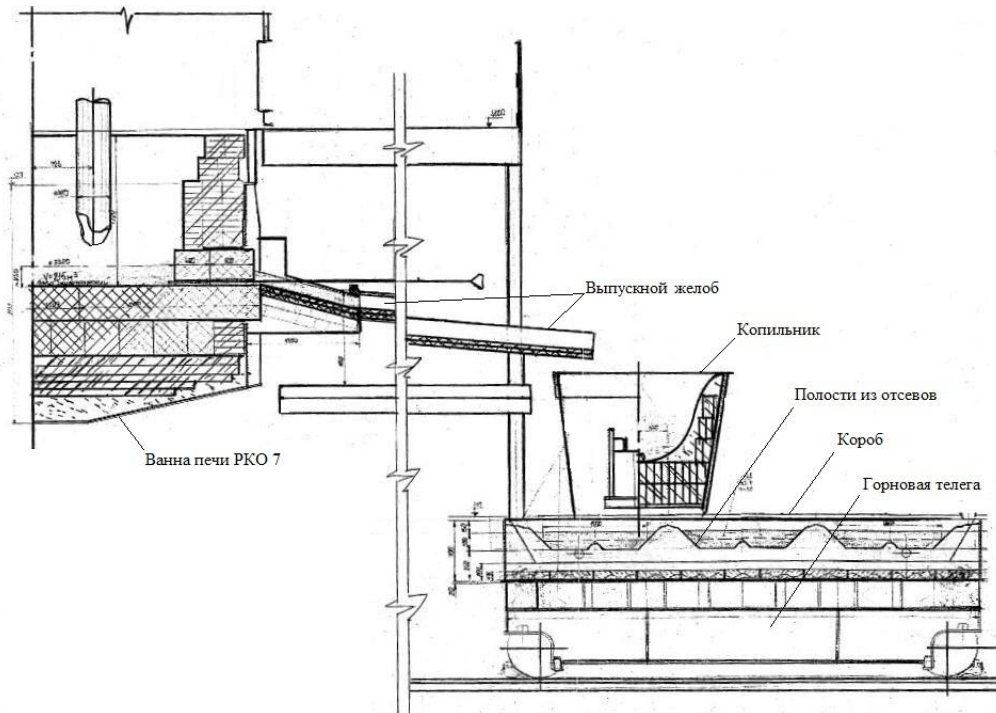


Рисунок 2 – Схема системы выпуска сплава из печи с разливкой металла

Основные цели работ по изменению системы выпуска и разливки:

- снижение затрат на использование сменного оборудования (ковши и материалов для их футеровки, мульды или изложницы). На предприятии имеется опыт внедрения разливки ферросиликомарганца в отсевы в условиях цеха №1, где с конца 2011г и по настоящее время, снижение затрат составляет более 33млн. грн.;
- снижение времени на операции, выполняемые с помощью крана в разливочном пролете;
- снижение отходов производства или оборотных материалов;

Цель на перспективу:

- вовлечение отсевов фракционирования в эффективную переработку.

Основные параметры ванны печи после модернизации:

Печь рудовосстановительная, круглая, открытая, с мощностью трансформатора 7МВА

- диаметр кожуха ванны печи – 5040мм (без изменений);
- высота кожуха ванны печи – 3360мм (в том числе 610мм увеличение высоты);
- рабочая часть футеровки состоит из 2х рядов угольных блоков подины, общей высотой – 800мм и 1ряд обстановочных блоков высотой 400мм, а также 2 леточных блока (один блок на резервной летке);
- кладка стен выполнена из электродинасового кирпича марки ЭД-1-2 высотой кладки 1365мм;
- внутренняя глубина ванны печи по футеровке – 1765мм;
- внутренний диаметр ванны печи по футеровке (обстановочных блоков) – 3320мм.

Диаметр распада электродов 1450мм.

Описание новых элементов выпуска и разливки металла из печи:

Выпускной лоток печи переходит в выпускной желоб 6м длиной, который футеруются графитовыми плитами 50x250x1000мм

Под желобом установлен стационарный копильник, футерованный шамотным кирпичом, с первоначальным внутренним объемом 0,5м³, имеет выпускное отверстие по подовой части футеровки копильника и переходной лоток.

На горновой телеге установлен сварной короб из листовой стали, для формирования в нем полостей из отсевов фр.0-10мм дробления ферросилиция выпускаемой марки.

Операции, выполняемые по выпуску и разливке ферросилиция на печи №27:

Подготовка к выпуску (рис. 3а):

- Перед очередным выпуском, производится досыпка отсевов в полости 100-200кг/плавку и поправка для формирования слитка. Полости формируются из расчета 1х1,5м, глубиной не более 250мм, на 3 полости в канаве. Для уменьшения ликвации при выпуске-разливке металла в полости, производилось формирование полостей на одном уровне, между полостями выполняются переходные канавки для перетекания в последующую полость жидкого металла, в зависимости от его температуры и жидкоподвижности.

- Очистка копильника с образованием ВСМ 80-100кг/плавку, заправка песком и утепление коксовой мелочью;

- Очистка выпускного желоба с образованием 30-50кг ВСМ/плавку. Утепление и формированием канавки постелью на желобе, из отсевов электродной массы и коксовой мелочи.

- При съеме на плавку в пределах 7,5-10тыс.кВтч, и в соответствии с графиком 9-10 плавов в сутки, производится разделка летки стальным прутком диаметром 25мм с дизэлектрической насадкой с использованием электропрожиг. Съем тока производится с графитового квадрата 100х100х1000мм, расположенного на уровне летки. Подвод тока к электропрожигу осуществляется от шины короткой сети.

Для открытия летки используется 2-4 стальных прута, продолжительность 15-20 мин.

Выпуск и разливка металла (рис. 3б):

- Через леточное отверстие диаметром до 120 мм - выход расплава. Температура металла на выходе из печи находилась в пределах 1500-1850°C;

- Через желоб, футерованный графитовыми плитам, расплав перетекал в копильник с рабочим объемом ~1м³, где по мере наполнения, утепляли коксовой мелочью;

- По мере наполнения 1/2 объема копильника, прощуровывали заранее перекрытое выпускное отверстие, далее выпуска производили через открытое отверстие, откуда металл без наличия шлака перетекал в полости из отсевов;

- По мере наполнения полостей из отсевов на уровень 100-150мм, производили перемещение телеги на следующую полость.



(а)



(б)

Рисунок 3 – Подготовка к выпуску (а) и выпуск ферросилиция (б)

Продолжительность выпуска при нормально работающей печи 20-30 минут.

Работа с металлом:

- Кристаллизация и остывание слитков в полостях на протяжении 60-90 мин после закрытия летки, во время этого, температура на поверхности слитков снижалась до уровня 450-650°C, далее клещами производили извлечение слитков в короб (рис. 4);

- В коробах по мере остывания, металл по возможности очищали от неусвоенных, налипших отсеков, с дальнейшим их использованием в формировании полостей, а также производили разбивку слитков для обеспечения фракции не более 300мм;

- После остывания металла, производили его отправку в СГП цеха №4 для дальнейшей подготовки к отгрузке.



Рисунок 4 – Извлечение слитков

В условиях формирования слитка в полостях, сформированных из отсеков, наблюдается изменение структуры строения слитка в сравнении со стандартными условиями формирования слитка в мольдах разливочной машины.

Первой особенностью ферросилиция, есть относительно низкие температуры ликвидуса t_L солидуса t_S и что особенно важно обозначать, большие температурные интервалы $\Delta t = t_L - t_S$, что обуславливает определенные трудности обеспечения равномерного химического состава ферросилиция различных марок при разливке. Вторая особенность печных расплавов ферросилиция в том, что температура восстановительных реакций в ванне рудотермической печи (1650-1750°C), которые приводят к получению железокремнистых сплавов, намного превышают температуру ликвидус ферросилиция на выпуске из печи и тем выше, чем выше содержание кремния в сплаве.

Третью особенность сплавов системы Fe-Si в жидком состоянии относят, главным образом, к высококремнистым маркам ФС65, ФС70, ФС75 и далее, и состоит в том, что вследствие склонности кремния к ликвации при кристаллизации расплавов, может иметь сильное развитие явления ликвации, что сопровождается разным содержанием кремния по высоте слитка. По тем же причинам примеси в виде элементов Ca, Al, P, и As также сильно ликвируют, что приводит к самовольному рассыпанию отдельных районов слитка или полному рассыпанию их до порошкообразного состояния [1].

Температурный интервал двухфазного состояния сплава с 68% Si составляет ~53°C, с 74 % Si ~113°C. Наличие примесей в промышленном ферросилиции, влияет на температуры ликвидуса и солидуса а значит и процессы ликвации макро- и микроструктуры слитков ферросилиция. Однако следует отметить, что

химический состав металла печи №27 принципиально не имел отличий от состава металла полученного в цехе №4, а значит, влияние примесей в сравнении способов разливки минимизируем.

Визуально наблюдается отличие в структуре слитка ферросилиция разлитого в мульды, который имеет однородное кристаллическое строение и плотную структуру, что свидетельствует об отсутствии явной ликвации. Излом слитка разлитого в полости из отсевов ферросилиция, в период отработки технологии, имеет явно-выраженную неоднородную структуру по высоте слитка, что характеризуется изменением содержания кремния по высоте $\Delta[\text{Si}]=1\%$ абс., а также имеет низкую плотность и повышенную пористость.

Отличительным фактором, повлиявшим на более выраженную ликвацию внутри слитка, является:

- трудности обеспечить оптимальную высоту слитка не более 90-100мм, где структура слитка получалась плотная и равнострунная, при извлечении таких слитков с помощью специальных захватов, увеличиваются риски их неконтролируемого разлома. Фактическая высота слитков в некоторых случаях составляла 100-200мм, высота меняется по местам падения струи и интенсивности потоков жидкого металла во время выпуска-разливки.

- полость для разливки сформирована из отсевов, которые по низкой удельной плотности создают термически изолирующий слой. Наблюдались случаи извлечения слитков, с температурой на поверхности 450-650°C и наличием вытекающей жидкой фазы внизу слитка, по температуре солидуса, промышленного ферросилиция марки ФС65, она составляет 1176°C, т.е. разница температур (интервал) в теле слитка, через 60-90мин после разливки, составляет более 526°C.

Основные факторы, влияющие на структуру слитка в зависимости от способа выпуска и разливки ферросилиция:

При разливке с ковша в мульды на разливочной машине:

- ликвация в жидком ферросилиции, находящемся в ковше, степень которой зависит от содержания кремния в металле и продолжительности времени выпуска, транспортировки и разливки металла. Как обобщающая характеристика, которая учитывает влияние веса плавки P и продолжительности нахождения ферросилиция в ковше τ авторы [2] приняли производную $P \cdot \tau$, и нашли, что $\Delta[\text{Si}]$ есть функция производной двух переменных $P \cdot \tau$ и эта связь описана уравнением (рис. 5)

$$\Delta[\text{Si}] = 0,0064 P \cdot \tau - 1,4. \quad (1)$$

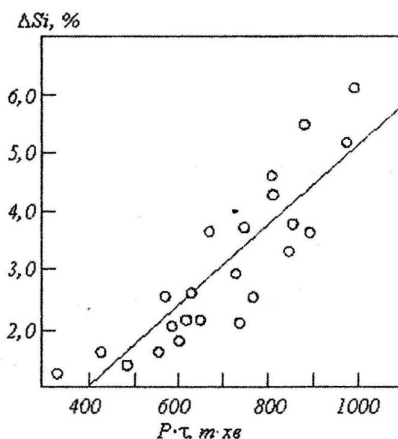


Рисунок 5 – Зависимость ликвации кремния от производной веса плавки на продолжительность выдержки металла в жидком виде

С учетом выполнения цехом №4 мероприятий, ликвация при разливке металла на разливочных машинах, не допускается:

- использование антипригарного раствора известкового «молока» на поверхности мульд, слой покрытия достигает до 1мм. Взаимодействие жидкого ферросилиция с $\text{Ca}(\text{OH})_2$ сопровождается повышенным содержанием водорода в сплаве и частично загрязняет ферросилиций дополнительной примесью. Известковый слой также остается на поверхности слитка, после дробления ферросилиция, в большей степени концентрируется в отсевах. Повторная переработка отсевов ферросилиция внепечным способом, влечет за собой поступление в жидкий металл известковых включений, которые выделяется на границах зерен, а также с ними вносится водород, что ухудшает строение слитка.

При выпуске-разливке ферросилиция в полости из отсевов:

- так как отсутствует задержка жидкого металла в неподвижном состоянии, отсутствует возможность его ликвации до начала формирования слитка;

- с момента формирования слитка весом 0,4-0,6т в полостях из отсевов, происходит ликвация, общее количество выбранного металла с отклонением содержания кремния мене 63% и более 68% не соответствующего ДСТУ 4127:2002 составила 3,5%, металл который в дальнейшем направлен на переплав;

- в альтернативе 100% перехода на разливку ферросилиция в отсевы, поступления известковых включений в металл исключаются, что понизит негативное влияние на ликвацию металла.

Выводы

С сентября по ноябрь 2015 года, на печи №27 произведена отработка технологии выплавки ферросилиция по базовой технологии, получен металл марки ФС 45 в объеме 401т и ФС 65 – 254т. Реализованные мероприятия, позволили на сегодня достигнуть следующих показателей эффективности:

1. Снизить затраты на использование сменного оборудования.

По базовой технологии цеха №4, стойкость ковша 1,5сут с наливной футеровкой, позволяет пропустить через него в среднем 84т ферросилиция. Эксплуатационная стойкость 1 мульды, по разливке в нее металла, в среднем – 61т ферросилиция.

По технологии с выпуском и разливкой металла в отсевы, стойкость футерованного копильника 1месяц, позволила пропустить через него в среднем 328тонн ферросилиция. Также были использованы графитовые плиты размером 50x250x1000мм для футеровки переходного желоба с расходом 18шт на 655тонн ферросилиция.

Снижение затрат за счет данного фактора составляет до 130грн. с НДС на тонну продукции.

2. Снижение операций выполняемых с помощью крана в разливочном пролете.

По базовой технологии: снятие ковша с горновой телеги и транспортировка на РМ; далее снятие ковша с РМ, транспортировка и чистка ковша от шлако-металлической смеси и замена или установка ковша на горновую телегу – в общем, занимает 25-35мин на 1 выпуск.

По технологии с выпуском и разливкой металла в отсевы: с помощью крана производится досыпка отсевов в полости и извлечение слитков из полостей занимает 15-25мин на 1 выпуск.

3. Снижение образования шлако-металлической смеси (в дальнейшем вторичное сырье металлосодержащее – ВСМ) на 120кг/1т ФС65, при том, что обеспечена чистота слитков от неметаллических включений за счет полного отделения металла от шлака в копильнике.

Образование ВСМ при производстве ФС65 в цехе №4 составляет в среднем 265кг/т, в том числе:

- чистка ковша 124кг/т или 47%;
- ковшевые остатки 141кг/т или 53%.

Образование ВСМ при производстве ФС65 на печи №27 составляет 145 кг/т, в том числе:

- с желоба 45кг/т или 30%;
- с копильника 100кг/т или 70%.

Таким образом, уменьшение образования шлако-металлической смеси на 120кг/1тФС65 сопоставимо с объемом материала образующегося из ковшевых остатков при применении ковша, позволяет уменьшить фактор их накопления и необходимость вторичной переработки, а также снижение затрат за счет дополнительного образования готовой продукции без повторной переработки.

Учитывая ограниченные возможности переработки вторичного сырья ферросилиция на собственной технологии – не более 55кг/т ФС 65, эффект от снижения образования ВСМ достигается за счет уменьшения затрат на их вторичную переработку. На предприятии, по опыту вторичной переработки оборотных материалов в печах ОСС цеха №1, установлено, что для увеличенной переработки ВСМ65 из расчета 1 кг/т металла, необходимо дополнительно затратить электроэнергии 1,23 кВтч/1т металла, полученного с увеличенным использованием в шихте ВСМ65. Таким образом, снижение образования ВСМ, позволяет уменьшить их накопление и дополнительные затрат на вторичную переработку.

4. Вовлечение отсевов фракционирования в эффективную переработку. Наименьшие потери при переработке отсевов фракционирования ферросплавов, установлены при использовании их в разливке металла, составляют в пределах 3%, также не затрачивается электроэнергия.

Таблица 1

Баланс производства с использованием отсевов

Способ разливки	Выпущено металла	Использовано отсевов	Получено ФС65	Использовано отсевов	Доля полученного металла из отсевов
	баз.т	баз.т	баз.т	баз.кг/баз.т	%
Выпуск в отсевы (печь №27)	219,5	35,79	254,22	140,8	14,1
Разливка в мульты (цех №4)	4201,2	80,80	4279,55	18,9	1,9

Использовано 36тонн отсевов для выпуска, и разливки в них 220т ФС65, доля полученного металла из усвоенных отсевов, в готовой продукции составила

14,1%, при том, что подсыпка отсевов во время машинной разливки в мутьды, ограничена до 2%.

Таблица 2

Баланс производства с использованием отсевов

Способ разливки	Дробление на фракцию	Взято на дробление	Получено фракции	Получено отсевов	Доля образования отсевов
	мм	баз.т	баз.т	баз.т	%
Выпуск в отсевы (печь №27)	10-80	11,8	9,5	2,4	19,9
	10-50	173,2	123,8	49,4	28,5
Разливка в мутьды (цех №4)	10-80	243,2	201,5	41,7	17,1
	10-50	2348,6	1775,6	573,0	24,4

Образование отсевов во время дробления данного материала на фракцию 10-50мм составило 28,5%, что выше на 4,1%, образования отсевов при дроблении металла разлитого в мутьды на разливочной машине.

Таблица 3

Усвоение отсевов используемых на печи №27 при выпуске-разливке в отсевы, в сравнении с разливкой в мутьды

Способ разливки	дробление на фракцию	Дополнительно получено металла из отсевов	Увеличение образования отсевов	Усвоение отсевов в товарную продукцию
	мм	%	%	%, абс
Выпуск в отсевы (печь №27)	10-80	12,2	2,7	9,5
	10-50		4,1	8,1

Учитывая объем используемых отсевов при выпуске-разливке металла в отсевы, коэффициент их усвоение в товарную продукцию составляет 8,1%. Объем выборки ликвации разлитого металла 3,5% от общего производства, которая была более характерна на начальных этапах отработки технологии, коэффициент усвояемости составит 4,6%.

Реализованные мероприятия при проведении опытно-промышленной кампании, по выпуску-разливке ферросилиция, позволили получить металл требуемого химического состава, не загрязненный шлаковыми включениями. Поставленные цели в большей степени достигнуты, что определяют эффективность данного направления и необходимость его развития. Одной из дальнейших задач, будет проработка мероприятий по обеспечению плотности и уменьшению ликвации внутри слитка, реализация которых поставит приоритет данной технологии разливки.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Зубов В.Л., Гасик М.. Механізована розливка і фракціонування кремністих феросплавів, технологія і обладнання: навч. посіб.– Дніпропетровськ : Національна металургійна академія України , 2011.– 143 с.
2. Мухин Ю.И., Парфенов А.А. Методика определения ликвации кремния в жидком 65% -ном ферросилиции //Бюллетень ЦНИИИ и ТЭИ. 1979, №21(831), -С.42-43
3. Щедровицкий Я.С. Высокремнистые ферросплавы. Свердловск: Металлургиздат, 1961. 256 с.

**ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ.
ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ПРОДУКЦИИ,
ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ,
СНИЖЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО ВЛИЯНИЯ.
ИННОВАЦИОННОЕ РАЗВИТИЕ И
СОДЕРЖАНИЕ ЭКО-ТЕХНОЛОГИЙ**

**ПРИОРИТЕТНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ
ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА КРУПНОТОННАЖНЫХ
МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ**

Анотація. Розглянуто пріоритетні напрямки підвищення ефективності виробництва великотоннажних марганцевих феросплавів, якими є зниження питомої витрати шихтових матеріалів, підвищення коефіцієнта корисного вилучення марганцю, зниження споживання природного газу і коксикю, питомої витрати електричної енергії при виплавці феросилікомарганцю та високоуглецевого ферромарганцю і вирішення екологічних проблемних завдань з охорони навколишнього середовища.

Ключові слова. Марганцеві феросплави, моделювання процесів, агломерат, природний газ, ферогаз, антрацит, технологія феросилікомарганцю, пічний магнезійний шлак, електричні режими, сепарація відвального шлаку, металокопцентрат, екологія, ефективність.

Аннотация. Рассмотрены приоритетные направления повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов. Ими являются снижение удельных расходов шихтовых материалов, повышение коэффициента извлечения марганца, снижение потребления природного газа и коксика, расхода электрической энергии при выплавке ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца и решение экологических задач по охране окружающей среды.

Ключевые слова. Марганцевые ферросплавы, моделирование процессов, агломерат, природный газ, феррогаз, антрацит, технология ферросиликомарганца, печной магнезильный шлак, электрические режимы, сепарация отвального шлака, металлокопцентрат, экология, эффективность.

Annotation. Considered priority areas to improve production efficiency of large manganese ferroalloys . They are reducing the unit costs of charge materials, increased coefficient of manganese extraction, reducing consumption of natural gas and coke fines, electricity consumption in the smelting of ferrosilicon manganese and high carbon ferromanganese and solution of environmental problems on the protection of the environment .

Keywords. Manganese ferro-alloys, process modeling, sinter, natural gas, ferroalloy gas, hard coal, the technology ferrosilicomanganese, magnesia furnace slag, power modes, separation of slag dumping, metal-slag mixture, environment, efficiency.

В общей структуре производимых в мире ферросплавов (комплексных раскислителей и легирующих для сталеплавильной промышленности) марганцевые ферросплавы по объёму производства и удельному расходу при выплавке стали в конвертерах и электропечах занимают лидирующее положение и потребность сталеплавильной промышленности в них системно повышается. Основной продукцией Никопольского завода ферросплавов является высокоуглеродистый и среднеуглеродистый ферромарганец и ферросиликомарганец. При производстве 603,4 тыс. т в 2015 году мы поставили на рынок 3,4 процента мирового объёма марганцевых ферросплавов и являемся самым крупным производителем этой продукции. Выпускаем также электродную массу и марганцевый агломерат, щебень, граншлак и шлаковое литье из шлака ферросиликомарганца. На заводе разработана и внедрена система менеджмента качества в соответствии с требованиями

международных стандартов ISO 9001-2000, и система менеджмента окружающей среды в соответствии с ISO 14001-2004.

Сегодня наш завод полностью удовлетворяет потребности украинских металлургов в марганцевых ферросплавах и 76% продукции отправляется на экспорт.

Установленная мощность потребителей электроэнергии ПАО НЗФ составляет 1366 МВА, что соответствует 10% выработки Днепровской электроэнергетической системы или 2,5% потребляемой электрической энергии всей Украины.

На протяжении 50-летнего периода работы завода велись и продолжают вестись многоплановые научно-технологические работы по повышению качества, эффективности и конкурентоспособности производимых крупнотоннажных марганцевых ферросплавов. Несмотря на достигнутые высокие показатели работы завода имеется ряд проблемных научно-технологических и экологических задач, которые успешно решаются при проведении системных теоретических, экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ с широким внедрением их результатов в производство.

Среди приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов перспективными и значимыми являются снижение удельных расходов исходных шихтовых материалов, повышение коэффициента полезного сквозного извлечения марганца в товарные марганцевые ферросплавы, снижение потребления природного газа и коксика при агломерации марганцеворудного сырья, удельного расхода электрической энергии при выплавке ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца и решение сложных экологических проблемных задач по охране окружающей среды. Обобщение и анализ теоретических данных, разработка и исследование новых технологий производства марганцевого агломерата и выплавки с его использованием крупнотоннажных марганцевых ферросплавов с решением задач ресурсо- и энергосбережения является актуальной научно-технической проблемой, решение которой в последние десятилетия позволили существенно повысить эффективность производства марганцевых ферросплавов на ПАО НЗФ.

Для решения поставленных задач первоочередно проделан критический анализ современного состояния отечественной марганцеворудной базы Марганецкого и Орджоникидзевского горно-обогатительных комбинатов и электропечных мощностей ПАО НЗФ. Выполнено научное обоснование современных технологических схем и процессов в тесной взаимосвязи с металлургическим качеством марганцевых руд и концентратов, в том числе импортных. Существенное внимание уделено анализу обеспеченности ферросплавного производства электроэнергией, восстановителями, газообразными и твердыми энергоносителями.

Мировые запасы марганцевых руд на начало XXI века оценивались в 17,6-18,0 млн. т, в том числе, по регионам (%): Африка (ЮАР, Габон, Гана) – 80,6; Украина – 12,6; Южная Америка (Бразилия, Мексика) – 2,9; Австралия – 2,4; прочие – 1,5 .

Как известно по существующей классификации марганцевые руды подразделяются на окисные, окисленные, карбонатные и окисно-карбонатные. В зависимости от вида руд выбирается наиболее эффективная схема их обогащения, подготовки к плавке и технология выплавки ферросплавов

Естественное, по мере отработки месторождений, изменение качества добываемых руд требует систематического пересмотра нормативных документов, определяющих технические требования к качеству марганцевых концентратов. Важнейшими показателями качества являются содержание марганца и удельное содержание в них фосфора $\eta_P = (\%P)/(\%Mn)$, определяющее возможность производства марганцевых ферросплавов с регламентируемым содержанием фосфора.

Выполненный анализ (рис. 1) показывает, что в никопольских марганцевых рудах фосфорный модуль $\eta_P = 0,004...0,008$ (линии 1-2, заштрихованные области), что позволяет отнести их к низкокачественным и получать с их использованием высокофосфористый ферросиликомарганец марки МнС17Р06 и высокоуглеродистый ферромарганец – ФМн78Р07. Это обстоятельство вынуждает к поиску высококачественных марганцевых руд, характеризующихся, наряду с высоким содержанием марганца, низким фосфорным модулем. Импортные марганцевые руды (линии 3-8) имеют относительно низкие значения η_P : 0,0017...0,00195 (Австралия); 0,0008 (ЮАР); 0,0018 (Бразилия); 0,00196 (Габон). Это позволяет получать низкофосфористые марки ферросиликомарганца МнС17Р30, МнС17Р20, МнС17Р15 без подшихтовки низкофосфористого марганцевого сырья. Использование импортных руд в смеси с никопольскими концентратами, а также подшихтовка передельного марганцевого шлака, получаемого при выплавке ФМн78 бесфлюсовым процессом в одну технологическую стадию, позволяют выплавлять низкофосфористые марганцевые сплавы.

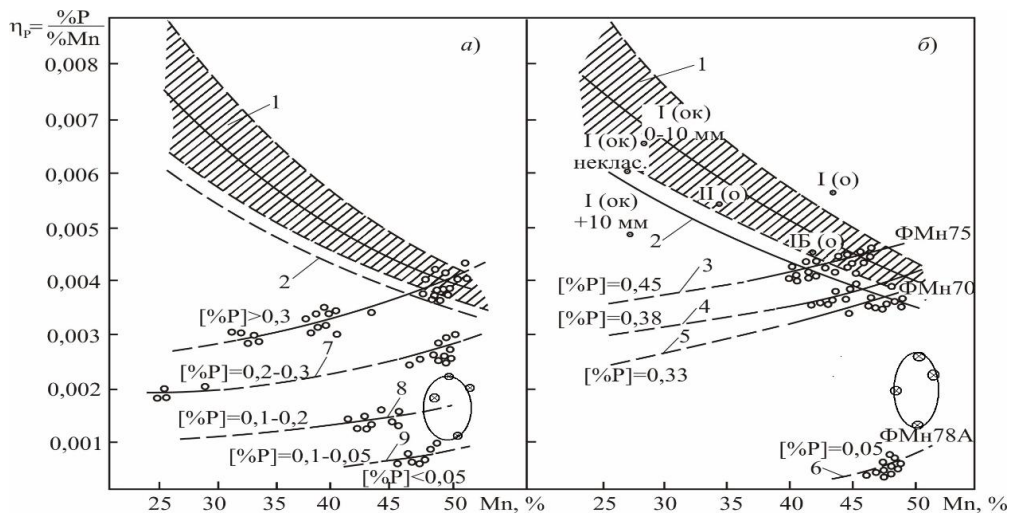


Рисунок 1 – Взаимосвязь фосфорного модуля η_P с содержанием марганца в марганцевых концентратах и критические значения η_P , обеспечивающие получение ферросиликомарганца (а) и высокоуглеродистого ферромарганца (б) с заданным содержанием фосфора

Таким образом, расширение рудной базы в направлении использования высокомарганцевых низкофосфористых импортных руд положительно отразилось на технико-экономических показателях производства марганцевых ферросплавов, повышении их качества и конкурентоспособности. Кроме того, это позволило перейти от неэффективной флюсовой технологии высокоуглеродистого ферромарганца к бесфлюсовой и получать при этом два продукта в одну стадию: товарный ферромарганец ФМн78 и передельный низкофосфористый марганцевый шлак ШМП-78 при сквозном извлечении марганца до 97-98%.

Структура себестоимости марганцевых сплавов такова, что 40-42% затрат приходится на марганцевое сырье, 8-10% – на восстановитель, 24-26% – на электроэнергию, 24-26% – прочие расходы по переделу. Несмотря на невысокую долю восстановителя в структуре себестоимости проблема замены коксика антрацитом актуальна. Определяющую роль играет не только стоимость, но и дефицит металлургического кокса ферросплавного класса крупности, поэтому обоснование замены сортированного коксика антрацитом при учете всех факторов и на всех стадиях производства (прежде всего в агломерации, и, собственно, в

составе шихты на плавку) приводит к существенному повышению технико-экономических показателей процесса выплавки марганцевых ферросплавов.

Производство марганцевых ферросплавов характеризуется высокой энергоемкостью. В этой связи обеспеченность электроэнергией и ее стоимость является важнейшим фактором управления эффективностью производства марганцевых ферросплавов. Из детального анализа стоимости электроэнергии для основных мировых производителей ферросплавов в сравнении с Украиной, в совокупности с данными производства марганцевых ферросплавов и динамикой среднемесячного потребления электроэнергии ПАО НЗФ, следовала необходимость разработки и внедрения рациональных электрических режимов работы электропечей, обеспечивающих максимальную производительность при минимальной плате за электроэнергию в условиях её зонной тарификации.

Для решения приведенных выше задач проводились теоретические обобщения, исследования и внедрения на всех стадиях технологического процесса подготовки сырья, производства агломерата и ферросплавов, технологических и электрических режимов работы печей, переработки шлаков, технологий крупнотоннажного производства с вовлечением вторичных сырьевых материалов и энергоносителей. Проанализированы требования стандарта ПАО НЗФ к качеству марганцевого агломерата по назначению для выплавки ферросиликомарганца, высокоуглеродистого ферромарганца и передельного высокомарганцевого низкофосфористого шлака. Рассмотрены в физико-химическом и технологическом аспектах основные стадии сквозной технологической схемы подготовки исходных сырьевых материалов, энергоносителей (коксона, антрацита) и аглосмесей для спекания марганцевого агломерата. Проанализированы научно-методологические подходы к оптимизации аглосмесей, особенности режимов смешения, увлажнения и окомкования аглошихты для производства марганцевого агломерата. Приведен анализ влияния гранулометрического состава аглосмесей на газопроницаемость слоя при спекании агломерата.

Анализ теоретических положений технологии агломерационных процессов основан на классических работах Г.Г.Ефименко, А.А.Сигова, В.А.Шурхала, В.И.Коротича, Е.Ф.Вегмана и др. Особое внимание уделено теплотехническому анализу процесса зажигания агломерационной шихты. По проектной и действовавшей на ПАО НЗФ технологии для зажигания шихты при спекании агломерата использовался природный газ. На основании анализа особенностей теплотехнических процессов зажигания аглошихты и научно-методологических подходов и результатов собственных исследований, научно обоснована возможность замены при зажигании марганцевой аглошихты природного газа феррогазом – колошниковым газом от ферросплавных электропечей, выплавляющих марганцевые ферросплавы. Колошниковый газ имеет состав (% об.): 82-87 CO, 2-3 CO₂, 4-6 H₂, 1-2 CH₄, 0,5-0,7 N₂ и 0,8-1,2 O₂, калорийность его 9200 кДж/моль (состав природного газа 92-94% CH₄, 2-4% C₂H₂ и его калорийность 36800 кДж/моль). Для обеспечения процесса зажигания 400-450 мм слоя аглошихты насыпной плотностью 1750-1800 кг/м³ удельный расход феррогаза составляет 1800-2500 м³/ч. На основе теоретических расчетов разработана и внедрена технология зажигания шихты феррогазом при производстве марганцевых агломератов на агломашине АКМ-5-105. По результатам внедрения разработанной технологии зажигания аглошихт феррогазом в аглоцехе ПАО НЗФ существенно снижено использование природного газа.

По действовавшей ранее технологии производства марганцевого агломерата в качестве топлива использовался коксик фракций менее 5 мм. Выполнен комплекс исследований с целью замены части дорогого и дефицитного коксика мелких фракций антрацитом. Установлено, что при удельном расходе антрацита 11,6-18,9 кг/т марганцевого агломерата качество его соответствует стандарту предприятия. Разработанная технология реализована в промышленном масштабе в аглоцехе ПАО НЗФ при производстве марганцевого агломерата .

Учитывая положительное влияние MgO в печных шлаках на показатели плавки ферросиликомарганца, научно обоснована возможность использования в качестве MgO-содержащего компонента аглошихты магнезиального силикатного шлака выплавки богатого ферроникеля на Побужском ферроникелевом комбинате. Исследованы термодинамические равновесия фаз реальных составов марганцевых агломератов, полученных по действующей и опытной технологиям с учетом девяти оксидов MnO, SiO₂, CaO, MgO, Al₂O₃, FeO, TiO₂, K₂O и Na₂O в интервале температур 900-1300°C. Методом компьютерного моделирования (программный модуль «Equilib» программы «FactSAGE 6.0», баз данных FToxid, FACT и FACT53) выявлены термодинамически предпочтительные (стабильные) фазы: жидкая фаза, включая расплав, который может содержать оксиды 25 элементов и до 10% мас. серы; монооксид – твердый раствор оксидов Me²⁺O; оливин – твердые растворы силикатов Me₂SiO₄; перовскит (твердый раствор фаз со структурой типа Ca₂Ti₂O₆); родонит – твердые растворы силикатов MeSiO₃.

Построена поверхность ликвидус (в интервале 1000-1500°C) 4-х компонентной системы MnO-SiO₂-MgO-5%CaO наиболее близкой по химическому составу к обычным марганцевым агломератам, содержащим 2-4% MgO. Опытный агломерат имеет содержание MgO 8-9%. Результаты компьютерного моделирования обобщены и представлены на рис.2.

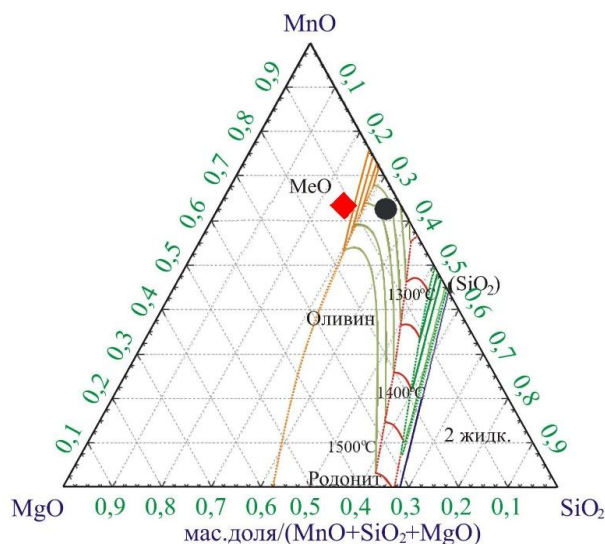


Рисунок 2 – Проекция поверхности ликвидус системы MnO-SiO₂-MgO-5%CaO.

Черная точка – эквивалентный состав обычного агломерата АМНВ-2,
красный ромб - эквивалентный состав опытного агломерата АМНВ-2М.

Цвет линий означает фазу, граничащую с жидкостью

Показано, что в опытном магнезиальном агломерате (АМНВ-2М) марганец имеет тенденцию концентрироваться преимущественно в монооксидной фазе, что повышает его восстанавливаемость, а в базовом агломерате (АМНВ-2) – в оливиновой фазе.

Опытный агломерат имеет более высокую температуру ликвидус $t_L(°C) = 47(\% \text{MgO})/(\% \text{CaO}) + 27(\% \text{CaO})/(\% \text{Al}_2\text{O}_3) - 10,7\% \text{MnO} + 1952$, что имеет важное значение для обоснования температурного режима выплавки ферросиликомарганца.

Разработана технология производства марганцевого магниезиального агломерата АМНВ-2М с использованием в аглошихте магниезиально-силикатного шлака выплавки ферроникеля. Получена промышленная партия такого агломерата и использована для выплавки ферросиликомарганца в электропечи РПЗ-63. Механическая прочность опытного агломерата составляет 77,1%, что соответствует прочности базового по требованиям стандарта ПАО НЗФ.

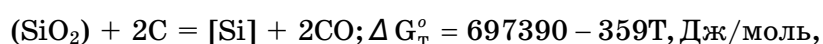
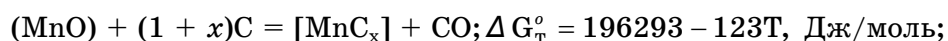
Методом электронной микроскопии исследована структура агломерата АМНВ-2М, рентгеноспектральным микроанализом определены химические составы мономинеральных образований. Показано, что марганец концентрируется преимущественно в «монооксиде» $(\text{Mg}, \text{Mn})\text{O}$, в котором активность марганца существенно выше, чем в его силикатах, что повышает восстановимость агломерата. Тем самым экспериментально подтверждены выводы разработанной физико-химической модели.

По разработанной технологии в условиях аглоцеха ПАО НЗФ получена промышленная партия (2500 т) марганцевого магниезиального агломерата АМНВ-2М с применением шлака выплавки ферроникеля (28-32% MgO ; 48-52% SiO_2).

По содержанию марганца и SiO_2 опытный и базовый агломераты фактически не отличаются. Вместе с тем, при практически равной основности $\%(\text{CaO} + \text{MgO})/\%(\text{SiO}_2)$ существенны различия составов агломератов по отношению $\% \text{MgO}/\% \text{CaO}$, которые составляют для опытного агломерата 1,75-2,07 против 0,26-0,31 для базового, что повышает металлургическую ценность опытного агломерата.

Обобщены и проанализированы материалы теоретических и экспериментальных исследований промышленного внедрения ресурсо- и энергосберегающих технологий выплавки ферросиликомарганца в высокоомощных электропечах с использованием марганцевого агломерата, полученного по разработанным инновационным технологиям.

Выполнен анализ действующего стандарта ДСТУ 3548-97 на ферросиликомарганец с содержанием кремния от 10% до 35% масс. Исходя из данных химических составов различных марок ферросиликомарганца, обобщены данные о фазовых равновесиях в системах Mn-Si, Mn-C, Mn-Si-C. Приведены уточненные данные по термодинамическим свойствам силицидных, карбидных и силикокарбидных фаз, эквивалентных по составу микроструктурным фазам в промышленном ферросиликомарганце. Выявлены условия физико-химических особенностей реакций восстановления марганца и кремния из их оксидов и определены теоретические температуры начала реакций:



которые составляют 1597 К (1324°C) и 1942 К (1669°C), соответственно. Рассмотрены особенности процессов восстановления марганца и кремния из марганцево-силикатной системы MnO-SiO_2 с учетом влияния химического состава расплава на активность оксидов.

Проведены сравнительные термокинетические исследования восстановимости марганцевых агломератов базового и опытного агломерата содержащего 8 % MgO.

В опытных плавках показано, что коэффициент распределения марганца между металлом и шлаком возрастает с увеличением содержания MgO в шлаке (рис. 3.)

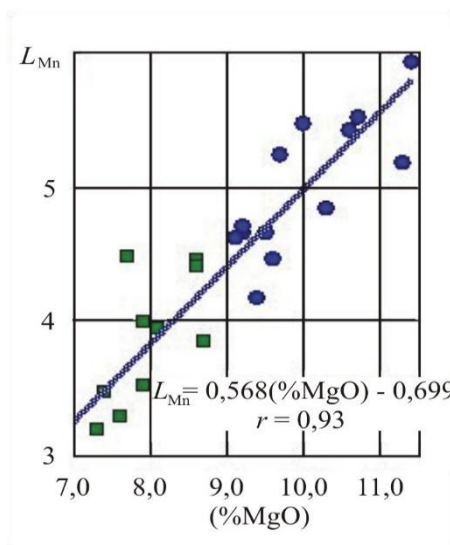


Рисунок 3 – Коэффициент распределения марганца $L_{Mn} = [\% Mn]/(\% Mn)$ в зависимости от содержания (% MgO) в шлаке

Повышение содержания MgO в печном шлаке приводит к росту активности a_{MnO} в результате образования сложных магнезиальных силикатов $(Mn, Mg)_2Si_2O_6$. Оксид магния, таким образом, «вытесняет» MnO из силикатов, повышая активность MnO, что приводит к росту степени его извлечения в металл. Удельные расходы шихтовых материалов и электроэнергии при выплавке ферросиликомарганца MnC17P60 по действующей и опытной технологиям сопоставлены в табл. 1.

Таблица 1

Сравнительные данные основных показателей выплавки ферросиликомарганца с использованием марганцевых агломератов АМНВ-2 и АМНВ-2М

Наименование показателей	Действующая технология с агломератом АМНВ-2	Опытная технология с агломератом АМНВ-2М	Изменение расхода материалов и эл.энергии
Мп-сырье, кг/баз*.т	1621	1582	– 39
Извлечение Мп, %	84,3	86,5	+ 2,2
Кварцит, кг/баз.т	349	310	– 39
Извлечение кремния, %	40	39	– 1,0
Коксик, кг/баз.т	409	397	– 12
Электроэнергия, кВт.ч/баз.т	4067	4003	– 64

*Базовая тонна ферросиликомарганца $\Sigma ([\% Mn] + [\% Si]) = 82\%$

Разработанная технология обеспечивает снижение удельных расходов шихтовых материалов и электроэнергии, что характеризует ее как ресурсо- и энергосберегающую.

Анализ теоретических подходов к исследованию распределения электрической мощности между рудно-шлаковым расплавом и дуговым разрядом в электропечах, выплавляющих марганцевые ферросплавы, показал, что для электрической цепи ванны ферросплавной печи, содержащей дуговой разряд, при заданном положении электрода в ванне всякое изменение сопротивления расплава R_p сопровождается изменением сопротивления дуги R_d в обратном направлении, т.е. при изменении параметров отдельных участков электрической цепи ванны дуговой разряд должен изменяться в том направлении, в котором суммарное сопротивление $R_p + R_d$ будет наименьшим, а ток – максимальным.

Теоретические и экспериментальные исследования распределения электрической мощности между рудно-шлаковым расплавом и дуговым разрядом в электропечах РПЗ-63, РПГ-63, РКГ-75, выплавляющих ферросиликомарганец и высокоуглеродистый ферромарганец, показали, что относительная мощность дуги печей, РПЗ-63 и РПГ-63, выплавляющих ферросиликомарганец, изменяется в пределах 3,5-5% ... 8,5-10% от мощности потребляемой от сети.

Работа электропечи РКГ-75 на том же сплаве характеризуется меньшей относительной мощностью электрических дуг – 0,5...5% P_c . Относительная мощность электрических дуг печи РКЗ-63, выплавляющей высокоуглеродистый ферромарганец составляет 3...5,5% P_c . При выплавке ферросиликомарганца на устойчивых магнезиальных шлаках с использованием в шихту марганцевогомагнезиального агломерата повышение содержания MgO в печных шлаках до 7,9-12% сопровождается ростом его удельного электрического сопротивления.

Наилучшие технико-экономические показатели достигаются при следующих параметрах электрического режима: выплавка ферросиликомарганца в печах РПЗ-63, РПГ-63 при силе тока $I_s = 90$ кА и сопротивлении ванны $R_s = 0,85-1,15$ мОм; в печах РКГ-75 при силе тока $I_s = 130$ кА и сопротивлении ванны 0,8-0,95 мОм. Выплавка высокоуглеродистого ферромарганца в печах РПЗ-63, РПГ-63 при силе тока $I_s = 86$ кА и сопротивлении ванны 0,7-0,9 мОм.

Выполнен анализ современного состояния технологии и рациональных параметров переработки отвальных шлаков текущего производства ферросиликомарганца и шлаков шлакоотвала ПАО НЗФ. Высокоуглеродистый ферромарганец выплавляется по разработанной безотходной бесфлюсовой технологии с получением высокомарганцевого передельного шлака, используемого при выплавке ферросиликомарганца с низким содержанием фосфора. Выплавка ферросиликомарганца характеризуется большой кратностью печного шлака (1,2-1,4), с которым уносится 3-5% восстановленного марганца. Шлак ферросиликомарганца по химическому составу относится к многокомпонентной системе $SiO_2-MnO-CaO-MgO-Al_2O_3-MnS$. Содержание SiO_2 в шлаке – 48-51%, это характеризует его как близкий к насыщенному по кремнезему. Твердый шлак обладает высокой механической прочностью и антикоррозионными свойствами; используется в виде щебня в дорожно-строительной индустрии и смежных производствах.

Проанализированы схемы переработки шлака, приведены характеристики дробильно-сортировочных комплексов ДСК-1 и ДСК-2 проектной производительности по щебню и песку 300 тыс.т в год каждый. При расसेве дробленого шлака выделяют фракции: 10-20 мм, 20-40 мм и 40-70 мм. Наличие в щебне кусков сплава и металлизированного шлака снижает его качество как строительного материала и сопровождается безвозвратными потерями ферросиликомарганца, поэтому мы пошли по пути сепарации щебня, извлекая из него металлоконцентрат. Разработаны

требования к способу и оборудованию для сортировки шлака ферросиликомарганца. В работе подтверждена эффективность применения установки кусковой сортировки МКС/Т1, разработанной ООО НПП «Гамаюн». Показано, что экономически целесообразно использовать металлоконцентрат (смесь шлака и металлической фазы) с содержанием 32% Mn и выше.

Процесс сортировки щебня основан на использовании электронной сенсорики и современных программных продуктов для обработки информационных потоков. Эффективность сортировки обусловлена точностью измерения массы металлической части в каждом куске щебня. Эта задача решается измерительной системой, использующей метод комбинированных масс. В настоящее время ежедневная выработка СШМ тремя такими модулями составляет до 20 т со средним содержанием 35% Mn.

Приведен анализ требований к качеству марганцевых ферросплавов на международных и внутренних рынках. Показано, что наряду с ужесточением требований по химическому составу, возрастают требования и к гранулометрическому составу. При фракционировании ферросиликомарганца выделяют фракции 20-40 мм, 40-80 мм и др. Фракция -10мм характеризуется как некондиционная и подлежит переработке в товарную продукцию, используя технологию отдельного перепада в реконструированной печи РКЗ-16,5. Осуществляется это с целью повышения сквозного извлечения марганца и снижения материальных и энергетических затрат.

Среди приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов очень важным является решение сложных экологических проблемных вопросов охраны окружающей среды. Для решения поставленных задач на основе математического моделирования проведен анализ процессов формирования и распространения пылегазовых выбросов при производстве марганцевого агломерата и выплавке MnC17 и FMn78 в условиях ПАО НЗФ, а также оценка естественной радиоактивности исходных материалов производства марганцевых ферросплавов и продуктов их металлургической переработки. Проведена разработка и внедрение инновационной технологии сухой очистки аспирационных пылегазовых образований для минимизации антропогенного воздействия на окружающую среду.

Анализ нормативных экологических документов Украины показал, что приоритетными направлениями снижения экологической нагрузки на окружающую среду является решение проблем использования феррогаза, снижение эмиссии CO₂. В результате выполненных исследований впервые разработана математическая модель оценки эмиссии CO₂ при агломерации марганцевородного сырья, выплавке ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца. Использование феррогаза в технологических процессах привело к снижению суммарной эмиссии CO₂ и, вместе с тем, значительная часть феррогаза (550 млн. м³) при работе завода на оптимальных мощностях сжигается на свечах. В связи с этим, научно обосновано строительство когенерационной станции электрической мощностью 60 МВт.

С целью дальнейшего снижения выделения пыли в атмосферу, образующейся при производстве марганцевых ферросплавов, с использованием полученных в работе исходных данных УкрГНТЦ «Энергосталь» (г. Харьков) разработаны проекты газоочисток, построены и введены в эксплуатацию газоаспирационные станции ГАС-5, В-21,22 с рукавными фильтрами. Эффективность введенных в

експлуатацію установок подтверждена выполненными исследованиями отходящих газовых выбросов от технологического оборудования.

Выводы

Для решения приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов проанализировано состояние рудно-сырьевой базы марганца, углеродистых восстановителей, обеспеченность производства марганцевых ферросплавов электроэнергией. Определены приоритетные задачи совершенствования технологических схем и процессов, намечены пути их решения. Обосновано использование феррогаза и антрацита в технологии агломерации. Осуществлены исследования и термодинамическое моделирование фазовой структуры магнезиального марганцевого агломерата, выполнено термодинамическое моделирование углеродовосстановительных процессов в системе «ферросиликомарганец – печной шлак – газовая фаза» применительно к выплавке MnC17 с использованием в шихте марганцевого магнезиального агломерата. Установлено, что рост концентрации MgO в печном шлаке повышает извлечение марганца в сплав. Научно обоснован и внедрен в промышленных масштабах алгоритм управления электрическим режимом работы высокоомощных (63...75 МВ·А) электропечей по электрическому сопротивлению ванны R_v . Научно обоснованы рациональные электрические режимы в условиях зонной тарификации электроэнергии, обеспечивающие наибольшую производительность при наименьших, при тех же условиях, затрат на электроэнергию. Выполнен анализ современного состояния технологии извлечения металла из отвальных шлаков ферросиликомарганца. Внедрены в производство три модуля кусковой сортировки отвальных шлаков ферросиликомарганца, основанных на электронной сенсорике и современных программных продуктах, с получением шлакометаллической смеси со средним содержанием марганца 35%. Выполнено математическое моделирование распространения пылегазовых выбросов от стационарных источников для различных метеоусловий. С использованием полученных исходных данных разработаны проекты газоочисток и введены в эксплуатацию газоаспирационные станции.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Куцин В.С. Электрические и технологические режимы выплавки крупнотоннажных марганцевых ферросплавов в высокоомощных электропечах: монография / В.С. Куцин, О.И. Поляков, М.И. Гасик. – Днепропетровск: ЧМП “Экономика”, 2011. – 316 с.
2. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов: коллективная монография [под редакцией к.т.н. Куцина В.С. и д.т.н. Гасика М.И.] / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А. Гладких, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак, О.И. Поляков. – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2011. – 508 с.
3. Никопольские ферросплавы: коллективная монография [под редакцией к.т.н. Куцина В.С.] / М.И. Гасик, В.С. Куцин, Е.В. Лапин, В.И. Ольшанский, И.И. Люборец, И.Г. Кучер, А.Н. Овчарук, О.Г. Ганцеровский, А.Г. Лобовко, В.С. Гончаров, В.П. Боев, В.И. Журбенко, Г.Д. Страдомский. – Днепропетровск: ГНПП “Системные технологии”, 2004. – 272 с.
4. Куцин В.С. Производство марганцевого магнезиального агломерата с использованием обогащенной никопольской марганцевой руды и отвального

магнезиально-силикатного шлака выплавки ферроникеля / В.С. Куцин, М.И. Гасик // Сталь. – 2012. – №1. – С. 22-28.

5. Куцин В.С. Разработка сквозной технологической схемы и процессов получения марганцевого магнезиального агломерата и выплавки ферросиликомарганца / В.С. Куцин, М. И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2011. – № 6. – С. 12-16.

6. Куцин В.С. Ресурсосберегающая технология утилизации некондиционной мелочи марганцевых ферросплавов / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский // Сталь. - 2011. – № 6. – С. 41-43.

7. Куцин В.С. Анализ процессов образования и распространения пылегазовых выбросов при агломерации марганцевых концентратов и выплавке ферросплавов на основе математического моделирования и экспериментальных данных / В.С. Куцин, А.В. Жаданос, М.И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 4. – С. 22-26.

8. Гасик М.М. Математический анализ экспериментальных данных электропроводности шлаковых расплавов системы $MnO-SiO_2-CaO$ производства марганцевых ферросплавов / М.М. Гасик, В.С. Куцин, М.И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 2. – С. 32-37.

9. Определение рациональных параметров выплавки ферросиликомарганца на основе электрических характеристик процесса / В.С. Куцин, В.А. Гладких, С.Н.Кузьменко, А.В. Николаенко, В.И. Журбенко, В.Ф. Лысенко, А.Н. Овчарук // Сталь. – 2010. – №1. – С. 55-57.

10. Утилизация пылевидных отходов фракционирования ферросплавов на ОАО “Никопольский завод ферросплавов” / В.С. Куцин, Е.В. Лапин, В.А. Неведомский, В.И. Ольшанский // Екологія та промисловість. – 2008. – № 1. – С. 67-69.

11. Взаимосвязь между технологическими и электрическими параметрами при выплавке ферросиликомарганца в руднотермической электропечи / В.С. Куцин, С.Н. Кузьменко, В.И. Журбенко, В.А. Гладких, А.В. Николаенко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – № 6. – С. 26-31.

12. Куцин В.С. Комплексные решения по повышению эффективности работы завода / В.С. Куцин // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2000. – № 2. – С. 17-19.

УДК 669.15'74-198

Б.Ф. Величко, И.П. Казачков, И.П. Рогачев, А.Н. Овчарук,
О.Г. Ганцеровский, В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов

**ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ЛЕГКОПЛАВКИХ МАРГАНЦЕВЫХ
ФЕРРОСПЛАВОВ, ТЕХНОЛОГИИ ИХ ВЫПЛАВКИ И ПРИМЕНЕНИЯ В
СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ**

Анотація. Проаналізовано процеси отримання низькофосфористого високоуглецевого електропічного ферромарганцю. Показана залежність впливу підвищеного вмісту кремнію в сплаві на показники виробництва, зниження температури плавлення та густини, ефективність використання такого сплаву для розкислення та легування широкого сортаменту сталей. Наведені результати досліджень залежності теплопровідності і питомого електроопору залізомарганцевих сплавів від концентрації в них марганцю, кремнію та температури. Виконано порівняльний аналіз основних техніко-економічних показників виробництва кремнійвмісного (2,2–4,6% Si) та стандартного ферромарганцю.

Ключові слова. Ферромарганець, кремній, фосфор, електропіч, конвертер, сталь, теплопровідність, електроопір, ківш, розкислення, легування.

Аннотация. Проанализированы процессы получения низкофосфористого высокоуглеродистого электропечного ферромарганца. Показана зависимость влияния повышенного содержания кремния в сплаве на показатели производства, снижение температуры плавления и плотности, эффективность использования такого сплава для раскисления и легирования широкого сортамента сталей. Приведены результаты исследований зависимости теплопроводности и удельного сопротивления железомарганецсодержащих сплавов от концентрации в них марганца, кремния и температуры. Выполнен сравнительный анализ основных технико-экономических показателей производства кремнистого (2,2–4,6% Si) и стандартного ферромарганца.

Ключевые слова. Ферромарганец, кремний, фосфор, электропечь, конвертер, сталь, теплопроводность, электросопротивление, ковш, раскисление, легирование.

Annotation. The processes of production of low phosphorous high carbon ferromanganese in electric furnace were analyzed. The dependence of the effect of increasing the silicon content of the alloy on the performance of production, lowering the melting temperature and density, the efficiency of this alloy for deoxidation and alloying of steel a wide assortment was showed. Results on heat conductivity and resistivity of Mn-Fe alloys on the concentration of manganese, silicon, and temperature. A comparative analysis of the main technical and economic indices of silicon (2,2-4,6% Si) and standard ferromanganese production.

Keywords. Ferromanganese, silicon, phosphorus, an electric furnace, converter, steel, thermal conductivity, electrical resistivity, ladle deoxidation, alloying.

Одним из важнейших направлений повышения качества выплавляемой стали является расширение производства легированного металла, что требует соответствующего увеличения выплавки ферросплавов, среди которых ведущее место принадлежит марганцевым сплавам. Однако возросший дефицит высокосортного марганцеворудного сырья обусловил необходимость вовлечения в производство сравнительно бедных марганцевых руд, и это привело к значительному снижению технико-экономических показателей процесса выплавки ферросплавов и их качества. Так, выход высокоуглеродистого ферромарганца,

содержащего не более 2% кремния, с концентрацией фосфора менее 0,45%, снизился до 16–23%.

Анализ процесса получения низкофосфористого высокоуглеродистого ферромарганца в электропечах показал, что с увеличением содержания кремния в сплаве производственные показатели его выплавки значительно улучшаются [1]. Кроме того, повышение содержания кремния в сплаве свыше 2% способствует снижению его температуры плавления, плотности и, следовательно, скорости его плавления в жидкой стали. Вследствие этого представляется возможным использовать такой ферромарганец для раскисления и легирования широкого сортамента полуспокойных и спокойных марок сталей не только в печи, но и в ковше, и тем самым значительно повысить сквозное извлечение марганца как в ферросплавленном, так и в сталеплавильном производствах.

Содержание марганца в стандартных марках электропечного ферромарганца должно быть не менее 75%. Такую концентрацию марганца в сплаве возможно обеспечить, используя для его выплавки высокосортное марганцевое сырье. Эти обстоятельства обусловили необходимость разработки новых марок марганцевых ферросплавов, удовлетворяющих основным требованиям сталеплавильного производства с учетом содержания марганца в сырье.

При разработке составов новых сплавов исходили из общих требований, предъявляемых к ферросплавам [2, 3]. Ферросплавы для внепечного раскисления и легирования стали должны обладать минимальными значениями теплопроводности и температуры плавления, а также плотностью, близкой к плотности жидкой стали. Сплавы, удовлетворяющие этим требованиям, имеют высокую скорость плавления в жидком металле, а их использование для раскисления и легирования обеспечивает получение стали однородного химического состава.

В связи с отсутствием данных о теплопроводности марганцевых ферросплавов проведены исследования по определению этих свойств сплавов систем Mn-Fe-Si-C и Mn-Fe-Si-Al-C по методике Физико-технического института АН Беларуси [4].

Расчетная зависимость представлена уравнением

$$\lambda = \frac{C_{\mu} TR_{\mu}}{\rho},$$

где C_{μ} – мольная теплоемкость сплава при постоянном давлении, Дж/(моль·К); T – температура сплава, К; R_{μ} – коэффициент пропорциональности сплава, моль/(Ф·К); ρ – удельное электросопротивление сплавов, Ом·м; λ – теплопроводность сплава, Вт/(м·К).

Теплоемкость сплавов C_{μ} рассчитывали по правилу Неймана–Копя, а коэффициент пропорциональности R_{μ} по уравнению

$$\frac{1}{R_{\mu}} = \mu \sum_{i=1}^n \frac{g_i}{\mu_i R_{\mu_i}},$$

где $\mu = \frac{1}{\sum_{i=1}^n \frac{g_i}{\mu_i}}$ – кажущаяся (средняя) молекулярная масса сплава, кг/моль; g_i –

относительное массовое содержание i -того компонента в сплаве; μ_i – масса одного моля i -того компонента в сплаве, кг/моль; $R_{\mu_i} = \lambda_i \rho_i / TC_{\mu_i}$ – коэффициент пропорциональности i -того компонента, Вт/(м·К); λ_i – теплопроводность i -того компонента, Вт/(м·К); ρ_i – удельное электросопротивление i -того компонента,

Ом·м; T – температура, К; $C_{\mu i}$ – молярная теплоемкость i -того компонента при постоянном давлении, Дж/(моль·К).

При этом были учтены модификации марганца и железа при различных температурах согласно работе [6]. Удельное электросопротивление сплавов в интервале температур 293–1223 К определяли экспериментально в вакууме четырехконтактным потенциометрическим методом.

На рис. 1 приведена зависимость теплопроводности железомарганцевых сплавов от концентрации в них марганца, полученная экспериментальным [5] и расчетным путем по приведенному уравнению. Удельное электросопротивление исследуемых сплавов заимствовано из работы [7]. Сравнение расчетных и экспериментальных данных теплопроводности сплавов Fe–Mn показало удовлетворительную их сходимость.

Результаты экспериментального определения удельного электросопротивления сплавов Mn–Fe–Si–C и расчетные значения их теплопроводности представлены на рис. 2 и 3. Анализ этих данных показывает, что электросопротивление и теплопроводность сплавов зависят от их химического состава. Увеличение содержания марганца 48 до 78% сопровождается возрастанием их электросопротивления и теплопроводности, причем зависимость теплопроводности сплавов от концентрации марганца носит экстремальный характер. Минимальным значением теплопроводности характеризуются сплавы, содержащие 50–60% Mn. Повышение концентрации кремния с 1 до 9% в сплавах, содержащих 48–54 и 77,5–78% Mn, приводит к возрастанию их электросопротивления и снижению теплопроводности (рис. 3).

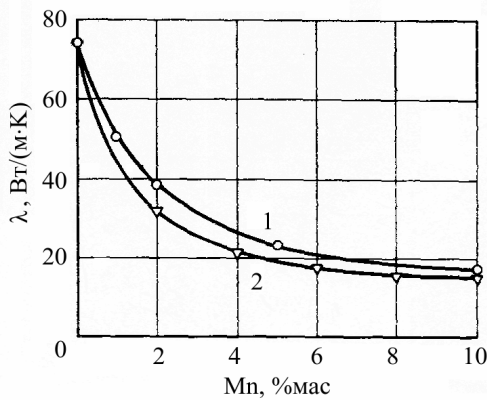


Рисунок 1 – Зависимость теплопроводности железомарганцевых сплавов от концентрации в них марганца: 1 – экспериментальные данные; 2 – расчетные значения

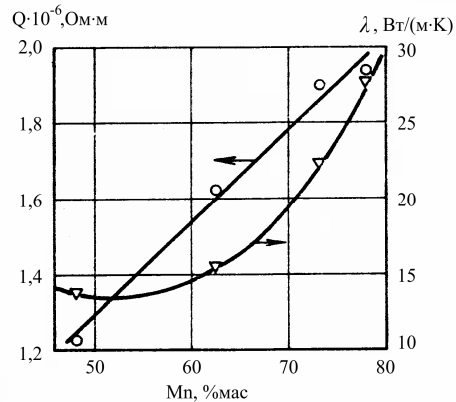


Рисунок 2 – Зависимость теплопроводности и удельного электросопротивления сплавов, содержащих 48–78% Mn, 13–44% Fe, 1–2% Si, от концентрации в них Mn при 293 К

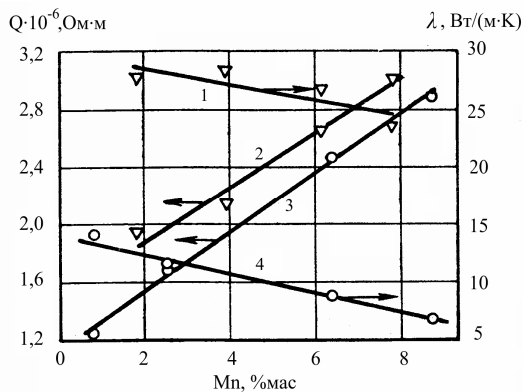


Рисунок 3 – Зависимость теплопроводности и удельного электросопротивления сплавов Mn–Fe–Si–C от содержания в них Si при 293 К: 1, 2 – 77,5–78,0% Mn, 9,8–13,2% Fe, 1,8–7,8% Si, 4,2–6,4% C; 3, 4 – 48–54% Mn, 33,5–45,1% Fe, 0,8–8,7% Si, 3,7–6,0% C

Зависимость теплопроводности сплавов Mn-Fe-Si-C и Mn-Fe-Si-Al-C различного химического состава (табл. 1) от температуры показана на рис. 4. При этом значения удельных электросопротивлений для сплавов Mn-Fe-Si-C заимствованы из работы [5], а для сплавов Mn-Fe-Si-Al-C приведены ниже, $\cdot 10^{-6}$ Ом·м.

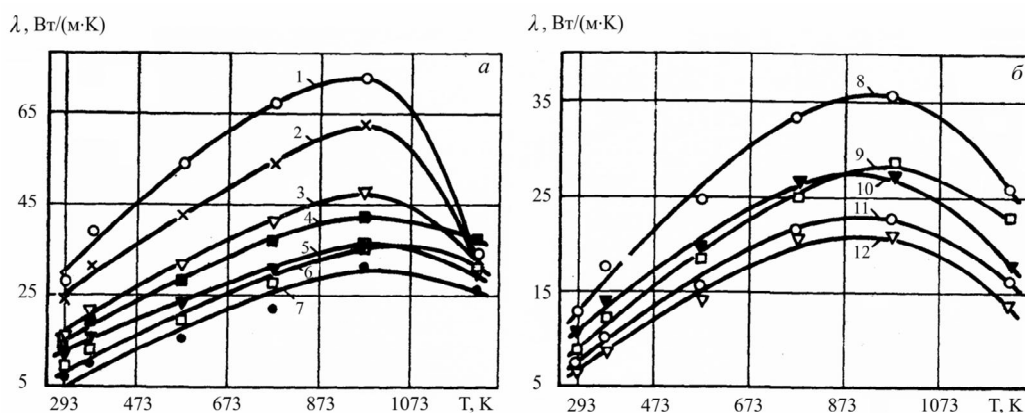


Рисунок 4 – Зависимость теплопроводности сплавов Mn-Fe-Si-C (а) и Mn-Fe-Si-Al-C (б) от температуры

Таблица 1

Химический состав исследуемых сплавов (к рис. 4)

Сплав	Содержание элементов, % (по массе)				
	Mn	Fe	Si	Al	C
1	78	13,11	1,78	–	6,35
2	77,5	10,2	7,76	–	4,2
3	62,56	29,34	0,9	–	6,34
4	48,38	44,08	0,8	–	4,68
5	52,34	39,08	2,55	–	5,6
6	54,2	33,8	6,38	–	4,68
7	48,95	38,37	8,72	–	3,7
8	51,24	39,2	1,51	1,95	5,75
9	48,42	40,0	1,56	4,97	4,97
10	47,92	39,39	5,49	1,35	4,25
11	47,55	37,77	6,31	4,50	3,44
12	47,16	35,48	5,91	7,30	3,52

Сплав	Температура, К					
	293	373	573	773	973	1223
8	1,355	1,408	1,578	1,620	1,710	1,800
9	1,387	1,518	1,755	1,849	1,897	2,049
10	2,004	2,044	2,119	2,176	2,159	2,153
11	2,153	2,255	2,374	2,410	2,428	2,398
12	2,295	2,416	2,493	2,460	2,416	2,386

Анализ результатов показывает, что теплопроводность исследуемых сплавов зависит как от химического состава, так и от температуры. В частности, алюминий, так же как и кремний, в исследуемом диапазоне концентраций способствует снижению теплопроводности сплавов.

Таким образом, полученные результаты исследований позволяют оценить сплавы с точки зрения их электрических и теплофизических свойств.

Экспериментальное определение температур плавления и плотности сплавов систем Mn-Fe-Si-C и Mn-Fe-Si-Al-C показало, что с увеличением содержания кремния и алюминия температура плавления и плотность этих сплавов уменьшаются

(рис. 5 и 6). При концентрации 4–6% кремния плотность 50%-ного и 75%-ного ферромарганца, а также сплава АМС близка к плотности жидкой стали ($\sim 7 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$), а их температура плавления соответственно составляет 1440–1450, 1405–1410 и 1350–1390 К против 1480–1490 К для стандартного ферромарганца.

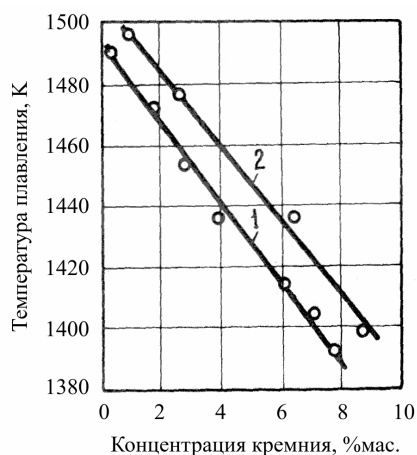


Рисунок 5 – Плотность сплавов Mn–Fe–Si–C от содержания в них кремния:
 1 – 77,5–78,2% Mn, 9,8–14,9% Fe, 0,3–7,76% Si, 4,2–6,8% C;
 2 – 48 – 54% Mn, 33,5–45,1% Fe, 0,8–8,7% Si, 3,7–6% C

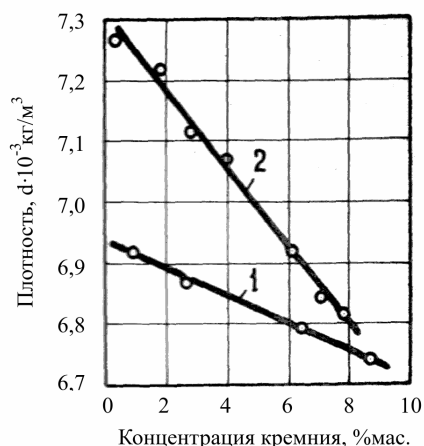


Рисунок 6 – Температура плавления сплавов Mn–Fe–Si–C от концентрации в них кремния: 1 – 48–54% Mn, 33,5–45,1% Fe, 0,0–8,7% Si, 3,7–45,1% C

Оптимальные показатели теплофизических свойств опытных сплавов (теплопроводность, температура плавления и плотность) обуславливают повышение их скорости плавления в жидкой стали по сравнению со стандартным ферромарганцем, что подтверждено результатами экспериментальных исследований.

Цилиндрические образцы сплавов диаметром 40 мм и длиной 110 мм погружали в низкоуглеродистую сталь, нагретую до 1600°C в 50-кг индукционной печи. Их выдерживали в жидком расплаве 10, 20, 30, 40 секунд и до полного расплавления погруженной части в металл. Установлено, что со снижением теплопроводности и температуры плавления сплавов величина корки, образующейся на их поверхности, и продолжительность плавления уменьшаются. Так, ферромарганец с содержанием 78,2% Mn, 6,1% Si, 5,1% C, а также сплавы с концентрацией 54,2% Mn, 6,4% Si, 4,7% C и 47,9% Mn, 5,5% Si, 5,5% C и 1,4% Al расплавились в жидком металле соответственно в 1,1–1,3, 1,4–1,6 и 2,2–2,3 раза быстрее стандартного ферромарганца (77,7% Mn, 0,3% Si, 6,8% C).

На основании исследований комплекса теплофизических свойств сплава и скорости их плавления в жидкой стали разработаны рациональные химические составы легкоплавких марганцевых ферросплавов ФМн75С (75–78% Mn, 3–8% Si, 5–6% C), ФМн50 (50–60% Mn, 3–8% Si, 5–6% C) и АМС (50–60% Mn, 3–8% Si, 4–5% Al, 3–6% C), защищенных авторскими свидетельствами бывшего СССР (619536, 619535, 629773).

При разработке новых сплавов очень важным является их получение с высокими технико-экономическими показателями. Исследования по выплавке стандартного ферромарганца ФМн75 и опытных сплавов ФМн75С и ФМн50 осуществляли в полупромышленной электропечи мощностью 1600 кВт·А (табл. 2). В качестве марганцевого сырья при получении стандартного (ФМн75) и опытного (ФМн75С) ферромарганца использовали марганцевый агломерат АМН1 с

содержанием 49% Mn, 2,7% Fe, 19,8% SiO₂, 3% CaO, 1,4% MgO, 0,024 % P (соответственно варианты 1 и 2). Для выплавки опытного ферромарганца ФМн75С применяли смеси марганцевых руд Ушкатын III (45,5% Mn, 2,3% Fe, 10,5% SiO₂, 1,9% CaO, 0,5% MgO, 0,013% P) и Ушкатын I (15,6% Mn, 35% Fe, 6,7% SiO₂, 5,5% CaO, 0,14% MgO, 0,021% P) в соотношении 20:1 (вариант 3). Получение опытного сплава ФМн50 осуществляли из смеси марганцевых руд Ушкатын III и Ушкатын I в соотношении 1,6:1 (вариант 4).

Основные показатели процесса выплавки стандартного и опытных марок ферромарганца приведены в таблице 2, из которой следует, что получение опытных марок сплава ФМн75С и ФМн50 с содержанием кремния 2,2–4,6% сопровождается повышением извлечения марганца в металл с 70,8% до 76,2–78% и снижением удельного расхода электроэнергии на 9,9–14% по сравнению с выплавкой стандартного ферромарганца. Содержание фосфора в опытном сплаве ФМн75С с концентрацией кремния 4,6% значительно ниже (0,393%), чем в стандартном ферромарганце (0,44%).

Таблица 2

Основные показатели выплавки стандартного ФМн75 и опытного ферромарганца ФМн75С и ФМн50 в полупромышленной электропечи мощностью 1600 кВ·А

Показатели	Сплавы				
	ФМн75	ФМн75С6	ФМн75С6	ФМн50	
Производительность электропечи, баз.т/сут.	4,0	5,03	4,66	4,69	
Средневзвешенное содержание в металле, %:	Mn	76,8	76,6	76,4	56,3
	Si	1,6	4,6	2,2	2,25
	C	6,3	5,01	6,1	5,7
	P	0,44	0,393	0,05	0,06
Средневзвешенное содержание в шлаке, %:	Mn	14,3	18,9	17,8	24,1
	SiO ₂	31,2	35,0	29,4	31,3
	CaO	38,3	24,6	31,3	19,3
	MgO	2,7	3,3	1,6	1,6
Кратность шлака	1,47	1,01	0,80	0,54	
Основность шлака	1,3	0,8	1,1	0,7	
Расход на 1 баз.т сплава, т:					
марганцевого агломерата АМН1	2,16	2,01	–	–	
марганцевой руды Ушкатын III	–	–	2,07	1,744	
марганцевой руды Ушкатын I	–	–	0,229	1,089	
железорудного агломерата известняка	0,150	0,101	–	–	
известняка	0,860	0,296	0,353	0,099	
коксика	0,498	0,440	0,500	0,564	
электроэнергии, кВт·ч	4900	4222	4350	4364	
Извлечение марганца в металл, %	70,8	76,2	76,8	78,0	
Извлечение кремния в металл, %	6,9	21,8	17,5	22,2	

Выплавка опытных марок ферромарганца ФМн75С и ФМн50 из смеси марганцевых руд Ушкатын III и Ушкатын I обеспечивает получение сплавов с концентрацией фосфора 0,05–0,06%. В процессе проведения опытных плавки ферромарганца ФМн75С и ФМн50 исследовали влияние содержания кремния в сплаве [Si] на извлечение марганца η_{Mn} , производительность электропечи P , удельный расход электроэнергии $\omega_{уд}$, концентрации марганца в шлаке (Mn) и фосфора в металле [P] и на кратность шлака ($K_{шл}$). Кроме того, устанавливали

зависимость содержания кремния в ферромарганце от основности шлака $B_{\text{шл}}$. При этом для определения количественного влияния концентрации кремния в ферромарганце на основные показатели процесса его выплавки производили статистическую обработку результатов опытных плавов корреляционно-регрессионным методом. Статистическая оценка полученных уравнений регрессии (табл. 3) показала их высокую надежность и достоверность.

Исследования уравнений второй степени на экстремум и анализ их графических моделей показали, что оптимальное содержание кремния в ферромарганце $[\text{Si}]$, обеспечивающее максимальное извлечение марганца η_{Mn} и повышение производительности Π , минимальный удельный расход электроэнергии $\omega_{\text{уд}}$ и низкую кратность шлака $K_{\text{шл}}$ для данного марганецсодержащего сырья и условий проведения технологического процесса, находится в пределах 4,5–5,6% (рис. 7).

Таблица 3

Влияние содержания кремния в углеродистом ферромарганце на основные показатели процесса его выплавки*

Уравнение регрессии	R	F	$a, \%$	$b, \%$
$[\text{Si}] = 6,809 - 1,924B_{\text{шл}} - 1,024B_{\text{шл}}^2$	0,83	85,2	69,4	15,6
$[\text{P}] = 0,508 - 0,032[\text{Si}] + 0,00167[\text{Si}]^2$	0,69	34,9	48,2	5,74
$(\text{Mn}) = 6,34 + 3,659[\text{Si}] - 0,209[\text{Si}]^2$	0,63	25,45	40,43	16,0
$K_{\text{шл}} = 2,35 - 0,49[\text{Si}] + 0,043[\text{Si}]^2$	0,73	42,84	53,3	15,6
$\Pi = 1,56 + 1,426[\text{Si}] - 0,143[\text{Si}]^2$	0,52	14,36	27,68	13,6
$\omega_{\text{уд}} = 6155 - 714,8[\text{Si}] + 63,4[\text{Si}]^2$	0,42	7,99	17,57	13,0
$\eta_{\text{Mn}} = 48,82 + 12,64[\text{Si}] - 1,4 [\text{Si}]^2$	0,29	3,62	8,86	13,6

* Обозначения в тексте (производительность Π и удельный расход энергии $\omega_{\text{уд}}$ – в пересчете на базовые тонны); R – коэффициент корреляции, F – критерий Фишера, a – доля объясняемой вариации ($1-R^2$), b – стандартная ошибка.

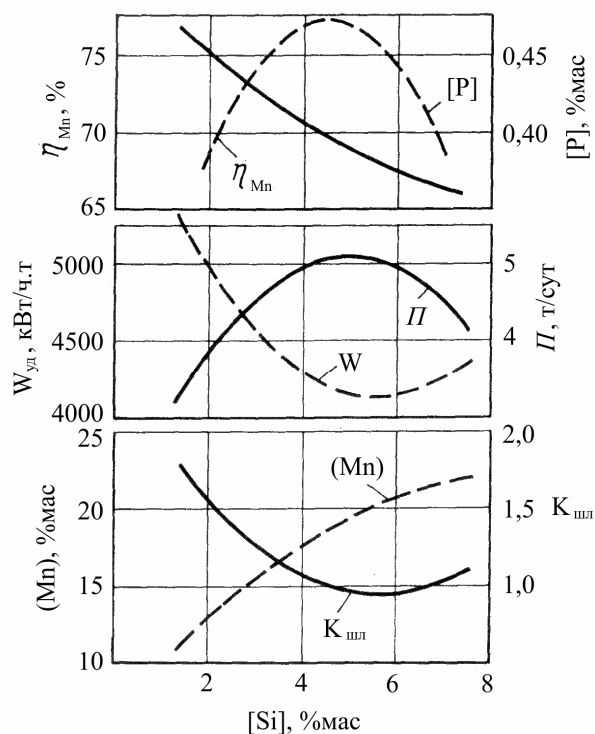


Рисунок 7 – Изменение показателей выплавки углеродистого ферромарганца (в тексте) в зависимости от концентрации в нем кремния $[\text{Si}]$

Дальнейшее повышение концентрации кремния в углеродистом ферромарганце сопровождается ухудшением показателей процесса его выплавки, что обусловлено увеличением содержания марганца в шлаке (Mn) и его кратности.

Увеличение концентрации кремния в ферромарганце способствует также снижению содержания в нем фосфора [P]. Как правило, в высококремнистом сплаве (3–5% Si) содержится не более 0,45% P (обычно 0,40–0,43).

Одним из основных факторов, определяющих содержание кремния в сплаве при производстве углеродистого ферромарганца, является основность шлака $V_{\text{шл}}$. Ее увеличение сопровождается снижением концентрации кремния в сплаве (рис. 8). Оптимальная основность шлака при выплавке ферромарганца с содержанием кремния 4,5–5,6% составляет 0,6–0,8, что позволяет снизить расход флюсующих материалов и тем самым улучшить технико-экономические показатели процесса его производства.

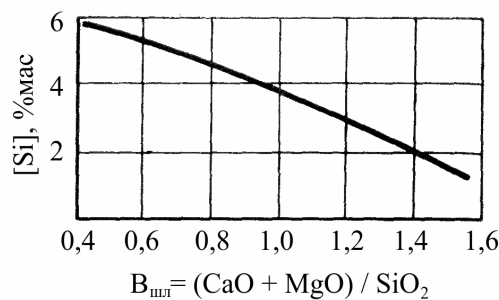


Рисунок 8 – Зависимость содержания кремния в углеродистом ферромарганце [Si] от основности шлака $V_{\text{шл}}$

Исследования по выплавке опытного ферромарганца ФМн75С6 в промышленных электропечах РПЗ-48М2 и РПЗ-63 на Никопольском заводе ферросплавов подтвердили технико-экономические показатели выплавки сплавов в полупромышленной электропечи мощностью 1600 кВ·А. Так, извлечение марганца в сплав повышается на 4–5%, производительность электропечи – на 3–5%, а расход электроэнергии снижается на 4–6% по сравнению с получением стандартного ферромарганца.

Промышленное применение разработанных марганцевых ферросплавов ФМн75С и ФМн50 осуществляли в процессе раскисления и легирования широкого сортамента конструкционных марок сталей (18ХГТ, 25ХГТ, 30ХГСА, 40Х, 50Г, 60С2, 50Г, 45, 3сп) на Донецком металлургическом заводе. Опытно-промышленные плавки осуществляли в 140-т основных мартеновских печах по трем вариантам с присадкой в ковш (или печь): стандартного ферромарганца ФМн75 (вариант 1), с использованием опытных сплавов ФМн75С (вариант 2) и ФМн50 (вариант 3).

Присадку стандартного ферромарганца и опытных сплавов в ковш осуществляли после его наполнения жидким металлом примерно на 1/5 части его высоты в течение 1–2 мин. Предварительное раскисление стали во всех вариантах осуществляли 25%-ным ферросилицием в печи. Разливку полученного металла проводили сифонным способом в слитки массой 5,5 т.

При проведении плавки исследовали скорость плавления стандартного и опытных сплавов в жидком металле, химическую однородность стали, ее макро- и микроструктуру, механические свойства, содержание в ней газов, неметаллических включений и цветных металлов.

Химический состав используемых стандартного ферромарганца и опытных сплавов приведен ниже (% масс.):

	Mn	Si	C	P
ФМн75	77	0,5	6,7	0,45
ФМн75С	77	4,0	5,0	0,41
ФМн50	55	2,25	5,8	0,06

Скорость плавления стандартного ферромарганца и опытных сплавов в жидком металле определяли путем отбора проб стали из ковша через равные промежутки времени с помощью специального пробоотборника. Исследованиями установлено, что все сплавы полностью расплавились в металле за время наполнения ковша. Однако, опытные сплавы ФМн75С и ФМн50 при выплавке стали 30ХГСА расплавились к моменту наполнения ковша на 1/2 его части, а стандартного ферромарганца – только при наполнении ковша на 3/4 (рис. 9). Снижение концентрации и марганца в металле при последующем наполнении ковша во всех вариантах объясняется полным расплавлением сплавов.

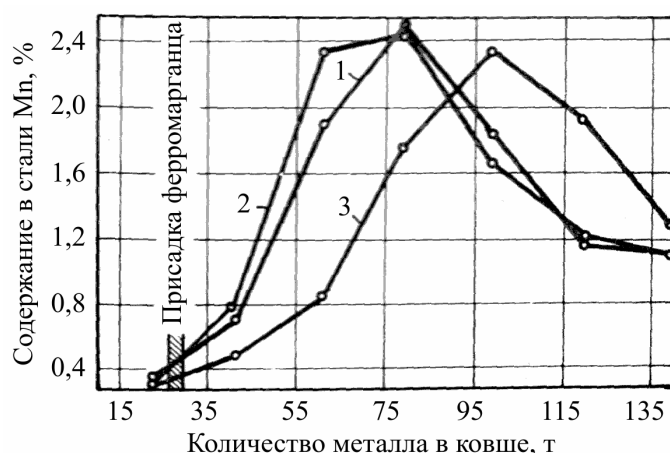


Рисунок 9 – Динамика изменения содержания марганца в стали 30ХГСА за период ее раскисления и легирования в ковше: 1 – опытный сплав ФМн75С; 2 – опытный сплав ФМн50; 3 – стандартный ферромарганец ФМн75

Исследования химической однородности стали определяли путем отбора и анализа проб металла в начале, середине и конце разливки, а также из готового проката. Результатами этих исследований установлено, что опытная сталь, в отличие от плавов текущего производства, обладает достаточно высокой химической однородностью ее компонентов. Это имеет место в случае использования опытных сплавов ФМн75С и ФМн50. Применение же стандартного ферромарганца в ряде случаев сопровождается отклонением концентрации марганца в металле, превышающим допустимые значения.

Использование опытных сплавов ФМн75С и ФМн50 при раскислении и легировании конструкционной стали обеспечивает снижение угара марганца на 1,5–2,5% и кремния на 2–3% по сравнению с применением стандартного ферромарганца ФМн75, что позволяет снизить расход ферромарганца на 0,1–0,2 кг/т и ферросилиция на 0,2–0,7 кг/т стали.

Содержание фосфора в стали, полученной с применением опытных сплавов ФМн75С и ФМн50 на 0,001–0,005% ниже по сравнению с плавками текущего производства, а концентрация цветных металлов (Cu, Pb, Zn), серы и газов (кислород, азот) находится на уровне сравнительного металла.

Количество неметаллических включений в пробах от прокатанного металла, полученного с применением опытных сплавов на 0,004% ниже, а ударная

вязкость и пластичность на 2,5–4,5% выше по сравнению с плавками текущего производства.

Опытный низкофосфористый сплав ФМн75С, полученный из смеси марганцевых руд Ушкатын III и Ушкатын I с содержанием 76,4% Mn, 2,2% Si, 6,1% С, 0,05% Р применяли при выплавке нержавеющей стали 12Х18Н10Т в электропечах ДСП-30 и ДСП-40 методом переплава легированных отходов с использованием технического кислорода взамен дорогостоящих среднеуглеродистого ферромарганца и металлического марганца. Выплавку стали проводили по существующей технологии. Однако для предварительного раскисления металла, после продувки ванны кислородом, в печь вводили опытный сплав ФМн75С в количестве 4 кг/т первоначальной садки.

Выводы

Результаты выполненных исследований показали, что присадка опытного низкофосфористого сплава ФМн75С обеспечивает снижение содержания кислорода в стали на 0,03% и, вследствие этого, улучшаются условия восстановления хрома из шлака. За счет уменьшения окисленности металла снижается расход малоуглеродистого феррохрома и среднеуглеродистого ферромарганца на 0,71 кг и 3,17 кг/т металлозавалки соответственно.

Опытный сплав ФМн75С был внедрен при производстве конструкционной стали на Донецком, Криворожском, Западно-Сибирском, Челябинском, Макеевском, Днепродзержинском металлургических заводах и Магнитогорском металлургическом комбинате.

На основании проведенного комплекса теплофизических исследований, установления эффективности производства и применения сплава ФМн75С в ферросплавном и сталеплавильном производстве в Государственный стандарт включены 2 марки высококремнистого ферромарганца ФМн75С6 (2,1–6% Si) и ФМн75С9 (6,1–9,9 % Si), а также в стандарт СЭВ «Ферромарганец. Марки и технические требования».

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Курнушко О.В., Зубанов В.Т., Лякишев Н.П. и др. Освоение технологии производства низкофосфористого углеродистого ферромарганца в закрытой печи мощностью 16,5 МВ·А. Сталь, 1975, N 7.
2. Казачков И.П., Паримончик И.Б. Кинетика плавления ферросплавов. Известия Вузов. Черная металлургия. – 1973, N 2, с. 55–59.
3. Казачков И.П., Паримончик И.Б. Факторы, определяющие скорость растворения сплавов в жидкой стали. Сб. «Металлургия и коксохимия», Киев, «Техніка», 1976, N 49, с. 56–60.
4. Вейник А.И. Кокиль. Минск: Наука и техника, 1972, 333 с.
5. Эккерт Э.Р., Дрейк Р.М. Теория тепло- и массообмена. Пер. с англ. Изд. 2-е. М.:Госэнергоиздат, 1961, 680 с.
6. Казачков И.П. Тепловой эффект процессов раскисления и легирования стали в ковше. Сообщение 1. Известия вузов. Черная металлургия. 1971, № 1, с. 68–70.
7. Богачев И.Н., Еголаев В.Ф. Структура и свойства железомарганцевых расплавов. М.:Металлургия, 1973, 206 с.

УДК 669.15-198

Г.А. Есаулов, Ю.В. Климчик, М.И. Гасик, А.П. Горобец

ВЫПЛАВКА ЭЛЕКТРОСТАЛИ КОЛЕСНОГО И ТРУБНОГО СОРТАМЕНТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФЕРРОСПЛАВОВ СТАБИЛЬНОГО ХИМИЧЕСКОГО И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВОВ

Аннотация. Изложены материалы производства электростали и непрерывнолитых заготовок трубного сортамента в условиях завода «Днепросталь» и требования, предъявляемые к качеству ферросплавов для выплавки трубных сталей.

Ключевые слова: электросталь, сортамент трубной стали, непрерывнолитые заготовки, качество ферросплавов, примеси цветных металлов, неметаллические включения.

Электросталеплавильный комплекс МЗ «Днепросталь» является основным производителем стали и непрерывнолитых заготовок для производства на НТЗ (Интерпайп сталь) бесшовных труб широкого сортамента и функционального назначения. Электросталь трубного сортамента производится по совмещенному с колесной сталью магистральному технологическому маршруту сквозной агрегатно-технологической схеме: выплавка металло-полупродуктов дуговой электропечи ДСП-190, внепечное раскисление, легирование, рафинирование на установке ковш-печь (УКП) под оксидно-фторидкальциевыми высокоосновными шлаками и вакуумной обработке в камерном ковшевом вакууматоре с последующей разливкой на МНЛЗ. Колесная сталь разливается на 4-х ручьевой МНЛЗ № 2 с получением заготовок диаметром от 385 мм до 470 мм, а сталь трубного сортамента – на 5-ти ручьевой МНЛЗ № 1. Непрерывнолитые трубные заготовки отливаются диаметром от 150 мм до 290 мм. Проектом сквозных технологий производства колесных и трубных заготовок предусмотрены серийные разливы металла: 4 плавки трубной стали разливают на МНЛЗ № 1 и 7 плавки колесной стали на МНЛЗ № 2.

Современная технология выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки трубной стали в сочетании с компьютерным программным обеспечением, поэтапным контролем параметров процессов позволяет производить заготовки стали трубного сортамента, легированной в том числе и редкими элементами (Mo, Nb, V и др.).

Раскисление стали производится ФС65, MnC17, конечное Al, а легирование (главным образом микролегирование) – феррохромом, феррониобием, ферромолибденом, феррованадием, ферротитаном (табл. 2) и некоторыми другими ферросплавами – ферробором, никелем и др.

Из приведенных в табл. 2 данных следует, что требования к качеству ферросплавов по ДСТУ и ГОСТ сведены, в основном, к ограничению в них вредных примесей. Практика сталеплавильных заводов подтверждает о необходимости учета при оценке качества ферросплавов не только химического состава, но и физических характеристик, как то: температура плавления, плотность и др., которые определяют эффективность процессов раскисления и легирования стали. Известно, что с целью снижения дорогих и дефицитных ферросплавов, присадка их в стальную ванну (ковш) производится в заключительный период плавки, когда возможности рафинирования металла от примесей, привнесенных ферросплавами, весьма ограничены. Следует особо обратить внимание на возможность повышения «загрязненности» стали неметаллическими включениями из ферросплавов. Проведенные масштабные пионерные исследовательские работы в нашей стране и за рубежом подтверждает взаимосвязь оксидных, нитридных включений водорода и азота в ферросплавах и выплавляемой стали. Требования к качеству ферросплавов должны обоснованно устанавливаться в зависимости от технологического назначения каждого ферросплава (раскислителя, легирующего).

Таблица 1

Химические составы электростали трубного сортамента, выплавляемой на МЗ «Днепросталь»

Марка стали	Содержание элементов, % масс.										
	C	Si	Mn	Cr	Cu _{пол.}	Al	Mo	Nb	V	H _{max.}	S _{max.}
32XA	0,32-0,35	0,17-0,57	0,55-0,85	1,0-1,15	0,20	0,02-0,05	-	-	-	0,025	0,025
35Г2ФУ	0,36-0,40	0,17-0,37	1,50-1,70	max 0,30	0,30	0,02-0,06	-	-	0,10-0,15	0,015	0,015
32Г2У1	0,30-0,35	0,17-0,57	1,25-1,35	max 0,30	0,30	0,02-0,06	-	-	-	0,025	0,025
12Г2МБТУ	0,11-0,15	0,17-0,57	1,30-1,60	max 0,30	0,10	0,02-0,06	0,05-0,08	0,03-0,05	-	0,030	0,025
ER7(R7)	0,47-0,49	0,25-0,37	0,65-0,76	0,18-0,25	0,25	0,015-0,03	max 0,08	-	0,025-0,04	0,018	0,013
42ХМ4 (42CrMo4)	0,41-0,45	0,15-0,40	0,6-0,8	0,9-1,2	0,030	0,015-0,045	0,15-0,30	-	max 0,03	0,020	0,008-0,015

Примечание: 1. В стали марки 42ХМ4 содержится 0,47-0,52% Ni; 2 – в стали марки 12Г2МБТУ содержится 0,01-0,03% Ti и не более 0,009 N; 3 – в стали марки 35XA и ER(R7) содержание водорода не должно превышать max 2 ppm, а сумма %Cr + %Mo + %Ni – max 0,50%.

Таблица 2

Химические составы стандартных ферросплавов в соответствии с нормами ДСТУ и ГОСТ

Наименование	ДСТУ	Химсостав, % масс.						
		Si	C	P	Al	Cr	Mn	S
Ферросилиций ФС75	4127-2002	74-80	≤ 0,2	≤ 0,05	≤ 3,0	≤ 0,3	≤ 0,4	≤ 0,02
Ферросилиция ФС65	4127-2002	63-68	≤ 0,2	≤ 0,05	≤ 2,5	≤ 0,4	≤ 0,4	≤ 0,02
Ферросилико- марганец МнС17	3548-97	15-20	≤ 2,5	≤ 0,3	-	-	65-75	≤ 0,03
Феррохром ФХ006А	4757-2009	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10
Феррониобий Фн660	ГОСТ 16773:2004	≤ 1,5	≤ 0,1	≤ 0,10	≤ 3,0	Nb 55-65	Ta ≤ 1,0	≤ 0,03
Ферромolibден ФМо	ГОСТ 4759: 2009	≤ 1,0	≤ 0,1	≤ 0,1	≤ 0,05	Mo 55-65	Cu ≤ 0,5	≤ 1,0
Феррованадий FeV80	ГОСТ 27130-94	≤ 2,0	≤ 0,3	≤ 0,06	≤ 1,0	V 75-85	≤ 0,70	≤ 0,05
Ферротитан FeTi70	ГОСТ 4761: 2009	≤ 0,10	≤ 0,2	≤ 0,03	≤ 0,5	Ti 65-75	≤ 0,20	≤ 0,03

В работах зав. кафедрой электрометаллургии ДМетИ, проф. С.И.Хитрика с сотрудниками было установлено, что пластичность стали 1X13 с применением вакуумированного в жидком состоянии феррохрома, выше пластичности стали, выплавленной с невакуумированным феррохромом. В работах Златоустовского метзавода было выявлено, что неудовлетворительная пластичность металла (сталь марок X18H10T, X17H13M2T и др.), связана с низким качеством ферротитана, содержащего повышенное количество серы, оксидных и сульфидных включений и бора. В работе Е.Н.Коровина и др. было установлено, что причиной низкой пластичности слитков стали OX18H22B2T2 является повышенное содержание примесных элементов (Pb, Sn, Sb, Zn, Bi). Использование более чистых по содержанию цветных металлов, позволило сократить брак этой стали по пластичности с 30,8% до 4%.

Наряду с ухудшением качества стали некоторые сорта ферросилиция, особенно марки ФС 75, склонны в условиях влажной атмосферы рассыпаться с образованием одним из наиболее ядовитых промышленных газов – фосфина PH_3 и арсина AsH_3 . Причиной явления рассыпания ферросилиция является не контролируемое высокое содержание в сплаве Са, Al и Р. Несмотря на известность явления рассыпания и отравление персонала новым стандартом на ферросилиций ДСТУ 4127: 2102 содержание кальция в сплаве ФС75, ФС65 не регламентировано.

Недооценка сталеплавильным персоналом возможно вредного влияния загрязненности ферросплавов на качество стали, в определенной мере можно связать с вакуумированием жидкой стали перед разливкой, хотя целый ряд привносимых ферросплавных загрязнений не всегда могут быть устранены вакуумированием. При этом следует иметь ввиду, что много миллионов тонн стали выплавляется в дуговых и индукционных электропечах в цехах, не оборудованных установками вакуумирования стали.

В связи с этим актуальным является продолжение экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ по изучению загрязненности всех видов ферросплавов примесями цветных металлов, неметаллическими включениями, азотом и водородом. Например, установлена прямая связь содержания кальция, нерегламентированного в ферросилиции ФС65 и пораженности подшипниковой стали глобулярными включениями. Решением проблемы повышения качества стали явилась научно обоснованная замена ферросилиция ферросиликомарганцем, что позволило повысить выход годного сортового проката с 70-72% до 98-100% [4].

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М.И. Качество ферросплавов для выплавки электростали с контролем проката по неметаллическим включениям.
2. Гасик М.И., Игнатьев В.С., Каблуковский А.Ф., С.И.Хитрик. Газы и примеси в ферросплавах. М.: Металлургия, 1970, – 152 с.
3. Гасик Л.Н., Игнатьев В.С., Гасик М.И. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. К.: Техника. 1975, 152 с.
4. Панченко А.И., Сальников А.С. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011, № 1, – с. 21-26.

УДК 669.15'74-198:669.018.5

В.С. Куцин, В.А. Гладких, В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов,
С.Н. Кузьменко, А.В. Рубан, В.А. Безуглый

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО РЕЖИМА ПРИ ВЫПЛАВКЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

Анотація. Проведено аналіз впливу опору зони розплаву RP , опору шунта $Rш$, опору дуги RD , що є складовими частинами електричної еквівалентної схеми заміщення активного опору приелектродного простору $RЭ$ прямокутної шестиелектродної електропечі на техніко-економічні показники процесу виплавки ферросилікомарганцю. Наведено результати інтерпретації моделей поліноміальної регресії. Показано, що для досягнення максимальної продуктивності при мінімальній витраті електроенергії необхідно забезпечити оптимальні опори зон приелектродного простору, які дозволяють вести процес таким чином, щоб забезпечити раціональний розподіл потужності в приелектродному просторі між дугою, шихтою і розплавом

Ключові слова: Руднотермічна електропеч, ферросилікомарганець, технологічні параметри, електричні характеристики, опір зон дуги та розплаву, рівняння другого ступеня поліноміальної регресії, інтерпретація параметрів регресійних моделей.

Аннотация. Проведен анализ влияния сопротивления зоны расплава RP , сопротивления шунта $Rш$, сопротивления дуги RD являющихся составными частями электрической эквивалентной схемы замещения активного сопротивления приэлектродного пространства $RЭ$ прямоугольной шестиэлектродной электропечи на технико-экономические показатели процесса выплавки ферросиликомарганца. Приведены результаты интерпретации моделей полиномиальной регрессии. Показано, что для достижения максимальной производительности при минимальном расходе электроэнергии необходимо обеспечить оптимальные сопротивления зон приэлектродного пространства, позволяющие вести процесс таким образом, чтобы обеспечить рациональное распределение мощности в приэлектродном пространстве между дугой, шихтой и расплавом.

Ключевые слова: рудотермическая электропечь, ферросиликомарганец, технологические параметры, электрические характеристики, сопротивления зон дуги и расплава, уравнения второй степени полиномиальной регрессии, интерпретация параметров регрессионных моделей.

Annotation. The analysis of resistance influence of the melt zone RP , the shunt resistance $Rш$, arc shunt resistance RD area has been conducted. This parameters are integral parts of the equivalent electrical circuit of the near-electrode resistance $RЭ$ substitution of rectangular six electric furnace on technical and economic parameters of smelting ferrosilicon manganese process.

The results of the interpretation of polynomial regression models has been provided. It is shown that in order to achieve maximum performance with minimum power consumption it's necessary to ensure optimal resistance of the near-electrode areas, which allowing to conduct the process in such way to ensure the rational distribution of power in the electrode space between the arc, melt and charge.

Keywords: ore-smelting electric furnace, ferrosilicomanganese, process-dependent parameters, electrical characteristics, arc and melt resistance, equation of the second degree polynomial regression, regression models parameters interpretation.

Введение

Интенсификация электрометаллургических процессов производства ферросплавов делают актуальным создание эффективной и надежной технологии

получения ферросиликомарганца путем установления качественных и количественных связей между электрическими характеристиками, технологическими параметрами, что позволит улучшить технико-экономическим показателям (ТЭП) процесса.

Электрическая энергия задается в печь посредством самоспекающихся электродов, активная мощность печи определяется как сумма мощностей каждого электрода. При оперативном управлении технологическим процессом параметром регулирования является активное сопротивление приэлектродного пространства, которое зависит от удельного сопротивления шихтовых материалов, шлака, металла и сопротивления дуги.

Термодинамика углеродотермического восстановления марганца и кремния при выплавке ферросиликомарганца характеризуется преобладанием эндотермических реакций протекающих с потреблением большого количества тепла, компенсация которого происходит за счет преобразования электроэнергии в тепловую, выделяемую в приэлектродной области ванны печи [1, 2]. Таким образом, приэлектродное пространство, через которое проходит электрический ток, является основной реакционной зоной восстановления ведущих элементов процесса.

Управление величиной активной мощности электрода и ее распределением по характерным зонам приэлектродного пространства (шихта, дуга, расплав) путем определения активных сопротивлений характерных зон [3] позволит согласовать электрические характеристики с технологическими параметрами процесса выплавки ферросплавов с целью оптимизации ТЭП.

Эксперимент

В 80-х годах на печах цеха производства ферросплавов НЗФ по инициативе ЦЛМ были разработаны и внедрены локальные системы управления электрическим режимом (R-метры), что дало возможность проводить оптимизацию процесса плавки с учетом активного сопротивления электрода ($R_{\text{э}}$) при контроле действующего значения тока электрода ($I_{\text{э}}$). Это облегчило принятие решений по выбору оптимальных режимов перемещения и перепуска электродов, переключения ступеней напряжения, коррекции состава шихты. Как следствие, заметно улучшились показатели работы печей.

Однако опыт использования действующих значений $I_{\text{э}}$, $R_{\text{э}}$ как основных параметров регулирования показал недостатки управления электрическим режимом печи на основе интегральных параметров, которые не всегда приводят к оптимальному положению реакционной зоны и рациональному распределению энергии по характерным зонам приэлектродного пространства.

Активное сопротивление приэлектродного пространства, в котором выделяется полезная мощность, состоит из твердых (шихта), газовых (дуга) и жидких (шлаковый и металлический расплавы) проводников. Электрическое сопротивление мгновенно отражает изменчивое во времени состояние каждой из указанных зон, которое можно представить следующим выражением:

$$dr_{\text{э}}(t) = \frac{du_R(t)}{di_{\text{э}}(t)} = R_{\text{р}} + \frac{dr_{\text{д}}(t) \cdot R_{\text{ш}}}{dr_{\text{д}}(t) + R_{\text{ш}}} \quad (1)$$

Мгновенное сопротивление приэлектродного пространства $dr_{\text{э}}(t)$ состоит из линейного сопротивления зоны расплава $R_{\text{р}}$ (металл, шлак), линейного сопротивления шунта $R_{\text{ш}}$, шунтирующего нелинейное сопротивление дуги $dr_{\text{д}}(t)$

[3]. Линейные сопротивления R_P , $R_{Ш}$, и интегральные сопротивления электрода ($R_{\text{э}}$) и дуги (R_D) определяются на временном интервале равном 0,02 сек (период изменения переменного тока).

Принятая структура ванны печи и ее эквивалентная электрическая схема замещения приведены на рис. 1(а,б) [3-5]. Пути растекания тока отражают шлаковый процесс выплавки ферросиликомарганца, приэлектродное пространство которого состоит из трех энергетических зон: дуги – мощность выделяется на нелинейном сопротивлении дуги (R_D); шихты – мощность выделяется на сопротивлении шихты, шунтирующей дугу ($R_{Ш}$); расплава – мощность выделяется на сопротивлении расплава (R_P) – (шлака и металла), включенного последовательно с параллельно включенными сопротивлениями дуги и шихты.

Предложено приэлектродное пространство представить в виде двух энергетических зон характерных для шлакового процесса получения ферросиликомарганца. Зона дуги-шунта, сопротивление которой состоит из параллельно включенных сопротивления дуги и сопротивления шихтовых материалов шунтирующей дугу ($R_{ШД}$), и зона расплава (R_P), сопротивление которой определяется сопротивлением участка шлак-металл.

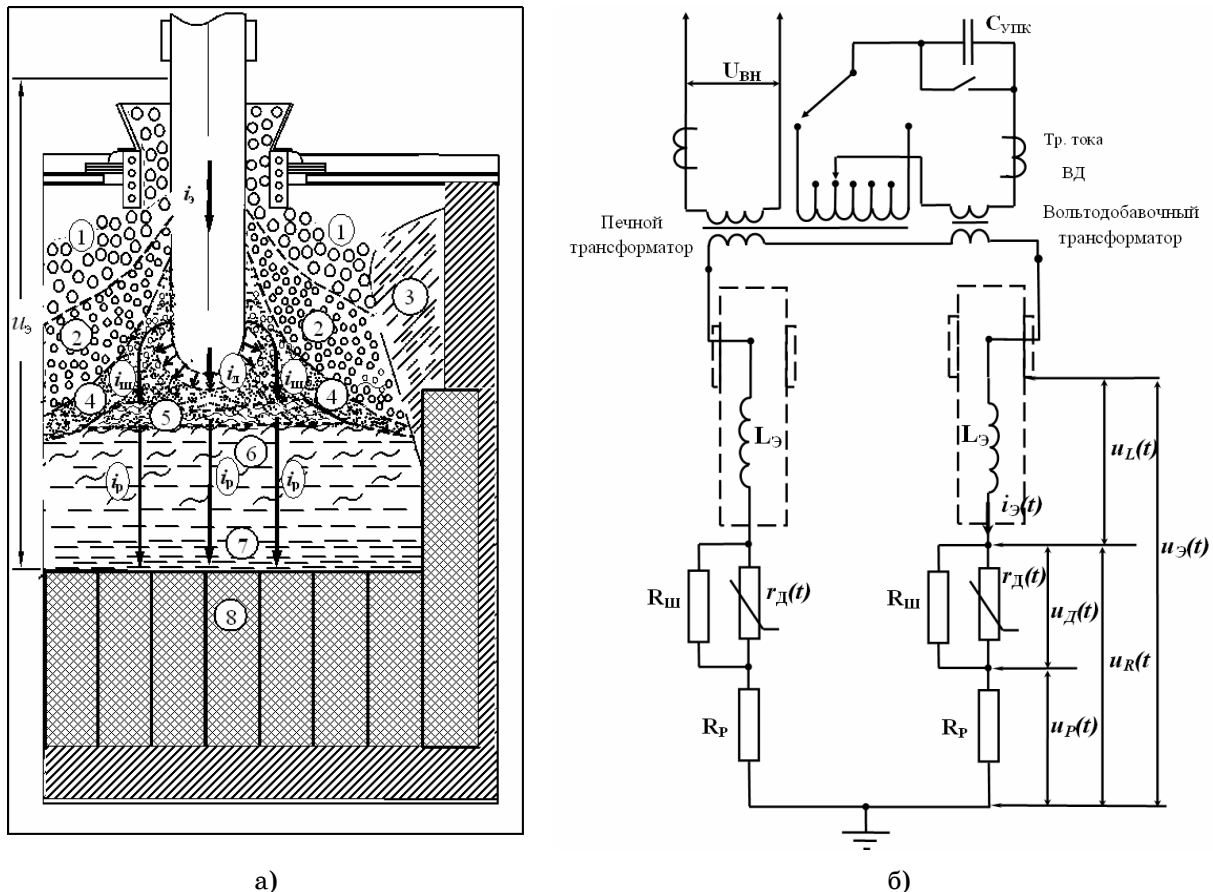


Рисунок 1 – а) – Структура рабочего пространства ванны печи типа РПЗ-63 при выплавке ферросиликомарганца: 1 – сыпучая шихта с температурой до 600 °С; 2 – сыпучая шихта с температурой до 800°С; 3 – гарниссаж; 4 – зона плавления шихты; 5 – шлакококсовая зона; 6 – зона шлака; 7 – зона металла; i_e – ток электрода; i_D – ток дуги; $i_{Ш}$ – ток шунта; i_P – ток расплава. б) - Эквивалентная электрическая схема замещения приэлектродного пространства одной фазы ванны рудовосстановительной шестиэлектродной электропечи при производстве ферросиликомарганца: $L_{\text{э}}$ – индуктивность электрода; $i_{\text{э}}(t)$ – ток электрода; $r_D(t)$ – сопротивление дуги; $u_D(t)$ – падение напряжения на сопротивлении дуги; $R_{Ш}$ – сопротивление шихты шунтирующей дугу; R_P – сопротивление расплава

Для получения дополнительной информации о процессах происходящих в ванне ферросплавной печи на НЗФ разработан способ определения параметров и характеристик элементов схем замещения ванн рудовосстановительных электропечей по измерениям гармонических составляющих тока и напряжения в основу автоматической системы контроля и управления электрическим режимом рудовосстановительной электропечи (АСКЭР) [6].

АСКЭР контролирует состояние процесса через параметры зон рабочего пространства печи: силу тока в цепях “шихта”, “дуга”, “расплав”, а также падения напряжения на дуговом промежутке и расплаве; с их помощью вычисляются сопротивления и мощности каждой из зон.

В настоящее время АСКЭР внедрены на ПАО НЗФ на 9 шестиэлектродных печах типа РПЗ-63 и РПГ-63, 3 трехэлектродных РКЗ-21, СКБ60-63 и РКГ-81 фирмы «Тонабе», Япония.

В рамках АСКЭР, используя модель определения электрических характеристик зон рабочего пространства, реализован алгоритм создания массива данных контролируемых параметров с заданной частотой записи. Регрессионный анализ параметров массива данных, характеризующих технологический и электрический режимы работы печи, состояние приэлектродного пространства и распределение энергии в нем, позволяет установить связь электрических характеристик, технологических параметров и ТЭП процесса.

Для исследования основных функциональных связей между технологическими параметрами, электрическими характеристиками и технико-экономическими показателями обработан массив данных работы шестиэлектродной прямоугольной печи РПЗ-63, выплавляющей ферросиликомарганец, с использованием шихтовых материалов, приведенных в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав шихтовых материалов

№	Наименование материала	Содержание компонентов, %						
		Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe	P
1	Марганцевый концентрат (Украина)	27,7-45,5	12,2-4,7	5,1-12,3	1,2-2,1	1,3-1,9	1,2-2,4	0,17-0,28
2	Марганцевые руды (импортные)	29,1-49,7	4,1-14,1	0,7-6,1	0,2-4,6	1,3-7,0	0,8-12,4	0,04-0,12
3	Марганцевый шлак (передельный)	34,5-35,5	30,2-31	7,1-8,8	2,4-2,6	7,6-8,9	0,34-0,35	0,003-0,005
4	Вторичные марганцевые материалы	31,0-35,0	18,4-20,6	6,7-7,8	3,3-3,7	1,0-1,7	2,1-4,2	0,14-0,15
5	Кварцит	-	96,1-96,7	0,4-0,6	0,2-0,3	1,3-1,6	0,3-0,5	-

Перечень и характеристика используемых данных для статистической обработки приведен в табл. 2.

Таблица 2

Характеристика исходных данных

№	Наименование показателя	Обозначение	Ед. изм.	Среднее значение
1	Сопротивление электрода	$R_{\text{Э}}$	МОм	0,93
2	Сопротивление расплава	$R_{\text{Р}}$	МОм	0,69
3	Сопротивление дуги-шунта	$R_{\text{ДШ}}$	МОм	0,24
4	Удельный расход восстановителя	$\langle \text{Ств} \rangle / \langle \text{Mn} + \text{SiO}_2 \rangle$		0,19
5	Основность шихты	$\langle \text{CaO} + \text{MgO} \rangle / \langle \text{SiO}_2 \rangle$		0,31
6	Основность шлака	$(\text{CaO} + \text{MgO}) / (\text{SiO}_2)$		0,546

Рудотермическая электропечь представляет собой многофакторный объект, в котором одновременно протекают физико-химические, тепловые и электрические процессы [4,5]. Техничко-экономические показатели работы печи в целом определяются согласованным развитием этих процессов. К основным ТЭП относятся производительность печи ($\Pi_{\text{П}}$, т/ч), удельный расход электроэнергии ($Q_{\text{уд}}$, кВт·ч/т) и эффективность использования сырьевых материалов. При выплавке ферросиликомарганца степень использования сырьевых материалов определяется, прежде всего, коэффициентом извлечения марганца в сплав (η_{Mn} , %).

Наиболее эффективен метод установления количественных оценок и действующих в процессе закономерностей основан на исследовании статистической взаимосвязи фактических данных, характеризующих процесс за длительный период времени.

Соответствующая обработка результатов наблюдений за составом шихтовых материалов, электрическим режимом, количеством и качеством выпускаемой продукции позволяет предсказывать возможность изменения требуемых параметров производства, когда качество сплава находится в заданных пределах, и своевременно вводить соответствующие коррективы, обеспечивающие устойчивость технологического режима.

В результате регрессионного анализа получены уравнения полиномиальной регрессии второй степени влияния значений активного сопротивления характерных зон приэлектродного пространства на ТЭП работы печи: производительность $\Pi_{\text{П}}$, извлечение марганца $\eta_{\text{Mn}} = [\text{Mn}] / \langle \text{Mn} \rangle$; удельный расход электроэнергии $Q_{\text{уд}} = Q_{\text{П}} / [\text{Me}]$.

Уравнения зависимости ТЭП работы печи от $R_{\text{Э}}$:

$$Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{П}}}{[\text{Me}]} = \frac{12,434R_{\text{Э}}^2 + 271,6R_{\text{Э}} + 26,132}{-61,009R_{\text{Э}}^2 + 193,24R_{\text{Э}} - 56,628}, \quad (2)$$

$$\eta_{\text{Mn}} = \frac{[\text{Mn}]}{\langle \text{Mn} \rangle} = \frac{-48,012R_{\text{Э}}^2 + 145,18R_{\text{Э}} - 42,503}{-54,722R_{\text{Э}}^2 + 170,85R_{\text{Э}} - 45,455}, \quad (3)$$

$$\Pi_{\text{П}} = -14,74R_{\text{Э}}^2 + 36,489R_{\text{Э}} - 11,701. \quad (4)$$

Уравнения зависимости ТЭП работы печи от $R_{\text{Р}}$:

$$Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{П}}}{[\text{Me}]} = \frac{-261,17R_{\text{Р}}^2 + 751,71R_{\text{Р}} - 107,12}{-202,29R_{\text{Р}}^2 + 389,76R_{\text{Р}} - 102,75}, \quad (5)$$

$$\eta_{\text{Mn}} = \frac{[\text{Mn}]}{\langle \text{Mn} \rangle} = \frac{-143,27R_{\text{Р}}^2 + 276,82R_{\text{Р}} - 72,155}{-106,28R_{\text{Р}}^2 + 253,28R_{\text{Р}} - 58,77}, \quad (6)$$

$$\Pi_{\text{П}} = -40,279R_{\text{Р}}^2 + 68,859R_{\text{Р}} - 18,796. \quad (7)$$

Уравнения зависимости ТЭП работы печи от $R_{дш}$:

$$Q_{уд} = \frac{Q_{п}}{[Me]} = \frac{-858,53R_{дш}^2 + 1145,8R_{дш} + 69,685}{-373,45R_{дш}^2 + 356,63R_{дш} + 6,6132}, \quad (8)$$

$$\eta_{Mn} = \frac{[Mn]}{\langle Mn \rangle} = \frac{-251,92R_{дш}^2 + 254,16R_{дш} + 4,5607}{-462,22R_{дш}^2 + 377,77R_{дш} + 3,6399}, \quad (9)$$

$$\Pi_{п} = -84,361R_{дш}^2 + 60,625R_{дш} - 0,2066. \quad (10)$$

Интерпретации результатов приведены на рис. 2.

Установившийся технологический режим, обеспечивающий заданные ТЭП, характеризуется строго определенными электрическими характеристиками, изменение которых свидетельствует о нарушении технологического регламента.

Обсуждение

Анализ полученных зависимостей показывает, что минимальному удельному расходу электроэнергии и максимальной производительности печи соответствуют определенные значения интегрального сопротивления приэлектродного пространства $R_{э}$ и его дифференциальных составляющих – сопротивлений дуги-шунта $R_{дш}$ и расплава $R_{р}$. Причем максимум по производительности и минимум по удельному расходу электроэнергии не совпадают и расходятся, как при учете общего сопротивления, так и для его составляющих.

Влияние на извлечение марганца дифференциальных составляющих $R_{дш}$ и $R_{р}$ неоднозначно. При повышении сопротивления расплава, характеризующего в основном физико-химические свойства шлака, извлечение марганца вначале рабочего интервала растет, затем, достигнув максимума, снижается.

Низкое извлечение вначале интервала $R_{р}$ как и в случае с $R_{э}$, объясняется недостаточной величиной сопротивления приэлектродной зоны для выделения необходимого количества энергии компенсирующей затраты на восстановление марганца. Падение извлечения при больших значениях сопротивления расплава вызвано недостатком восстановителя и ограничением тока электрода. Увеличение сопротивления $R_{дш}$, за счет роста энергии дуги, повышает извлечения марганца, компенсируя влияние $R_{р}$, что обуславливает суммарное влияние $R_{э}$ на этот показатель.

Из приведенных зависимостей следует, что оптимальными с точки зрения рационального электрического режима протекания технологического процесса получения ферросиликомарганца, приводящего к улучшению ТЭП, являются значения сопротивлений расплава и дуги-шихты шунтирующей дугу находящиеся в пределах $R_{р}=0,7-0,8$ мОм, $R_{дш}=0,2-0,3$ мОм при значении $R_{э} = 0,9-1,1$ мОм соответственно. Эти значения соответствуют минимальному удельному расходу электроэнергии.

Повышение производительности печи за счет увеличения сопротивления приэлектродного пространства приведет к росту удельного расхода электроэнергии [10].

Сопротивление $R_{ш}$ характеризуется электропроводностью исходной шихты, которая, наряду с влиянием химического и гранулометрического состава шихты, определяется в основном удельным расходом восстановителя – коксика, выраженного соотношением в шихте $\langle C_{тв} \rangle / \langle Mn+SiO_2 \rangle$. В свою очередь, оптимальное количество углерода, заданное с шихтой коксиком, определяет степень восстановления ведущих элементов марганца и кремния, поэтому установление взаимосвязи между соотношением $\langle C_{тв} \rangle / \langle Mn+SiO_2 \rangle$ и $R_{дш}$ позволит определить рациональное значение $R_{дш}$ и по его значению корректировать состав шихты.

Сопротивление расплава $R_{р}$ определяется химическим составом металла и шлака. При получении стандартного ферросиликомарганца сопротивление сплава остается практически постоянным, поэтому изменение $R_{р}$ в большей степени зависит от химического состава и физических свойств шлаковой фазы, оцениваемых основностью шлака $(CaO+MgO)/(SiO_2)$ и основностью заданной шихты $\langle CaO+MgO \rangle / \langle SiO_2 \rangle$.

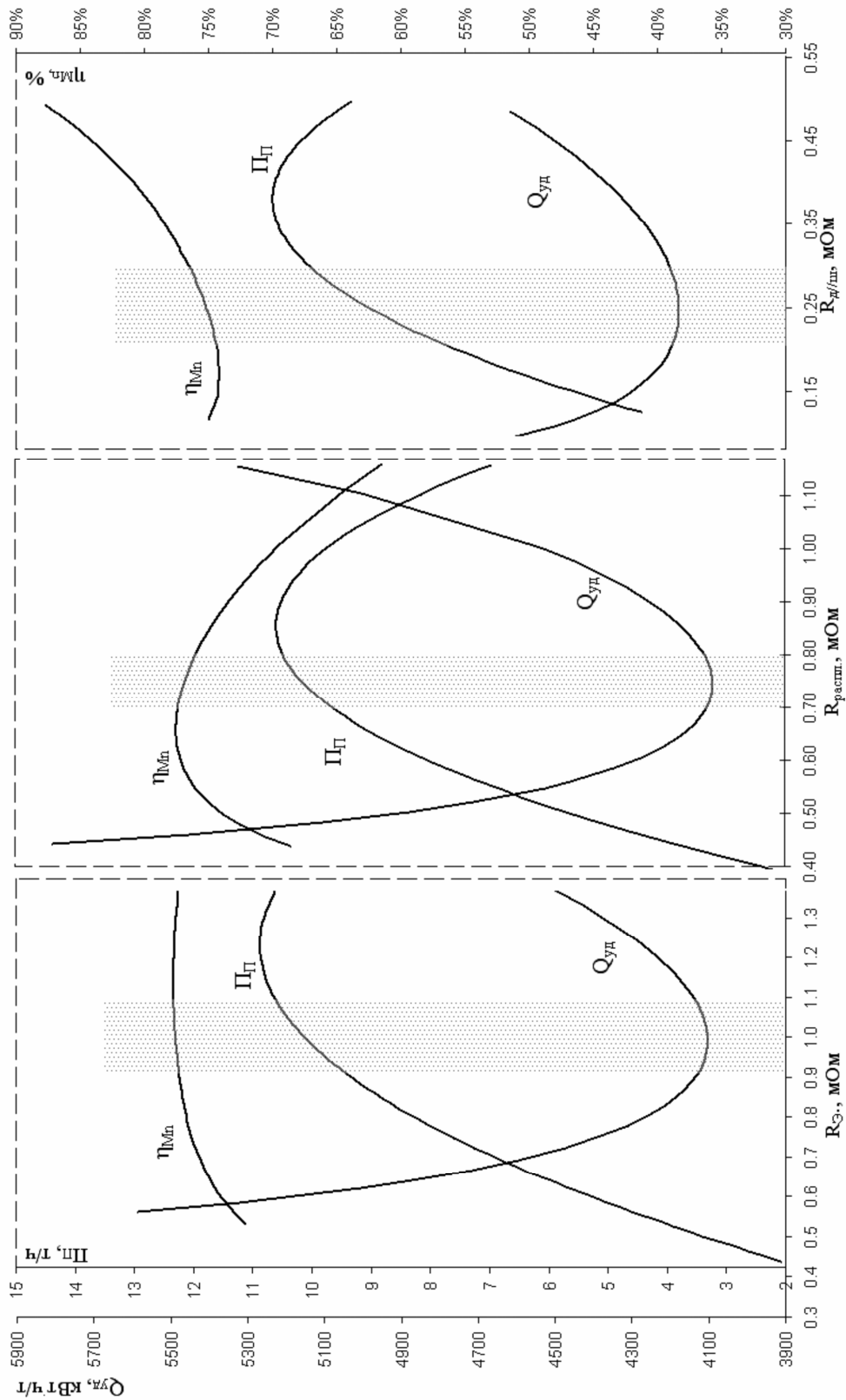


Рисунок 2. - Зависимость ТЭП работы печи (удельного расхода электроэнергии ($Q_{уд}$, кВт·ч/т), производительности печи (ПП, т/ч) и извлечения марганца (η_{Mn} , %)) от: а) – интегрального сопротивления приэлектродного пространства (RЭ); б) – сопротивления зоны расплава (R_p); в) – сопротивления зоны дуги-шихты ($R_{дш}$).

Выводы

Полученные модели парной нелинейной регрессии, представленные полиномом второй степени, позволили определить оптимальные значения интегрального активного сопротивления приэлектродного пространства и его дифференциальных составляющих (сопротивлений зоны дуги-шихты и зоны расплава) с точки зрения улучшения ТЭП процесса производства ферросиликомарганца.

Для достижения оптимальной производительности определяемой минимальным расходом электроэнергии необходимо обеспечить значения активных сопротивлений зон приэлектродного пространства, которые позволят вести процесс таким образом, чтобы обеспечить рациональное распределение мощности в приэлектродном пространстве между дугой, шихтой и расплавом. С этой целью необходимо выявить значимые технологические характеристики процесса, оказывающие влияние на электрический режим.

Определение оптимальных значения технологических соотношений, от которых зависят значения сопротивлений характерных зон приэлектродного пространства, позволит своевременно определить технологический параметр, подлежащий корректировке для восстановления нормального хода процесса в случае отклонение сопротивлений зон приэлектродного пространства от заданных значений, с целью недопущение ухудшение ТЭП.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М. И. Марганец / М. И. Гасик – М.: Металлургия, 1994. – 608 с.
2. Гасик М. И. Физикохимия и технология электроферросплавов : учебник [для высш. учеб. зав.] / М. И. Гасик., Н. П. Лякишев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448 с.
3. Определение параметров и характеристик элементов схем замещения ванн рудовосстановительных электропечей. / С.Н. Кузьменко, А.В. Николенко, В.И. Ольшанский, Е.В. Лапин, В.А. Гладких, В.П. Грунов // Сталь. - 2005. - №12. - С. 35-38.
4. Гладких В.А. Ферросплавные электропечи / В.А. Гладких, М.И. Гасик, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак – Днепропетровск: Системные технологии, 2007. – 259 с.
5. Куцин В.С. / Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А.Гладких, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак, О.И. Поляков – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2011. – 508 с.
6. Автоматическая система контроля и управления электрическим режимом шестиелектродной печи по выплавки силикомарганца / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, В.А. Гладких, С.Н. Кузьменко, В.П. Грунов. // Сучасні проблеми металургії : прогресивні енерго- і ресурсо зберігаючі технології та обладнання в електротермії феросплавів : наукові праці. - Дніпропетровськ : Системні технології, 2003. – Т.6. - С. 159-163.
7. Взаимосвязь между технологическими и электрическими параметрами при выплавке ферросиликомарганца в рудотермической электропечи / В.С. Куцин, С.Н. Кузьменко, В.И. Журбенко, В.А. Гладких, А.В. Николенко // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2007. - № 6. - С. 26-31.
8. Сивец С.А. Эконометрическое моделирование / С.А. Сивец, И.А. Левыкина – Запорожье: Полиграф, 2003. - 220 с.
9. Вильям Орвис. Excel для ученых, инженеров и студентов. / Пер. с англ. – К.: Юниор, 1999. – 528с.
10. Определение оптимальных параметров электрического режима при выплавке ферросиликомарганца / В.С. Куцин, В.А. Гладких, С.Н. Кузьменко, А.В. Николенко, В.И. Журбенко, В.Ф. Лысенко, В.И. Погорелый // Сталь. - 2009. - № 1. - С. 52-54.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ МЕДНО-ФОСФОРИСТОЙ ЛИГАТУРЫ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ ФОСФОРИТА УГЛЕРОДОМ В ПРИСУТСТВИИ МЕДИ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЕЕ КАЧЕСТВА

Аннотация. В статье представлены характеристики стандартных медно-фосфористых сплавов (ДСТУ 2530-94, ГОСТ 4515-93), применяемых для раскисления жидкой меди для отливок и производстве электроконтактных щек самообжигающихся электродов ферросплавных электропечей. Проанализированы фазовые равновесия в системах Си-Р, Си-О и Си-О-Р. Приведены результаты получения медно-фосфористой лигатуры восстановлением фосфора углеродом в присутствии меди. Проанализирован химсостав структурных составляющих медно-фосфористой лигатуры методом РСМА. Приведены результаты термодинамического анализа реакции раскисления меди фосфором. Дана общая оценка возможности применения медно-фосфористой лигатуры при переплаве.

Ферросплавные печи, самообжигающиеся электроды, электроконтактные щетки, стандартные медно-фосфористые сплавы и пыльные лигатуры, фосфориты, медь, углерод, восстановление, термодинамика реакций раскисления меди, структура и качество отливок.

Актуальность исследования

При получении медных отливок или медного проката традиционно применяется медно-фосфористые сплавы (табл. 1).

Таблица 1

Марки и химический состав медно-фосфористых сплавов в соответствии с требованиями ДСТУ 2530-94 (ГОСТ 4515-93)

Марка	Код ОКП	Массовая доля, %				
		основных компонентов		примесей, не более		
		фосфора	Си+Р, не менее	висмут	сурьма	железо
МФ10	1733251011	9,5-11,0	99,8	0,0012	0,102	-
МФ9	1133252011	8,0-9,5	99,3	0,005	0,100	0,15

Медно-фосфористые сплавы марки МФ10 производятся по сложной технологии сплавлением меди (содержание меди не менее 99%) и фосфора.

Медно-фосфористые сплавы (ДСТУ 2530-94) характеризуются высокой чистотой по примесным элементам, являются хорошими раскислителями чистой жидкой меди и, вместе с тем, имеют высокую стоимость (> 100 грн/кг). Применение ее может быть оправдано при получении медных отливок высокой чистоты по примесным элементам, низкому остаточному содержанию кислорода, минимальной газонасыщенности водородом. Вместе с тем, имеется ряд технологий получения изделий черной металлургии, где легирование, например, жидкого чугуна и сталей медью и фосфором различного функционального назначения можно было бы производить медно-фосфористой лигатурой, содержащей элементы, не относящиеся к вредным примесям. Так, например, легирование чугуна (3,2-3,4% С; 2,1-2,4% Si; 0,6-0,8% Mn и др.) медью и фосфором повышает предел прочности, твердость, теплопроводность, термическую стойкость и др. характеристики отливок [1]. Совместное легирование медью и фосфором коррозионностойкой аустенитной стали (C ≤ 0,2%; Cr 7,5-3,0%; Ni ≤ 4,0; P; Cu ≤ 0,4) по патенту Японии повышает качество механической обработки поверхности деталей при изготовлении изделий [2]. При совместном легировании

чугуна, стали медью и фосфором, можно было бы использовать медно-фосфористую лигатуру, содержащую в качестве нежелательной примеси небольшое количество других элементов, как-то: Si, Mn, Cr. Априори можно полагать, что медно-фосфористая лигатура, полученная карботермическим способом с использованием отечественного фосфорита и особенно концентрата обогащения, обеспечивала бы необходимое качество изделий при снижении себестоимости производимых отливок, сортового и листового проката.

Практическое значение имеют медно-фосфористые сплавы, традиционно применяющиеся в качестве раскислителя при выплавке медных и медьсодержащих сплавов для литых изделий и проката. Медно-фосфористый сплав марки МФ-9 и др. по ДСТУ 2530-94 используются при выплавке меди для отливок электроконтактных щек непрерывных самообжигающихся электродов ферросплавных дуговых электропечей. Электрод этого типа состоит из стального кожуха с толщиной стенки 3-4 мм и электродной углеродной массы. По мере расходования рабочего конца электрода, погруженного в шихту ванны печи в восстановительных процессах, он перепускается. При этом электродная масса в кожухе электрода коксуется и в определенной по высоте щек зоне становится электропроводной. На рис. 1 представлена схема продольного сечения электрода с указанием расположения электроконтактных щек и температурных зон, впервые установленная М.И. Гасиком [3] на основании результатов многолетних лабораторных экспериментальных исследований, изучении процессов формирования и эксплуатации электродов на действующих промышленных ферросплавных печах и печах цветной металлургии [4].

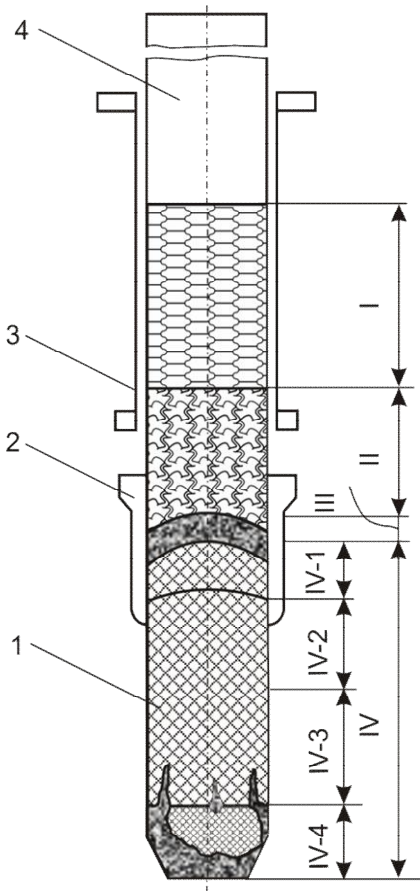


Рисунок 1 – Структура непрерывного самообжигающегося электрода, температурные зоны агрегатного состояния исходной и коксованной углеродной электродной массы:

- 1 – рабочий конец электрода, погруженный в ванну ферросплавной печи;
- 2 – медные щетки в составе электроконтактного узла;
- 3 – несущий цилиндр (мантель);
- 4 – стальной кожух электрода;
- I – твердая в кусках электродная масса, $t < 70^{\circ}\text{C}$;
- II – «жидкая» масса $t = 70-350^{\circ}\text{C}$;
- III – зона образования кокса из каменно-угольного пека, $t = 350-550^{\circ}\text{C}$;
- IV – углеродный блок рабочего конца электрода

Общий вид шестиэлектродной печи типа РПЗ-63 (продольное и поперечное сечения) представлен на рис. 2.

Электроконтактные щетки должны иметь высокую электропроводность, выдерживать большие механические нагрузки, создаваемые давлением прижимного устройства их к стальному кожуху электрода, достаточное сопротивление тепловым нагрузкам и химико-эрозийным процессам, вызываемых отходящими из печи колошниковыми газами ($t = 300-600^{\circ}\text{C}$), запыленных частичками шихтовых материалов, а также эффективный теплоотвод от щек охлаждающей водой.

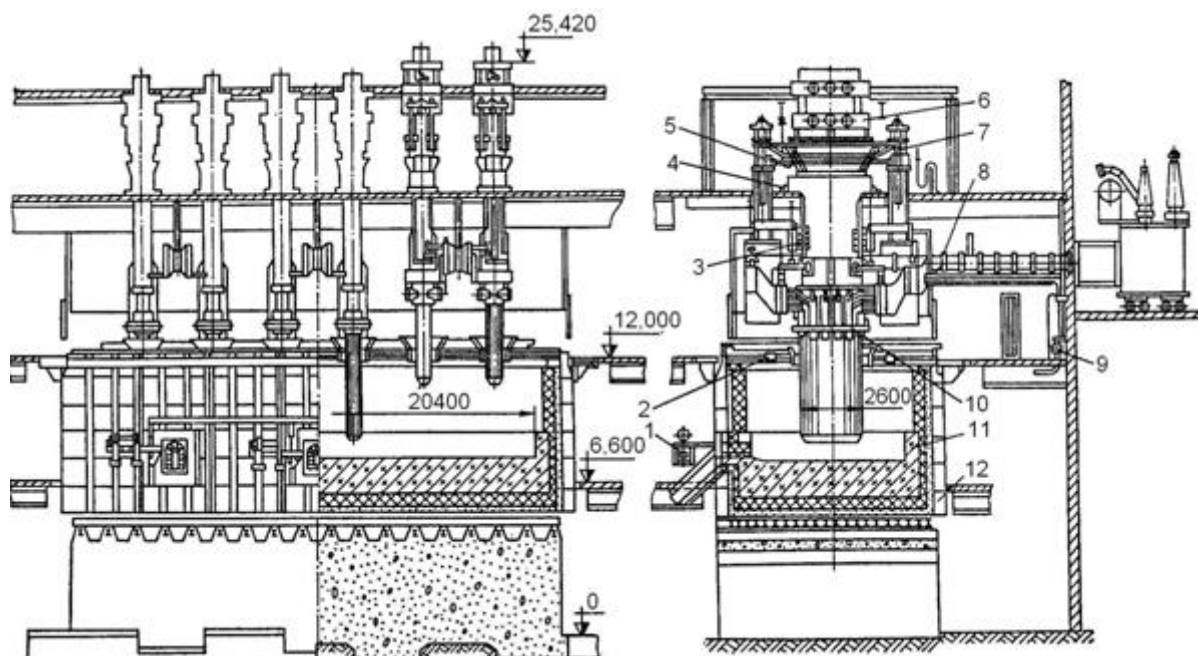


Рисунок 2 – Рудовосстановительная закрытая электропечь с прямоугольной ванной типа РПЗ-63 мощностью 63 МВА и с прямоугольными электродами для выплавки марганцевых ферросплавов: 1 – аппараты для прожигания леток; 2 – свод; 3 – устройство для фиксации электрододержателя; 4 – уплотнения; 5 – система гидропривода; 6 – устройство для перепуска электродов; 7 – гидроподъемник; 8 – короткая сеть подвода электроэнергии к электроду прямоугольного сечения; 9 – система водоохлаждения электроконтактных медных щек и нажимного кольца; 10 – электрододержатель; 11 – футеровка; 12 – кожух

На отечественных ферросплавных заводах применяются электроконтактные водоохлаждаемые щетки, литые и цельнокатаные (рис. 3). По исходным данным о величине тока в электроде и допустимой плотности тока в контакте щетка-электрод ($1,4-1,8 \text{ А/см}^2$) определяют геометрические размеры и количество щек на каждый электрод. На 10-ти печах типа РПЗ-63 и РПГ-63 (60 электродов прямоугольного сечения) и на 4-х печах РКЗ-75 (всего 12 электродов круглого сечения диаметром 2000 мм каждый) установлено всего 624 щетки. Общий вес всех щек составляет около 280 т. Примерно половина количества щек, отливаются непосредственно на ферросплавном заводе с использованием отработанных щек, а вторая – комплектуется по импорту.

Расплав меди для отливки щек на ПАО НЗФ получают в индукционной печи ИСТ-1 емкостью 1 т с хромитопериклазовой набивной футеровкой. Шихта для выплавки меди составляется в соответствии с действующими нормами расхода материалов на 1 т медных отливок и состоит из лома медного (1080 кг), прибыли литников (65 кг), возврата производства (200 кг). Для раскисления расплава меди используется медь фосфористая (5 кг) и цинк (5,0 кг) на плавку, также как раскислителя. Цинк должен соответствовать ГОСТ 3640-94, а медно-фосфористый сплав (раскислитель) марки МФ-9 – ГОСТу 4515-93. Щетки отливаются в кокили.

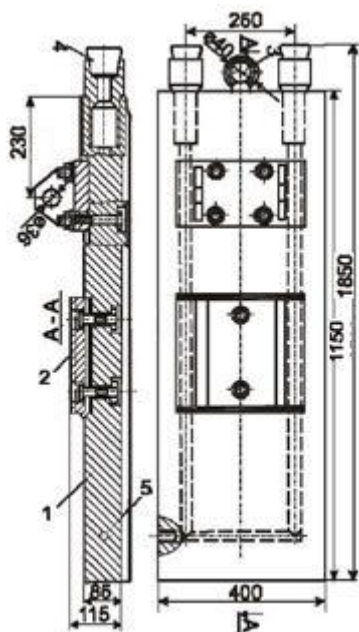


Рисунок 3 – Электроконтактная медная щека цельнокатаная: 1 – корпус щеки из медного проката; 2 – накладка электроизолированная; 3 – устройство для подвески щеки; 4 – труба медная для токоподвода; 5 – канал для воды

Таким образом, задачей исследования является анализ минеральных ресурсов меди в Украине, разработка способа выплавки медно-фосфористой лигатуры широкого металлургического функционального назначения с использованием фосфорита и в качестве восстановителя кокса. Актуальной задачей является также исследование с привлечением электронной микроскопии, РСМА микроструктуры и фазового состава представительных образцов полученной лигатуры и идентификация формульных составов выявленных структурных составляющих.

Фазовые равновесия в системах Cu-P, Cu-O и Cu-O-P

Медь относится к первой группе элементов периодической системы Д.И. Менделеева. Атомный номер меди – 29, атомная масса – 63,546. Медь представлена смесью двух стабильных изотопов: $^{63}_{29}\text{Cu}$ (69,1% по масс.) и $^{65}_{29}\text{Cu}$ (30,9%). В обобщенном виде ниже отмечены наиболее важные «металлургические» ее свойства.

Кристаллическая структура меди представлена ГЦК-решеткой ($a = 0,3607$ нм), плотность – $8,96 \text{ г/см}^3$, атомный радиус $r_{\text{Cu}^{2+}} = 0,080$ нм. Температура плавления меди – $1084,4^\circ\text{C}$, температура кипения – 2567°C . Удельная теплоемкость при 20°C – $385,48 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{K)}$. Медь характеризуется высокой теплопроводностью: $394,2 \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)}$ и малым электрическим сопротивлением при 20°C : $1,68 \cdot 10^{-8} \text{ Ом}\cdot\text{м}$.

К особенностям физико-химических свойств меди следует отнести также низкое значение давления пара, равное $133,32 \text{ Нм}^2$ ($\approx 1 \text{ мм рт. ст.}$), достигаемому при 1628°C .

Система Cu-P. В системе Cu-P существует два химических соединения Cu_3P (86,1% Cu, 13,9% P) и CuP_2 (50% Cu, 50% P), плавящиеся конгруэнтно при температурах 1022 и 894°C , соответственно (рис. 4).

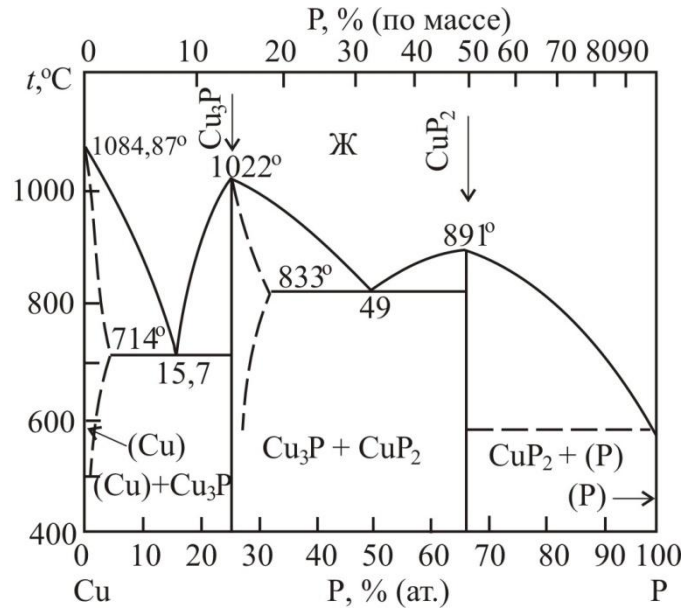


Рисунок 4 – Диаграмма фазовых равновесий в системе медь-фосфор

Фосфид Cu_3P имеет относительно широкую область гомогенности, которая распространяется от 25 до 31% (ат.) содержания фосфора при температуре 833°C (температура эвтектики в частной системе Cu_3P - CuP_2). По данным О. Кубашевского и С.Б. Оллокка, энтальпия образования фосфидов меди характеризуется следующими значениями: $\Delta H_{298}^0(\text{Cu}_3\text{P}) = -128,83$ кДж/моль и $\Delta H_{298}^0(\text{CuP}_2) = -89,91$ кДж/моль. Для сравнения отметим, что энтальпия образования фосфидов железа равна $\Delta H_{298}^0(\text{Fe}_3\text{P}) = -163,86$ кДж/моль, $\Delta H_{298}^0(\text{Fe}_2\text{P}) = -160,09$ кДж/моль. Таким образом, термодинамическая прочность фосфидов железа выше аналогичной величины фосфидов меди и фосфида цинка $\Delta H_{298}^0(\text{ZnP}_2) = -101,57$ кДж/(моль·К).

Более высокие термодинамические свойства фосфидов меди по сравнению с оксидами меди используются при получении меди, а также сплавов системы медь-фосфор способом фосфортермии. Эта технология разработана в Институте проблем материаловедения НАН Украины научной школой, основанной чл.-корр. АН УССР Г.В. Самсоновым. Процесс получения меди методом фосфортермии представлен схемой химической реакции $5\text{Cu}_2\text{O} + \text{S P}_4 \rightarrow 10\text{Cu} + \text{P}_2\text{O}_5$.

Система Cu-O. В системе Cu-O существуют три фазы: твердый раствор кислорода в меди Cu(O) , оксиды Cu_2O и CuO . Диаграмма фазовых равновесий в системе Cu-O представлена на рис. 5. Соединения Cu_2O и CuO не имеют областей гомогенности. Оксид Cu_2O плавится конгруэнтно при 1229°C и давлении 0,1 МПа. В системе Cu-O имеется область несмешиваемости с образованием области сосуществования двух жидких фаз: $\text{Ж}_2 + \text{Ж}_1$. Критическая точка монотектического купола соответствует температуре 1345°C и содержанию 21,5% (ат. O). Растворимость кислорода в твердой меди (фаза Cu(O)), по данным изменения электросопротивления образцов фазы Cu(O) в зависимости от температуры, приведена ниже:

$t, ^\circ\text{C}$	678	735	800	900
$[\text{O}]_{\text{Cu}}, \% \text{ ат.}$	0,008	0,009	0,012	0,013

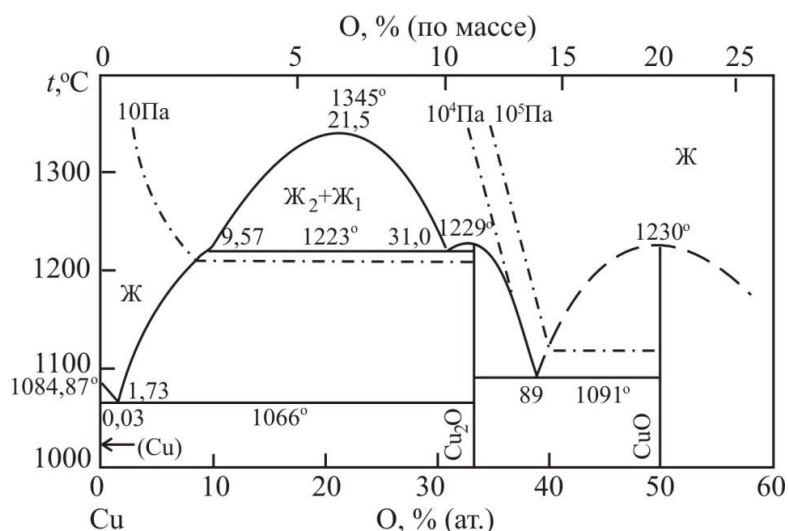
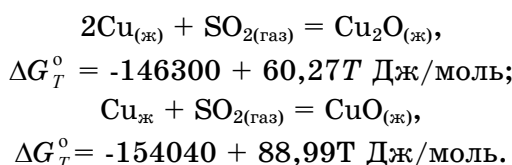
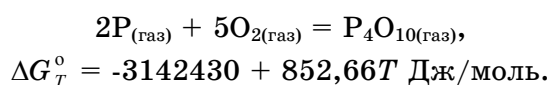


Рисунок 5 – Диаграмма фазовых равновесий в системе Cu-O

Взаимодействие меди с кислородом сопровождается образованием оксидов Cu_2O и CuO по реакции:



Ниже приведена реакция и зависимость $\Delta G_T^\circ(T)$ для взаимодействия фосфора с кислородом:



Таким образом, из проведенного анализа данных следует, что при равных условиях взаимодействие фосфора с кислородом имеет явное термодинамическое преимущество перед реакцией взаимодействия меди с кислородом с образованием оксида Cu_2O .

Лабораторно-технологические опытные плавки по получению медно-фосфористой лигатуры, исследование химсостава ее структурных составляющих при помощи РСМА и идентификация формульных составов фаз

Медно-фосфористую лигатуру выплавляли в печи Таммана в графитовом тигле с использованием фосфорита, измельченной медной проволоки и углеродистого восстановителя. Температура процесса составляла 1480-1500°C в связи с высокой температурой плавления фосфатного вещества, содержащего пустую породу (глина, песок и др.). Продукты плавки охлаждались с печью. Слиток извлекался из тигля и подвергался исследованию металлографическим и электронно-графическим методами.

На рис. 6 представлена микроструктура лигатуры с указанием мест микрозондирования каждой из трех фаз (спектры 1, 2 и 3).

Микроструктура спектра 1.

Химический состав фазы (спектр 1) по данным РСМА приведен ниже:

Элемент		Si	P	Ti	Cr	Mn	Fe	Cu	Σ , %
Содержание элемента	% мас.	0,42	21,76	0,59	0,34	0,94	77,92	3,02	100
	% ат.	0,72	33,35	0,59	0,31	0,81	61,97	2,25	100

Сумма содержания фосфора и железа в этой фазе составляет 99,78% масс. при отношении %Fe:%P=3,58. В бинарной системе Fe-P этому составу соответствует фосфид Fe₂P (78,17% Fe, 21,83% P). Обращает внимание, что отношение %Fe:%P в атомных процентах равно 1,86, т.е. ниже 2,0, для фосфида Fe₂P. Различающиеся данные о формульном составе фосфидной фазы железа при вычислении по данным содержания элементов в масс. и атомных процентах вероятно обусловлены тем, что при обработке данных спектрограмм в атомных процентах, в составе металлических элементов в составе фосфидной фазы не учитывалось количество примесных элементов в атомных процентах: Ti (0,59%), Cr (0,31%), Mn (0,81%), Cu (2,25%) (сумма 2,96% ат.).

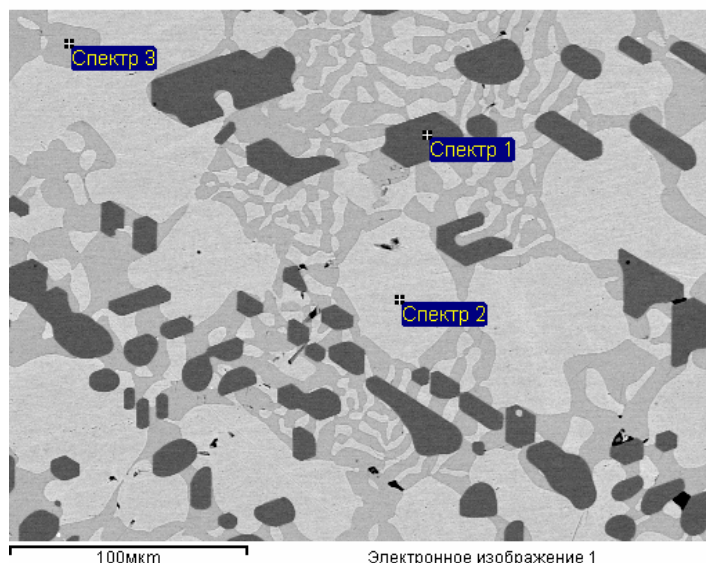


Рисунок 6 – Микроструктура медно-фосфористой лигатуры с указанием мест (точек) микрозондирования фаз (спектры 1, 2 и 3)

Если принять, что эти элементы входят в состав металлических элементов фазы фосфида железа, тогда суммарное содержание элементов в фосфидной фазе составляет 65,96% ат., а отношение %Fe:%P=1,98. Формульный состав фосфидной фазы будет соответствовать Fe₂P. Как отмечалось выше (см. раздел 6.3), фосфид железа Fe₂P термодинамически более прочный $\Delta H_{298}^{\circ}(\text{Fe}_2\text{P}) = -160,09$ кДж/моль по сравнению с фосфидом меди $\Delta H_{298}^{\circ}(\text{CuP}_2) = -89,91$ кДж/моль. Поэтому образование фосфидной фазы Fe₂P термодинамически более предпочтительно в сравнении с фосфидом CuP₂ [5].

Микроструктура спектра 2 по данным РСМА имеет следующий химсостав:

Элемент		Si	P	Cu
Содержание элемента	% масс.	2,3	0,73	96,97
	% ат.	5,01	1,45	93,54

Исходя из химсостава фазы спектра 2 можно полагать, что она представлена медью с растворенными в ней в небольших количествах Si и P, образующих твердый раствор. Известно, что в системе Cu-Si в левом углу диаграммы существует α-фаза (твердый раствор Si в Cu) с ограниченной растворимостью кремния. Таким образом, микроструктура спектра 2 представляет фазу практически чистой меди, а точнее твердый раствор Si и P в меди.

Микроструктура спектра 3. По данным химанализа и РСМА микроструктура спектра 3 представляет медно-фосфористую фазу состава (% масс.): 15,49 P, 84,51 Cu или, в ат.:%: 27,32 P и 72,68 Cu, при отношении

%Cu:%P = 5,42 (% масс.) и 2,66 (% ат). В системе Cu-P существует соединение Cu_3P состава 13,65% масс. P и 86,35% Cu при отношении %Cu:%P=6,32. Сравнивая химсоставы фосфида Cu_3P и микроструктуру спектра 3, находим, что в фазе спектра 3 содержание меди не достигает, а фосфора соответственно превышает указанное содержание в составе химсоединения Cu_3P .

Поиски объяснения этого различия в составах химсоединения Cu_3P (13,65% P) и фазы спектра 3 (15,49% P) привели к следующему. Фосфид Cu_3P характеризуется наличием области гомогенности $\text{Cu}_3\text{P}_{(1+x)}$. Максимальное содержание фосфора в этом фосфиде равно 18,5% масс., достигается при эвтектической температуре 833°C, а отношение %Cu:%P равно 4,4. Таким образом, медно-фосфористая фаза (спектр 3) не соответствует стехиометрическому фосфиду Cu_3P . В условиях быстрой кристаллизации и охлаждения медно-фосфористой лигатуры фаза спектра 3 по химсоставу соответствует фосфиду $\text{Cu}_3\text{P}_{(1+x)}$ в частной системе Cu_3P - CuP_2 с максимальным значением *ix* при эвтектической температуре 833°C.

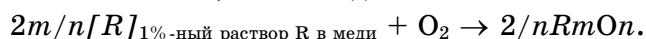
Таким образом, проведенные экспериментальные исследования микроструктуры медно-фосфористой лигатуры позволили заключить, что она представлена фазами: твердым раствором Si и P в меди (спектр 2) фосфидом $\text{Cu}_3\text{P}_{(1+x)}$ с широкой областью гомогенности (спектр 3), фосфидом Fe_2P (спектр 1) и эвтектикой.

Термодинамический анализ реакций раскисления расплава меди для отливок фосфором и общая оценка возможности применения медно-фосфористой лигатуры для раскисления жидкой меди при переплаве изъятых из эксплуатации электроконтактных щек

При выплавке меди для отливок щек в открытых индукционных и дуговых электропечах расплав меди обогащается кислородом из печной атмосферы, что обуславливает необходимость раскисления ее фосфором перед разливкой в кокили или керамические формы.

Известно, что раскисление меди традиционно производят в основном фосфором (медно-фосфористым сплавом марки МФ9 по ДСТУ 2350-94; ГОСТ 4515-93). Использование в качестве раскислителей Mn, Si, Al и др. металлов могло бы сопровождаться формированием при охлаждении и кристаллизации интерметаллидных фаз и окисных неметаллических включений, а также присутствующих в твердой меди остаточных концентраций соответствующих элементов в виде твердых растворов. Эти примесные компоненты, как известно, снижают электропроводность, теплопроводность, механические и эксплуатационные свойства медных отливок.

К.Т. Jacob и J.H.E. Jeffes [6,7] обстоятельно исследовали термодинамику раскисления меди рядом элементов, растворенных в меди с молекулярным кислородом, представив их в обобщенном виде химической схемой:



На рис. 7 приведена зависимость изменения энергии Гиббса ($\Delta G_T^0 = -RT \ln P_{\text{O}_2}$, ккал) от температуры в интервале 1300-1800 К.

Из данных, приведенных на рис. 7 следует, что порядок расположений линий, характеризующих изменение энергии Гиббса реакции взаимодействия элементов, растворенных в меди, с кислородом от температуры, практически полностью согласуются с положением соответствующих линий на хорошо известной диаграмме равновесия чистый металл – оксид.

Растворенные в меди элементы оказывают различное влияние на коэффициент активности кислорода, растворенного в жидкой меди (рис. 8).

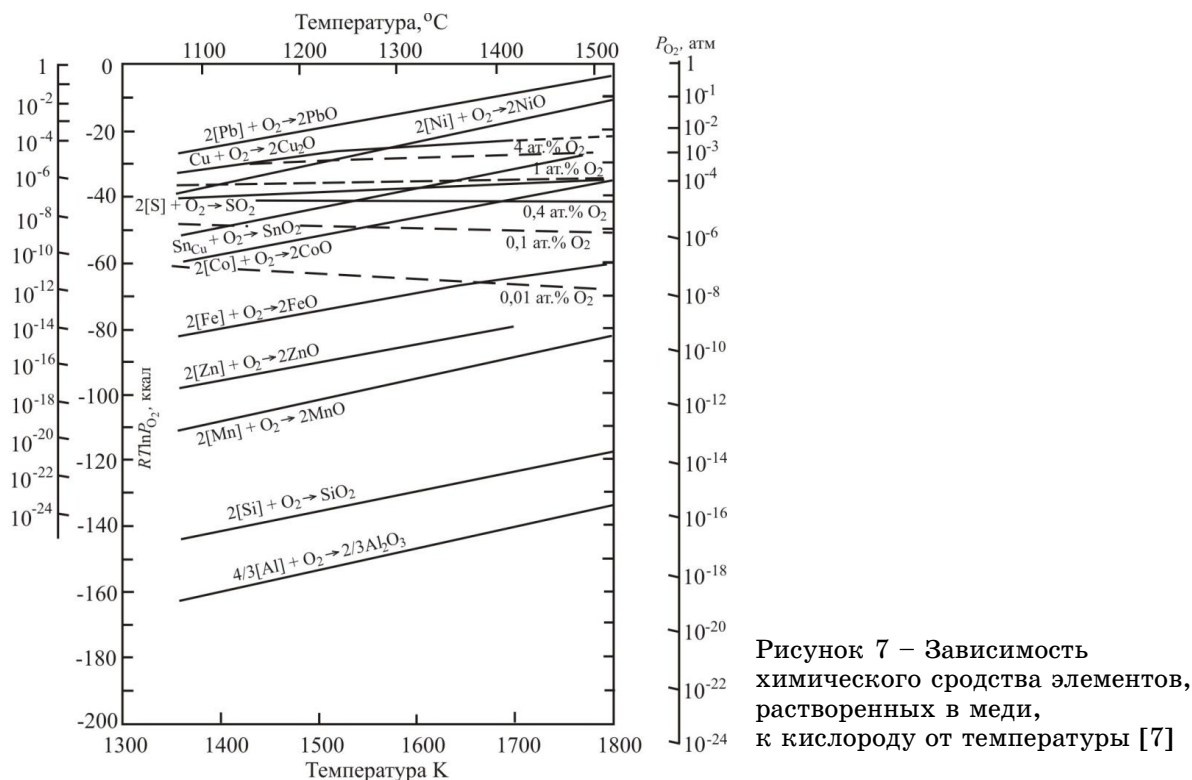


Рисунок 7 – Зависимость химического сродства элементов, растворенных в меди, к кислороду от температуры [7]

Наиболее существенное влияние на снижение величины коэффициента активности оказывает растворенное в меди железо и в меньшей мере фосфор. Другие элементы, представленные на рис. 8, снижают влияние на коэффициент активности в следующей последовательности: P, Co, S, Ni, Pb, Sn.

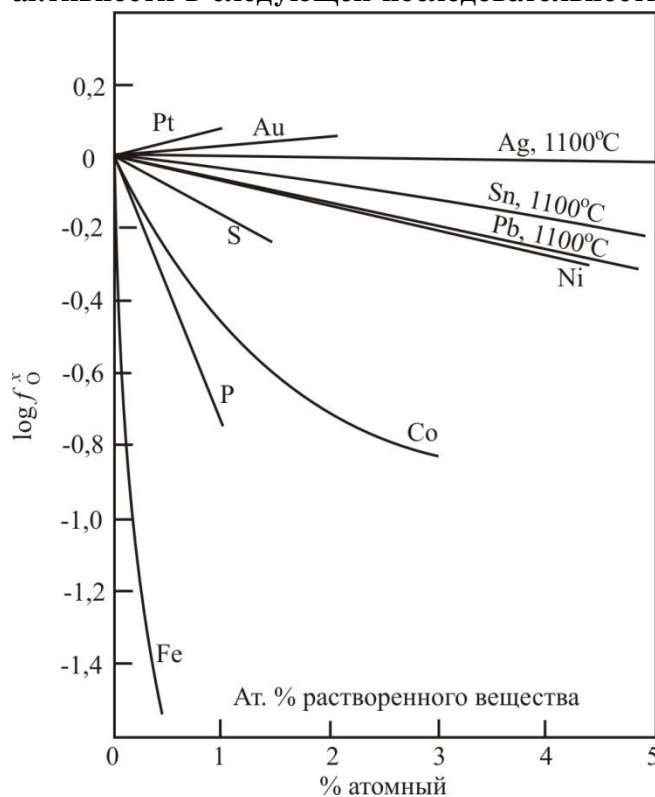


Рисунок 8 – Влияние элементов, растворенных в жидкой меди на логарифм коэффициента активности кислорода в меди $\lg f_O^x$ при температурах: для Au, Pt, Ni, Co, Fe, S, P – 1200°C; Pb, Sn, Ag – 1100°C [7]

На рис. 9 представлена зависимость содержания кислорода, растворенного в меди в зависимости от концентрации фосфора.

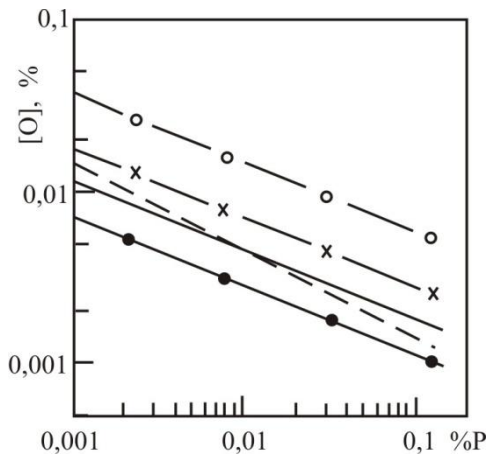


Рисунок 9 – Залежність впливу вмісту фосфора на розчинність кисню в рідкій міді за даними різних авторів: — [8]; - - [9] 1200°C; •, x, o – [10] 1100, 1200 і 1300°C, відповідно

Як відзначалося вище, процес раскислення міді фосфором можна представити реакцією:



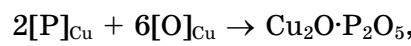
Заміняючи активності компонентів на вміст за їх масою, отримуємо

$$K'' = [\%P] \cdot [\%O]^{2,5}.$$

Вивчені рівноважні значення кисню при різному вмісті фосфора наведені нижче:

[P] _{Cu} , % мас:	0,05	0,11	0,39
[O] _{Cu} , % мас:	0,0052	0,0035	0,0019
K''	9,749	8,320	0,137

Раскисление міді фосфором термодинамічно більш ймовірно представити реакцією з утворенням не P₂O₅, а Cu₂O·P₂O₅:



$$K = \frac{a_{Cu_2O \cdot P_2O_5}}{[P]_{Cu}^2 \cdot [O]_{Cu}^6}.$$

Из вираження константи рівноваги реакції випливає, що з зменшенням активності $a_{Cu_2O \cdot P_2O_5}$ зменшується добуток $[P]_{Cu}^2 \cdot [O]_{Cu}^6$. Тоді при заданій температурі рівноважний вміст кисню в рідкій міді можна визначити за вираженням:

$$[O]_{Cu} = \sqrt[6]{\frac{a_{Cu_2O \cdot P_2O_5}}{K' \cdot [P]_{Cu}^2}}.$$

Обобщая результати проведеного термодинамічного аналізу процесу раскислення міді, випливає, що з збільшенням вмісту фосфора в расплаві міді зменшується рівноважна концентрація кисню. Однак з підвищенням вмісту фосфора в мідних отливках збільшується її електричний опір і зменшується теплопровідність.

Из практики відомо, що для раскислення рідкої міді, наряду з фосфором, застосовується цинк.

Хімічне сродство цинку до кисню вище, ніж у фосфора, що випливає з наведених нижче величин ентальпії утворення ZnO і P₂O₅:

для цинку $\Delta H_{298}^0(ZnO) = -350,8$ кДж/моль,

для фосфора $\Delta H_{298}^0(P_2O_5) = -3010,1$ кДж/моль P₂O₅ або 301,0 кДж/моль SO₂.

Представляет практический интерес оценка целесообразности применения медно-фосфористого сплава (ДСТУ 2530-94) высокой химической чистоты в технологии переплава изъятых из эксплуатации медных электроконтактных щек для отливки новых с использованием вторичных медных материалов, содержащих повышенное количество железа (из стального кожуха) и других примесей.

Экспериментальными исследованиями микроструктуры щек, изъятых из эксплуатации на печах РПЗ-48, РКЗ-16,5, металлографическим и рентгеноспектральным микроанализом убедительно показано, что поверхностный слой щек в контакте со стальным кожухом самообжигающегося электрода обогащается железом.

В контактном слое щек установлены фазы, содержащие железо, кремний и включения сульфидов марганца. При многократных переплавках изъятых контактных щек содержание примесей и, прежде всего железа, естественно должно повышаться, что вынуждает составлять шихту с использованием части более чистой меди. Однако и при этой шихтовке содержание железа в отливках щек будет относительно высоким. Поэтому медно-фосфористая лигатура, выплавленная углеродовосстановительным процессом с использованием фосфоритового концентрата более высокого качества по содержанию примесных оксидов, полученного магнито-флотационным обогащением, могла бы быть использована для раскисления жидкой меди.

ВЫВОДЫ

1. Представлена и проанализирована характеристика стандартных медно-фосфористых сплавов (ДСТУ 2530-94), применяемых для раскисления жидкой меди при получении отливок электроконтактных щек самообжигающихся электродов ферросплавных печей.

2. Обозначена потребность и возможность производства медно-фосфористых лигатур для легирования сталей и чугунов специального сортамента взамен феррофосфора и меди.

3. Проанализированы фазовые равновесия в системе Cu-P, Cu-O и Cu-O-P как базовых систем, используемых для описания восстановления фосфоритов углеродом в присутствии меди и при раскислении меди фосфором.

4. Выполнены экспериментальные и лабораторные опыты по восстановлению фосфорита углеродом в присутствии меди с получением медно-фосфористой лигатуры.

5. С помощью электронной микроскопии и РСМА исследована микроструктура и определен химсостав структурных составляющих лигатуры

6. Выполнен анализ термодинамики реакции раскисления меди фосфором, приведена общая оценка возможности использования полученной по карботермической технологии медно-фосфористой лигатуры для раскисления жидкой меди по технологии переплава извлеченных из эксплуатации медных электроконтактных щек.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Исследование свойств чугуна, легированного медью и фосфором, работающего в условиях повышенного износа / А.А. Жуков, А.В. Афонаскин, О.Д. Опалихина и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1996. – № 1. – С. 59–61.

2. Патент 4837108 Япония, МКН С 22 С 38/60. Austenitic free cutting stainless steels / Kimura Atsuyoshi, Shibata Noriyoshi et. an; опубл. 12.06.1989.
3. Гасик, М.И. Самообжигающиеся электроды рудовосстановительных электропечей / М.И. Гасик. – М. :Металлургия, 1976. – 368 с.
4. Гасик, М.И. Электроды рудовосстановительных электропечей / М.И. Гасик. - М. :Металлургия, 1984. – 248 с.
5. Диаграммы состояния двойных металлических систем: справочник в 4-х томах: Том 1 / под ред. Н.П. Лякишева. – М. :Машиностроение, 1996. – 448 с.
6. Jacob, K.T. Deoxidation of liquid copper: effect of phosphorus on oxygen activity / K.T. Jacob, J.H.F Jeffes // Transaction of the Institution of Mining And Metallurgy. – 1971. – №C80 – P. 181-189.
7. Jacob, K.T. Thermodynamics of oxygen in liquid copper, lead and copper-lead alloys / K.T. Jacob, J.H.F Jeffes // Transaction of the Institution of Mining And Metallurgy. – 1971. – №C80. – P. 37-41.
8. Ball M.C. Phase-equilibrium relationships in systems Cu-P₂O₅ and Cu₂-P₂O₅ / M.C. Ball // J. Chem. Soc. (A). – 1968. – P. 1113-1115.
9. Michael, A.D. Equilibrium condition in the copper-oxygen-cadmium-phosphorus system / A.D. Michael, R.W. Ruddle, A. Cibula // J. Inst. Metals. 85. – 1956-1957. – P. 506-517.
10. Kuhmann, U. Die Gleichgewichte zwischen Sauerstoff und Phosphor in Kupferschmelzen unter Kupferphosphatschmelzen / U. Kuxmann, P. Volzing // Zeitschrift Erzberg. Metallhutenwesen. 22. – 1969. – S. 261-272.

УДК 669.15'74-198:669.181.27

В.С. Куцин, В.А. Гладких, В.И. Ольшанский,
И.Ю. Филиппов, С.Н. Кузьменко, В.Н. Рак, А.В. Рубан

**ИССЛЕДОВАНИЕ МОДЕЛЕЙ ОСНОВНЫХ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ СВЯЗЕЙ
МЕЖДУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПАРАМЕТРАМИ, ЭЛЕКТРИЧЕСКИМИ
ХАРАКТЕРИСТИКАМИ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИМИ
ПОКАЗАТЕЛЯМИ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА**

Анотація. Проведено аналіз впливу вхідних параметрів, що беруть участь в оперативному управлінні технологічним процесом виплавки ферросилікомарганцю: ІЭ, RЭ, <Cтв/(Mn+SiO2)>, tмет. На вихідні: ПП, ηMn, Qуд, з метою оптимізації основних ТЕП процесу. Наведено результати інтерпретації параметрів регресійних моделей. Показано, що прагнення поліпшити один показник може привести до погіршення іншого. Тому для оптимізації ходу технологічного процесу необхідно контролювати баланс значень основних ТЕП з точки зору впливу кожного на ефективність процесу шляхом оперативного управління вхідними змінними.

Ключові слова: ферросплавна піч, ферросилікомарганець, технологічні параметри, електричні характеристики, рівняння множинної регресії, інтерпретація параметрів регресійних моделей.

Аннотация. Проведен анализ влияния входных параметров, участвующих в оперативном управлении технологическим процессом выплавки ферросиликомарганца: IЭ, RЭ, <Cтв/(Mn+SiO2)>, tмет. На выходные: ПП, ηMn, Qуд, с целью оптимизации основных ТЭП процесса. Приведены результаты интерпретации параметров регрессионных моделей. Показано, что стремление улучшить один показатель может привести к ухудшению другого. Поэтому для оптимизации хода технологического процесса необходимо контролировать баланс значений основных ТЭП с точки зрения влияния каждого на эффективность процесса путем оперативного управления входными переменными.

Ключевые слова. ферросплавная печь, ферросиликомарганец, технологические параметры, электрические характеристики, уравнения множественной регрессии, интерпретация параметров регрессионных моделей.

Annotation. The analyses effect of input parameters involved in the operational management of the ferrosilicon manganese smelting process: IЭ, RЭ, <Cтв/(Mn+SiO2)>, tмет. On the output: ПП, ηMn, Qуд, has been conducted in order to optimize the main technical-economic values of the process. The results of the interpretation parameter of regression models has been provided. It is shown that the desire to improve one indicator may lead to a deterioration of another. Therefore, to optimize the course of the process it's necessary to control the main technical-economic values in terms of the influence of each parameter on the efficiency of the process and operational management of the input variables.

Keywords: Ferroalloy furnace, ferrosilicomanganese, technical-economic values, electrical characteristics, multiple regression equation, interpretation of regression models parameters.

Введение

Исследование статистической взаимосвязи в фактических данных, характеризующих процесс за длительный период времени, позволяет установить некоторые закономерности его реализации. Обработка результатов наблюдений за составом шихтовых материалов, ходом технологического процесса, количеством и

качеством выпускаемой продукции позволяет предсказывать возможность нарушения требуемых параметров конечных продуктов производства, когда их качество находится в заданных пределах, и своевременно вводить соответствующие коррективы, обеспечивающие устойчивость технологического режима.

Эффективность технологического процесса в рудовосстановительных печах зависит от трех основных режимов: шихтового, электрического и газового [1]. В составе существующей АСУ ТП рис.1 реализованы следующие автоматические системы контроля и управления:

- система рецептурного дозирования шихтовых материалов (АСУДМ),
- система управления загрузкой печных бункеров (АСУЗП),
- система управления электрическим режимом печи и перепуском электродов (АСКЭР),
- система контроля газового и температурного режимов печи (АСКГТ).

Актуальным является разработка модели процесса выплавки ферросплавов. Где входные данные это технологические параметры и электрические характеристики, полученные от существующих систем, выходные – расчёт технико-экономических показателей (ТЭП) работы ферросплавных печей. Применение математической статистики для обработки, приведенных к одному временному формату входных и выходных данных позволяет найти значимые связи между ними. С помощью методов регрессионного анализа находят модель с адекватным отражением установленных взаимосвязей между технологическими параметрами, электрическими характеристиками и ТЭП процесса получения марганцевых сплавов [2,3].

Наличие модели позволяет координировать результаты наблюдений за составом шихтовых материалов, ходом электрического и технологического режима, количеством и качеством выпускаемой продукции, предсказывать возможность нарушения параметров конечных продуктов производства и «хода» печи, своевременно вводить соответствующие корректировки, обеспечивающие устойчивость технологического режима плавки. Это достигается анализом имеющегося архива контролируемых параметров, который формируется путем обработки данных существующих систем АСУ ТП по разработанным алгоритмам, с целью приведения их к удобному для дальнейших вычислений формату.

Формирование электронной базы данных электрических и технологических параметров по каждой печи осуществляется на основе архивирования параметров:

- АСУДМ – состав и количество шихтовых материалов;
- АСУЗП – оперативный контроль изменения массы печных бункеров позволяет определять скорость схода шихты;
- АСКЭР – характеристики электрического режима, перепуска электродов, включая длину электрода и его положения относительно подины печи
- ручной ввод - количество и состав выпущенного металла, шлака, содержание элементов в шихтовых материалах.

При работе печей ЦПФ с учетом тарифных зон стоимости электроэнергии активная мощность печи является переменной величиной, следовательно, особый интерес представляет параметры, оперативно характеризующие размеры и состояние приэлектродного пространства включающего шихту, шлак металл. К таким параметрам относятся ток электрода, активное сопротивление приэлектродного пространства и его дифференциальные составляющие (сопротивление расплава, дуги и шунта), расстояние электрод-подина. Эти параметры отражают процессы, протекающие в ванне печи, и выход их за оптимальные границы сигнализирует о нарушении хода технологического процесса, что позволяет оперативно принять решение по его устранению.

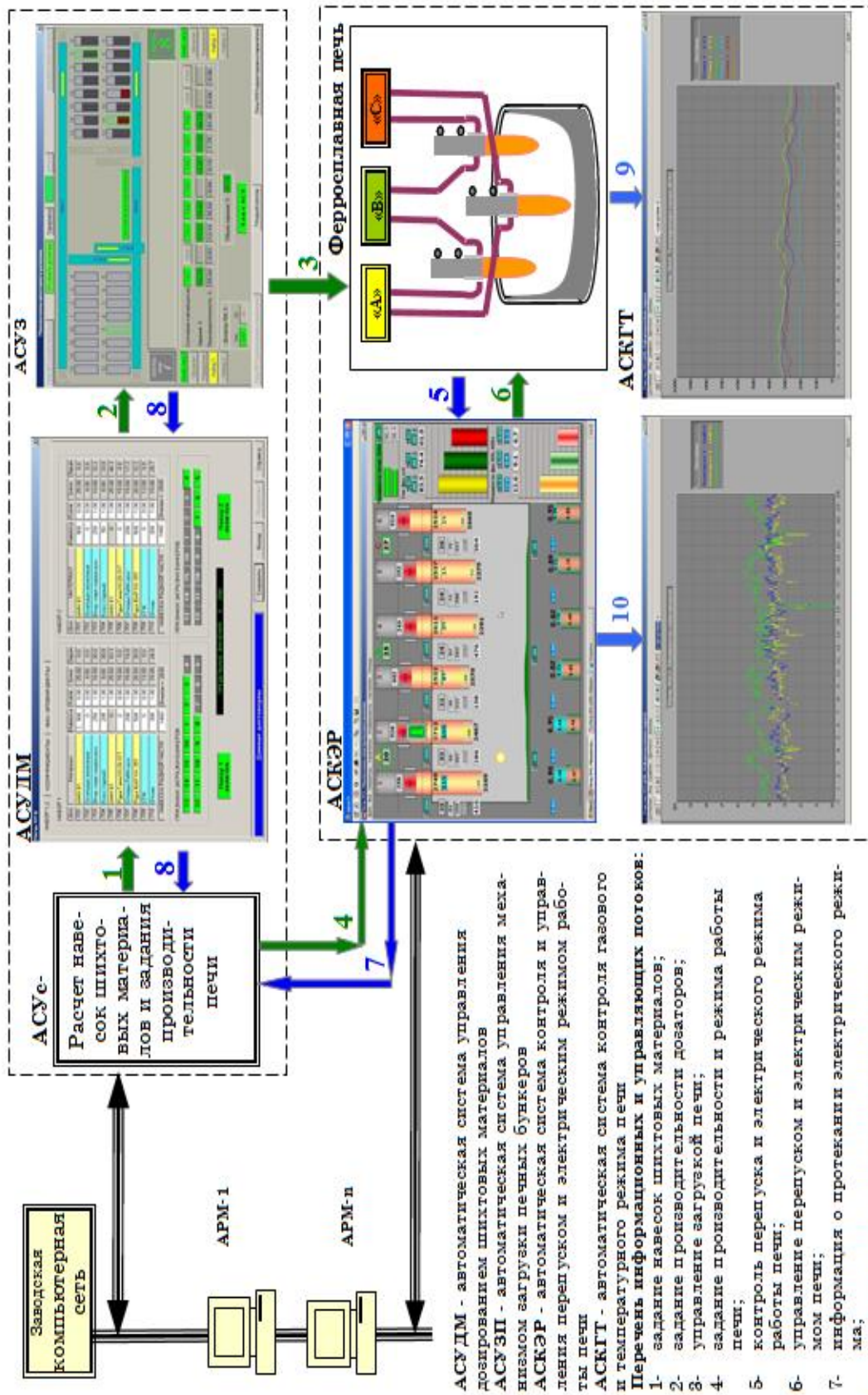


Рисунок 1 – Схема структурная автоматической системы управления технологическим процессом выплавки ферросплавов

Активная мощность определяется квадратом тока и активным сопротивлением приэлектродного пространства.

$$P_{\text{э}} = I_{\text{э}}^2 R_{\text{э}} \quad (1)$$

Активное сопротивление приэлектродного пространства состоит из сопротивления зоны дуги-шунта $R_{\text{дш}}$ и зоны расплава $R_{\text{р}}$ [4,5]. Таким образом, интенсивность протекания определяется в основном электрическими характеристиками процесса.

Интерпретация полученных регрессионных моделей проводилась при изменении входных переменных (электрических характеристик $I_{\text{э}}$ и $R_{\text{э}}$ и технологических параметров $\langle C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2) \rangle$, $t_{\text{мет}}$) диапазон изменения от минимального до максимального значения приведен в таблице 1.

Таблица 1

Перечень и характеристика исходных данных

Наименование	Обознач.	Ед.изм.	Макс.	Среднее	Миним.
Заданный в печь марганец	$\langle \text{Mn} \rangle$	т	105.65	60.93	27.44
Отношение углерода к марганцу и кремнезему в шихте	$\langle C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2) \rangle$		0.25	0.15	0.11
Время, затраченное на производство металла в текущей смене	$t_{\text{мет}}$	мин	729	434	140
Количество полученного марганца	$[\text{Mn}]$	т	81.0	46.2	14.3
Количество полученного металла	$[\text{Me}]$	т	114.5	63.3	20.0
Производительность печи	$\Pi_{\text{п}}$	т/час	14.8	9.1	2.9
Количество электроэнергии	$Q_{\text{п}}$	кВт·час	563.2	271.1	66.5
Ток электрода	$I_{\text{э}}$	кА	93.3	78.6	55.0
Сопротивление эл-да	$R_{\text{э}}$	МОм	1.37	0.93	0.57

Рассмотрим модели множественной регрессии влияния значений входных переменных на ТЭП работы печи: производительность $\Pi_{\text{п}}$, извлечение марганца $\eta_{\text{Mn}} = [\text{Mn}]/\langle \text{Mn} \rangle$; удельный расход электроэнергии на тону выпущенного металла $Q_{\text{уд}} = Q_{\text{п}}/[\text{Me}]$. Модели мультипликативного типа получены путем анализа данных электронной базы в виде уравнений множественной регрессии:

$$\eta_{\text{Mn}} = 0,00574 I_{\text{э}}^{0,563} R_{\text{э}}^{0,05} t_{\text{мет}}^{0,51} (C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2))^{0,389}; \quad (2)$$

$$Q_{\text{уд}} = 3,35 I_{\text{э}}^{-0,01} R_{\text{э}}^{-0,19} t_{\text{мет}}^{0,081} (C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2))^{0,111}; \quad (3)$$

$$\Pi_{\text{п}} = 0,0021 I_{\text{э}}^{1,93} R_{\text{э}}^{0,99} \quad (4)$$

Переходя к интерпретации полученных коэффициентов уравнений регрессии важно помнить о том, что полученные коэффициенты являются лишь оценками, поэтому вся интерпретация представляет собой лишь оценку. Уравнения регрессии отражает только общие тенденции выборки [2,3].

Результаты интерпретации параметров регрессионных моделей (2-4) приведены на рисунках 2, 3. На рисунке 2 приведены зависимости ТЭП работы печи от тока электрода и сопротивления приэлектродного пространства. Анализ графиков показал, что при прочих равных условиях с увеличением тока электрода η_{Mn} и $\Pi_{\text{п}}$ растет, $Q_{\text{уд}}$ изменяется слабо. При прочих равных условиях с увеличением $R_{\text{э}}$ растет $\Pi_{\text{п}}$, уменьшается $Q_{\text{уд}}$, η_{Mn} меняется не значительно. На рис. 3 представлена интерпретация зависимости $Q_{\text{уд}}$, η_{Mn} от $t_{\text{мет}}$ и $C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2)$. При прочих равных условиях увеличение $t_{\text{мет}}$ приводит к росту η_{Mn} , что является положительным моментом, но при этом растет и удельный расход электроэнергии. Похожая картина наблюдается и при изменении $C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2)$.

Выводы

Полученные модели множественной регрессии позволяют прогнозировать характер изменения ТЭП при увеличении или уменьшении факторных переменных участвующих в технологическом процессе выплавки ферросиликомарганца. Например: при увеличении $R_{\text{Э}}$ уменьшается $Q_{\text{уд}}$, что благоприятно влияет на ТЭП, в результате чего растет производительность печи, готовый металл накапливается быстрее, а т.к. плавильное пространство печи ограничено - выпуск приходится делать раньше сократив $t_{\text{мет}}$, что приведет к уменьшению η_{Mn} , компенсировать которое можно увеличением $C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2)$, что также приведет к росту $Q_{\text{уд}}$. Анализ полученных моделей показал, что стремление улучшить один показатель может привести к ухудшению другого. Поэтому для оптимизации хода технологического процесса необходимо определить баланс значений основных ТЭП с точки зрения влияния каждого на эффективность процесса и путем оперативного управления входными переменными стабилизировать найденные значения. Для этого необходимо предварительно определить характерные значения регулируемых параметров $I_{\text{Э}}$, $R_{\text{Э}}$, $t_{\text{мет}}$ и $C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2)$. Кроме того обобщенный показатель $R_{\text{Э}}$ не дает возможности оценить отдельно вклад составляющих сопротивления приэлектродного пространства ($R_{\text{п}}$, $R_{\text{дш}}$) [6,7], которые отражают распределение энергии в зависимости от характеристик шихты $C_{\text{ТВ}}/(\text{Mn}+\text{SiO}_2)$ и расплава $\langle(\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2\rangle$. Для этого необходимо создание соответствующих моделей.

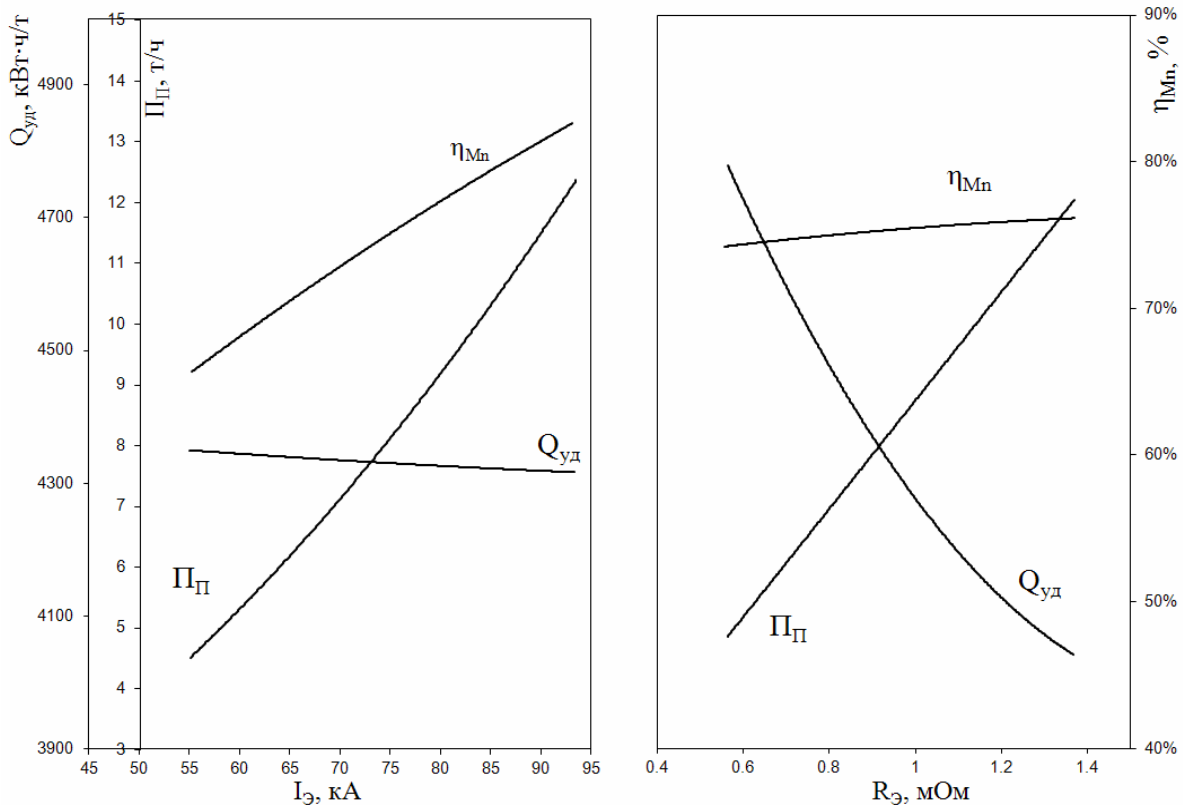


Рисунок 2 – Зависимости ТЭП работы печи от тока электрода и сопротивления приэлектродного пространства

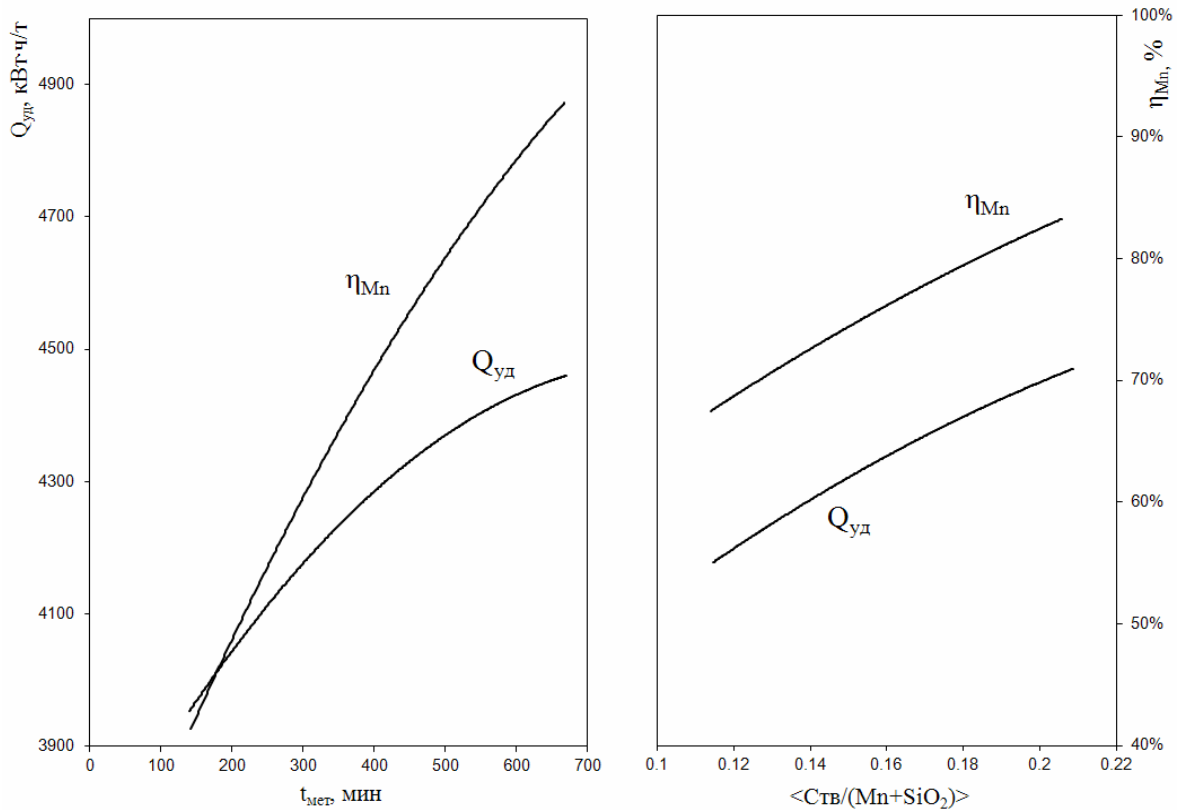


Рисунок 3 – Зависимости ТЭП работы печи от времени и $C_{ТВ}/(Mn+SiO_2)$

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М. И. Физикохимия и технология электроферросплавов: учебник [для высш. учеб. зав.] / М. И Гасик., Н. П Лякишев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448 с.
2. Винарский М.С. Математическая статистика в черной металлургии / М.С. Винарский, В.Т. Жадан, Ю.Е. Кулак. - К. : Техніка, 1973. - 220 с.
3. Цымбал В.П. Математическое моделирование металлургических процессов / Цымбал В.П. – М. : Металлургия, 1986, -256 с
4. Определение параметров и характеристик элементов схем замещения ванн рудовосстановительных электропечей. / С.Н. Кузьменко, А.В. Николенко, В.И. Ольшанский, Е.В. Лапин, В.А. Гладких, В.П. Грунов // Сталь. - 2005. - №12. - С. 35-38.
5. Автоматическая система контроля и управления электрическим режимом шестиэлектродной печи по выплавке силикомарганца / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, В.А. Гладких, С.Н. Кузьменко, В.П. Грунов. // Сучасні проблеми металургії : прогресивні енерго- і ресурсо зберігаючі технології та обладнання в електротермії феросплавів : наукові праці. - Дніпропетровськ : Системні технології, 2003. – Т.6. - С. 159-163.
6. Определение оптимальных параметров электрического режима при выплавке ферросиликомарганца / В. С. Куцин, В. А. Гладких, С. Н. Кузьменко, А. В. Николенко, В. И. Журбенко, В. Ф. Лысенко, В. И. Погорелый // Сталь. - 2009. - № 1. - С. 52-54.
7. Определение рациональных параметров выплавки ферросиликомарганца на основе электрических характеристик процесса / В. С. Куцин, В. А. Гладких, С.Н. Кузьменко, А. В. Николенко, В. И. Журбенко, В. Ф. Лысенко, А. Н. Овчарук // Сталь. - 2010. - № 1. - С. 55-58.

УДК 622.785:669.74

В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов,
В.Г. Ганоцкий, В.И. Бабуцкий, Д.И. Кучер

**ВЛИЯНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА
МАРГАНЦЕВОГО СЫРЬЯ НА УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД
ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА**

Приведені результати кореляційно-регресивного аналізу даних питомої витрати електроенергії виробництва ферросилікомарганцю з використанням марганцевого агломерату з різним вмістом фракції більше 5 мм. Доведено, що при підвищенні доли фракції більше 5 мм з 75% до 80% питомі витрати електроенергії знижуються з 4000 кВт·ч/т до 3950 кВт·ч/т.

Ферросилікомарганець, марганцевий агломерат, питомі витрати, електроенергія, кореляційний аналіз.

Приведены результаты корреляционно-регрессионного анализа данных удельного расхода электроэнергии производства ферросиликомарганца с использованием марганцевого агломерата с различным содержанием класса плюс 5 мм. Доказано, что при повышении доли фракции плюс 5 мм с 75% до 80% удельный расход электроэнергии снижаются с 4000 кВт·ч/т до 3950 кВт·ч/т.

Ферросиликомарганец, марганцевый агломерат, удельные расходы, электроэнергия, корреляционный анализ.

The results of regression analysis of specific energy consumption data with production of ferrosilicon manganese manganese sinter with different content classes plus 5 mm. It is proved that with an increase in the share plus 5 mm fraction from 75% to 80% of the specific energy consumption is reduced to 4000 kWh / t to 3950 kWh / t .

Ferrosilicomanganese , manganese sinter, unit costs , electricity , correlation analysis.

Промышленный опыт производства ферросиликомарганца (МнС, ДСТУ 3548-97) свидетельствует, что технико-экономические показатели его выплавки во многом определяются качеством марганцевого сырья, его химическим, минералогическим и гранулометрическим составом[1].

В этой связи, с использованием установки, которая позволяет моделировать условия ферросплавной печи [2, 3] проведены исследования по сравнительной оценке металлургических свойств (прочность, восстановимость, газопроницаемость) отечественного марганцевого сырья. На основании полученных результатов определены основные направления исследований по совершенствованию технологии его окускования (агломерации). Показано, что разрушение агломерата обусловлено влиянием целого ряда факторов, снижения влияния которых требуют дополнительных технологических и технических решений.

Многочисленные исследования влияния различных видов марганецсодержащего сырья и технологических режимов спекания агломерата позволили в условиях ПАО «НЗФ» производить марганцевый агломерат достаточно стабильного качества. Так, по ДСТУ 3200-95 механическая прочность на удар составляет 79-81%.

Вместе с тем, несмотря на высокую прочность исходного марганцевого агломерата, в ходе транспортировки к рудовосстановительным электропечами происходит дополнительное частичное его разрушение, что обуславливает

снижение интегральной характеристики грансостава агломерата – механической прочности, до 75%. При этом доля регламентирующих мелких фракций (менее 5 мм) повышается до 25%. Это связано с тем, что при транспортировке агломерата по системе конвейеров от аглоцеха до плавильной электропечи он подвергается ударным и истирающим нагрузкам различной интенсивности. Так, при продвижении к дозирочным отделениям, агломерат, в зависимости от места расположения этих отделений, испытывает до 12 перегрузок (пересыпок). При этом общая высота падения агломерата при транспортировке достигает 48 метров. Перепад уровней падения агломерата зависит также и от степени заполнения дозирочных шихтовых бункеров.

В этой связи, в промышленных условиях на ПАО «НЗФ» были проведены исследования по изменению механической прочности агломерата на различных стадиях его подготовки и транспортировки к ферросплавным электропечам. Установлено, что выход годного агломерата составляет 60-63%, при содержании мелочи в нём после грохочения до 4%. Количество фракций минус 5мм в агломерате на перегрузочном узле после грохочения изменялось от 2 до 5%.

Основной прирост количества мелочи в агломерате (от 4 до 10 раз) происходит при прохождении им перегрузочных узлов центрального распределительного пункта (ЦРП). При определении количестве мелочи в агломерате (-5мм), выдаваемом из шихтовых бункеров дозирочных участков плавильного цеха, отмечены значительные колебания массовой доли мелочи, что обусловлено сегрегацией различных фракций агломерата при загрузке бункеров и выдаче его в ванну плавильных печей [4].

В процессе промышленных исследований определены узлы на тракте транспортировки агломерата, где происходит измельчение агломерата (до минус 5мм) на 3-5% и выданы технические рекомендации по усовершенствованию перегрузочных узлов с учётом разнообразия их устройства и различных высот падения потока агломерата.

Основное техническое решение сводилось к изменению конструкции трубчатки перегрузочного узла путём увеличения расстояния от барабана конвейера до торцевой стенки течи. Расстояние зависит от скорости движения конвейерной ленты и должно составлять 1000-1200 мм. С этой целью внутри течи на нижнем конце рабочей стенки установили полку шириной 250 мм, а среднюю полку установили горизонтально на рабочей стенке, расстояние которой равно высоте от верхней и нижней полок. Все полки установили горизонтально. На них образовался гарнисаж, способствующий снижению разрушения агломерата и значительно повышающий срок службы течек. Наклон течек при этом не должен превышать 50°.

По результатам исследований была осуществлена реконструкция течек, позволившая увеличить содержание класса плюс 5 мм в агломерате на дозирочных отделениях цеха производства ферросплавов до 80%. До реконструкции этот показатель не превышал 76%.

Для количественной оценки влияния фракционного состава агломерата на показатели выплавки ферросиликомарганца путём статистической обработки фактических данных проведена оценка взаимосвязи извлечения марганца из шихты в сплав и удельного расхода электроэнергии с количеством фракции плюс 5мм в агломерате.

Корреляционно-регрессивный анализ показал наличие зависимостей между извлечением марганца (η_{Mn}), расходом электроэнергии ($Q_э$) и количеством класса плюс 5 мм в агломерате при изменении его в пределах 75-80%. Эти зависимости описываются следующими уравнениями.

$$\eta_{Mn} = -1219,1 + 32,72k - 0,2057k^2$$
$$R = 0.825 \quad (1)$$

$$Q_э = -186.1 - 4.64k + 0.0295k^2$$
$$R = 0.966 \quad (2)$$

Коэффициенты корреляции свидетельствуют о правомочности применения этих уравнений для количественной оценки влияния количества фракции плюс 5 мм в агломерате на технико-экономические показатели производства ферросиликомарганца. Установленная взаимосвязь обусловлена тем, что с увеличением фракции плюс 5 мм в агломерате улучшается газовый и электрический режим ведения плавки из-за отсутствия обвалов шихты и образования свищей, что способствует повышению теплового коэффициента полезного действия печного агрегата.

Промышленный опыт производства ферросиликомарганца (МНС, ДСТУ 3548-97) свидетельствует, что технико-экономические показатели его выплавки во многом определяются качеством марганцевого сырья, его химическим, минералогическим и гранулометрическим составом [1].

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Металлургия марганца Украины/Б.Ф. Величко, А.В. Гаврилов, М.И. Гасик и др.-К.:Техника,1999,-472с.
2. Кривенко В.В., Овчарук А.Н. Рациональные технологические схемы подготовки окисно-карбонатных марганцевых концентратов к электроплавке. //Металлургическая и горнорудная промышленность-2002.-№5.-С.21-24.
3. Сиваченко В.М., Овчарук А.Н., Кучер И.Г. Выплавка ферросиликомарганца с использованием упрочнённого марганцевого агломерата//Металлургическая и горнорудная промышленность.-2000.№2.С.14-17.
4. Кривенко В.В., Овчарук А.Н., Переверзев А.Д. Исследование и разработка технологии производства агломерата, обеспечивающей улучшение его физико-механических свойств.//Сучасні проблеми металургії. Том2. Електротермічне виробництво феросплавів і кольорових металів.//Дніпропетровськ.-Системні технології.-2001.С.140-146.

УДК 669.1:662.785

В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, И.Г. Кучер,
Ю.Б. Дедов, И.Ю. Филиппов, В.М. Сиваченко

**ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ
ПОЛУЧЕНИЯ МАРГАНЦЕВОГО АГЛОМЕРАТА
С РЕКРИСТАЛЛИЗУЮЩИМ ОТЖИГОМ АГЛОСПЕКА**

Показано, що використання додаткового горна для випалювання аглоспіку дає змогу підвищити його міцність на 1,6-2,5% та знизити питомі витрати твердого палива на 6-7 кг/т при збереженні продуктивності агломашини.

Агломерат, аглоспик, аглошихта, випал, горіння, спікання, міцність, агломашина.

Показано, что использование дополнительного горна для отжига аглоспека обеспечивает повышение его прочности на 1,6-2,5% и снижение удельного расхода твёрдого топлива на 2-4 кг/т при сохранении производительности агломашини.

Агломерат, аглоспек, аглошихта, отжиг, горение, спекание, прочность, агломашина.

It is shown that the use of additional furnaces for firing aglospeka enhances its strength 1.6-2.5 % and a reduction in specific consumption of solid fuel by 2-4 kg / tonne while maintaining the productivity of sinter.

Sinter, aglospek, agloshihhta, annealing, burning, sintering, strength, sintering machine.

По мере снижения запасов высокосортных окисных марганцевых руд, возрастает количество вовлекаемых в производство карбонатных руд и концентратов [1]. Использование в аглошихте карбонатных концентратов, обладающих высокими потерями массы при прокаливании (ППП) вследствие образования крупнопористого аглоспека приводит к снижению выхода годного и прочности агломерата [2]. Кроме того, процесс диссоциации крупных частиц карбонатного концентрата не завершается в зоне максимальных температура, продолжается даже после кристаллизации рудного расплава. Это приводит к возникновению дополнительных внутренних напряжений, так же снижающих прочностные характеристики агломерата.

Эти особенности агломерации марганцевого сырья требуют разработки специальных мер, обеспечивающих повышение прочности агломерата и улучшение показателей процесса спекания. Известно много технологических приёмов улучшения технологических показателей процесса агломерации и качества агломерата [3], но они не учитывают химико-минеральных особенностей отечественного марганцевого сырья.

Имеющиеся данные [4,5] свидетельствуют, что при нагреве марганецсодержащих стекловидных фаз выше 800°C происходит рекристаллизация стекла и при повышении температуры скорость процесса рекристаллизации возрастает. Следовательно, термическая обработка затвердевшего аглоспека позволит снизить содержание стекла в аглоспекке и снять в нём внутреннее напряжение. Способ термической обработки аглоспека газовыми горелками, установленными над хвостовой частью аглоленты [6], позволяет частично решить проблему, поскольку отжигу подвергается только поверхностный слой аглоспека.

Проверку эффективности отжига аглоспека осуществляли плазменной горелкой при различном времени отжига. Установлено, что скорость перемещения фронта тепловой волны в несколько (до 3-х) раз превышает скорость перемещения фронта горения (рис.1)

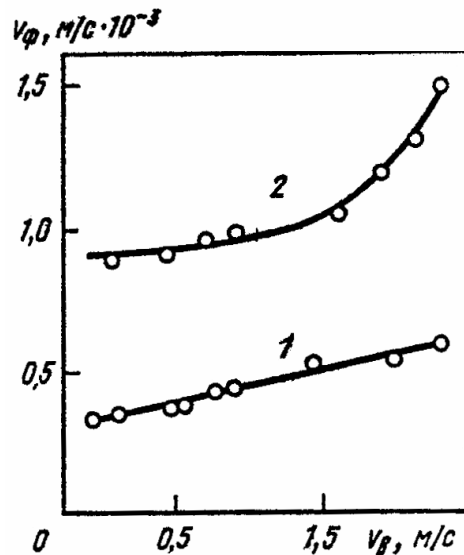


Рисунок 1 – Влияние скорости фильтрации воздуха ($v_b, \text{ м/с}$) на скорость перемещения фронта горения и фронта тепловой волны ($v_{\phi}, 10^{-3} \text{ м/с}$):

- 1 – скорость перемещения фронта горения;
- 2 – скорость перемещения фронта вторичной тепловой волны

Поэтому термическая обработка поверхности агломерата по истечении 70% общего времени спекания позволяет отжечь практически весь объём аглоспека. Это положение подтверждено на лабораторной установке площадью спекания $0,1 \text{ м}^2$ при использовании рудной части, состоящей из 60% оксидного и 40% карбонатного концентратов. Массовая доля твёрдого топлива в аглошихте во всех вариантах составляла 8,5%, а высота спекаемого слоя 400 мм. Для сравнения были выполнены спекания без отжига аглоспека (табл.1).

Таблица 1

Показатели процесса спекания с отжигом аглоспека

Время отжига, в долях от общего спекания, принятого за 1	Температура отжига, °С, по стадиям		Производительность, $\text{т/м}^2 \cdot \text{ч}$	Выход годного, %	Содержание стеклофазы, %	Прочность по классу + 5 мм
	первая	вторая				
Без отжига	-	-	1,78	60,9	37,3	74,4
0,45	900	700	1,79	61,2	35,4	74,6
0,50	950	750	1,81	62,8	20,4	76,1
0,60	1000	800	1,84	64,0	14,7	77,9
0,65	1050	900	1,85	64,5	11,3	78,1
0,70	1150	950	1,75	61,6	29,8	75,7

Результаты исследования подтвердили эффективность применения отжига аглоспека для повышения прочностных характеристик агломерата. Оптимальные результаты были получены при обработке поверхности аглоспека по истечении 0,7 общего времени спекания и температурой на первой стадии 1000-1050°C (рекристаллизация стекловидных фаз) и на второй 800-900°C (снятие внутренних напряжений).

Петрографический анализ проб аглоспека, отобранных на различной его высоте, показал, что отжиг происходит практически по всему объёму агломерата, хотя и с различной интенсивностью. Более завершённый процесс рекристаллизации отмечен в

верхних слоях аглоспека с последующим снижением в районе колосников. Результаты минералогических исследований образцов агломератов показали, что повышение его прочности обусловлено завершением повсеместного распада твёрдых растворов в процессе отжига и образованием мелкокристаллической массы при рекристаллизации стекла. Твердо-фазное взаимодействие твёрдых растворов оксидов кальция и марганца со стекло-видной фазой обеспечивает образование дополнительных порций силикатов сложного состава. Содержание стекла в агломерате снижается с 30% до 15%. Все процессы сопровождаются частичным снятием термических напряжений. Лабораторные исследования показали, что использование данного способа термической обработки аглоспека позволяет почти на 3% повысить прочность агломерата.

Опробование предложенной технологии производства агломерата провели на ПАО «НЗФ». С этой целью на одной из агломашин во время капремонта в районе 15 вакуум-камеры установили дополнительный четырёхметровый горн, отопление которого осуществляли ферросплавным газом. В процессе испытаний отработывали тепловой режим работы горна, контролировали технологические параметры агломерации, осуществляли отбор проб для определения гранулометрического, минералогического и фазового состава агломерата. Результаты исследований представлены в табл. 2.

Анализ результатов исследования показывает, что наибольший эффект, обеспечивающий повышение прочности агломерата более 2% достигается при температуре в горне 1000 °С и расходе газа 400-500 м³/ч. Снижение температуры в горне ниже 900°С не обеспечивает получение требуемых результатов из-за недостаточного уровня тепловой обработки. В то же время повышение температуры в горне выше 1000 °С крайне нежелательно по причине оплавления поверхности аглоспека, приводящее ко вторичному стеклообразованию и снижению прочности агломерата. Оплавление поверхности также снижает газопроницаемость слоя шихты и производительность агломашин.

Таблица 2

Параметры работы дополнительного горна и основные показатели производства агломерата с отжигом аглоспека

Марка агломерата	Расход природного газа, м ³ /ч	Расход воздуха, м ³ /ч	Температура, °С	Скорость движения агломашин, м/мин	Производительность агломашин, т/(м ² ·час)	Показатель прочности агломерата по классу +5мм, %	Содержание фракции - 5мм, %	Средняя температура аглоспека на выходе из машины, °С
АМНВ-2	365	6800	700-800	1,90	0,858	76,7	2,7	690-730
	380	6800	800-850	1,85	0,869	77,0	2,1	700-750
	400	6800	950-1000	1,84	0,862	77,8	2,4	700-760
	400	6800	1100-1150	1,62	0,975	72,7	4,9	730-800
АМНШ	Без отжига	-	-	1,93	0,865	76,2	2,9	680-750
	370	6800	700-800	1,73	0,843	77,2	3,1	670-720
	380	6800	800-850	1,75	0,858	77,7	2,8	710-750
	400	6800	960-1020	1,74	0,888	78,8	2,3	690-770
	Без отжига	-	-	1,84	0,853	76,3	3,5	660-740

Скорость движения аглоленты при отжиге аглоспека несколько снижается. Однако повышение выхода годного компенсирует это снижение и, в целом, производительность агломашины не снижается.

На выходе из аглоленты температура аглоспека лишь незначительно (не более 20 °С) превышает температуру аглоспека, получаемого без отжига. Поэтому применение отжига практически не сказывается на режиме охлаждения агломерата. Повышение температуры спека наблюдается только при увеличении её в дополнительном горне более 1100 °С, однако такой режим является крайне нежелательным в технологическом плане.

В период опытной проверки технологии отжига аглоспека было обеспечено снижение удельного расхода твёрдого топлива на 2-4 кг/т агломерата.

Заклучение

Опытно промышленные испытания по рекристаллизирующему отжигу аглоспека подтвердили результаты лабораторных исследований и показали, что реализация разработанной технологии обеспечивает повышение прочности агломерата до 2,5% и снижение удельного расхода твёрдого топлива на 2-4% при сохранении производительности агломашины.

Использование агломерата, полученного по разработанной технологии, позволяет улучшить технико-экономические показатели при выплавке марганцевых сплавов

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Мураховский В.В, Грищенко С.Г., Белоусов В.Ф и др. Проблемные вопросы улучшения качества марганцеворудного сырья.//Сталь.-1987.-№12.-С33-35.
2. Грищенко С.Г., Яценко А.Г., Ткач Г.Д. и др. Выплавка углеродистого ферромарганца с использованием малокремнезёмистых смешанных и карбонатных концентратов. // Сталь.-1988.-№7-С.49-51.
3. Базилевич С.В., Вергман Е.Ф. Агломерация. М.: Металлургия. 1967.-368с.
4. Киссин Д.А., Яценко А.Г., Москалёва Н.М. Физико-химические основы металлургии марганца. М.: Наука. 1977.С.262
5. Киссин Д.А., Яценко А.Г., Москалёва Н.М. Прочность и удельное электросопротивление марганецсодержащих материалов.//Марганец: отраслевой сборник. Тбилиси.-1978-№1-С.60.
6. Вергман Е.Ф. Повышение металлургической ценности руд. КМА.-М.: Металлургия, 1967-№1.С.74-85.

УДК 621.365:669.166

В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов,
И.Г. Кучер, Ю.Б. Дедов, В.Г. Ганоцкий

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРОЕНИЯ ВАННЫ РУДНОТЕРМИЧЕСКОЙ ЭЛЕКТРОПЕЧИ

Результати дослідження виділених зон в руднотермічній електропечі дозволили оцінити особливості її роботи при виплаві різних сплавів, розробити для кожного сплаву оптимальні технологічні режими роботи печі з метою одержання кращих техніко-економічних показників, а також спрогнозувати профілактичні міри по ліквідації відхилень від аварійних ситуацій.

Электропечь, шихта, зона, гарнисаж, электрод, ферросплав, зона конечного шлаку, марганець, процес.

Результаты исследований выделенных зон в руднотермической электропечи позволили оценить особенности её работы при выплавке различных сплавов, разработать для каждого сплава оптимальные технологические режимы работы печи с целью получения лучших технико-экономических показателей, а также спрогнозировать профилактические меры по ликвидации отклонений от аварийных ситуаций.

Электропечь, шихта, зона, гарнисаж, электрод, ферросплав, зона конечного шлака, марганец, процесс.

The research results highlighted areas in the ore-smelting furnaces to evaluate the features of its work in the smelting of various alloys developed for each alloy optimal research results highlighted areas in the ore-smelting furnaces allow to evaluate the features of her work in the smelting of various alloys developed for each alloy optimal technological modes of operation of the furnace for the purpose of obtain the best technical and economic indicators, as well as to predict the preventive measures to eliminate deviations from emergencies

Electric furnace , charge, area, skull , electrode , ferroalloys , the final slag zone , manganese process.

В процессе эксплуатации рудовосстановительных электропечей (РВП) на ПАО «Никопольский завод ферросплавов» разработана модель строения ванны печи для выплавки марганцевых ферросплавов. Эта модель позволяет установить особенности работы печи, разработать оптимальные технологические режимы с целью достижения наилучших технико-экономических показателей, а также определить профилактические меры предупреждения и ликвидации аварийных ситуаций.

Содержимое ванны печи (рис. 1) условно было разделено на несколько основных зон: зона неподвижной шихты (ЗНШ), зона рыхлой шихты (ЗРШ), зона первичного шлака (ЗПШ), зона коксового слоя (ЗКС), зона конечного шлака (ЗКШ) и зона металла (ЗМ).

Протяженность и расположение этих зон в печи на одном и том же сплаве могут быть различны даже в зоне соседних электродов и зависят, в основном, от мощности на электроде, состава выплавляемого сплава и величины заглубления электрода в шихту (посадки электрода). Зоны ЗРШ, ЗПШ, ЗКС, ЗКШ составляют приэлектродную зону ЗПЭ, проекция которой на подину соответствует площади реакционной зоны электрода $S_{pэ}$ [1].

С внешней стороны кожуха электрода $S_{pэ}$ ограничена гарнисажем, расстояние которого до боковой поверхности электрода (по горизонтали)

определяется величиной $\delta_{гр}$ (рис. 1) и может быть определена как минимальная величина «а» [2] до боковой стенки печи.

Приэлектродная и подэлектродная зоны вместе образуют объём реакционной зоны V_T [1]. Размеры $S_{рзэ}$ и V_T зависят от диаметра электрода, глубины его погружения и мощности на нём и состава выплавляемого сплава.

Как правило, на нормально работающей РВП, приэлектродные и подэлектродные зоны разобцены и соединяются зоной металла. Зоны коксового слоя соседних электродов, разделяющие ЗПШ и ЗКШ, могут иметь различное положение по высоте и толщине [3].

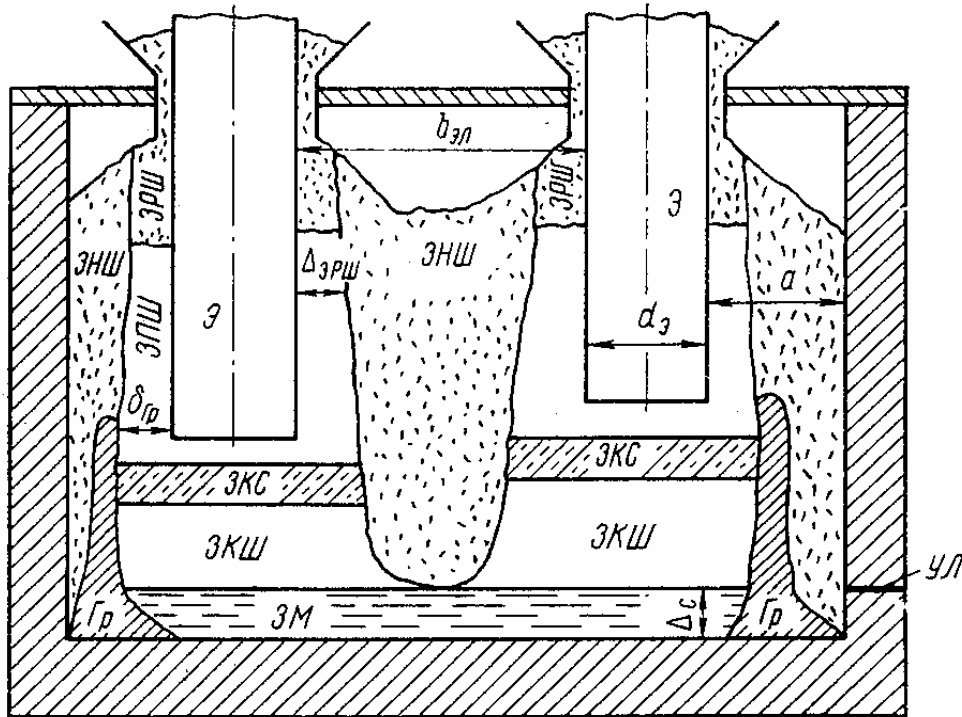


Рисунок 1 – Схема основных зон ванны РВП:

- э – электрод; а – расстояние от электрода до стенки ванны; бэл – расстояние в «свету» между электродами; Δс – толщина буферного слоя металла на подине;
- Гр – гарнисаж; δгр – расстояние от гарнисажа до электрода;
- УЛ – уровень лётки; остальные обозначения в тексте

Размеры зоны рыхлой шихты по ширине и высоте зависят от мощности на электроде, типа выплавляемого сплава и способа загрузки шихты в печь, то есть непосредственно к электродам через воронку (рис 2, а) или в сторону от него через загрузочные трубы (рис. 2, б).

Установлено, что для электропечей выплавляющих высокоуглеродистый ферромарганец и ферросиликомарганец при мощности на электроде 7-9 МВт зона рыхлой шихты находится в пределах 0,4-0,8 и 0,8-1,4 метра соответственно. При этом скорость схода шихты у электродов неравномерна во времени и от выпуска до выпуска расплава имеет иногда характер обвалов, сопровождающихся резкими изменениями электрического (падение токовых нагрузок) и газового (повышение давления под сводом) режимов, что явно проявляется во время выпуска расплава. При этом, чем больше скорость схода шихты, тем сильнее её обвалы и сопровождающие их отрицательные эффекты. Это накладывает дополнительные ограничения на условия производства ферросплава и повышает требования к качеству шихтовых материалов. Характер схода шихты существенно зависит от способа загрузки её в печь (рис. 2).

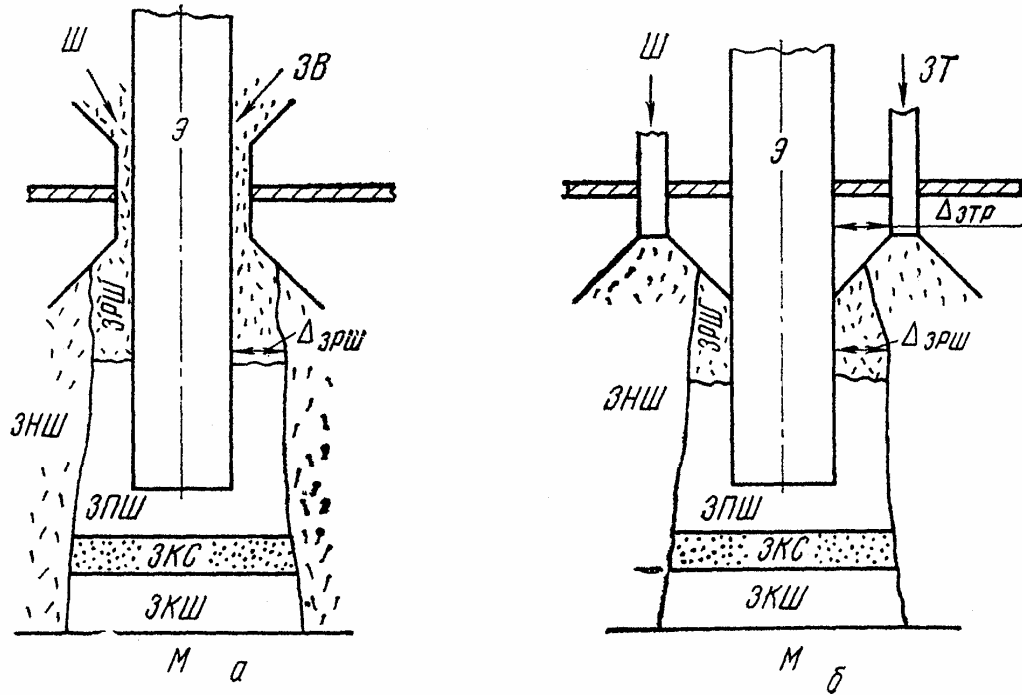


Рисунок 2 – Формирование зоны рыхлой шихты (ЗРШ) при загрузке шихты через воронку вокруг электрода (а) и через загрузочные трубы (б) в герметичных печах

Зона первичного шлака (ЗПШ) начинается с момента появления первых порций расплава самой легкоплавкой составляющей шихты. Снизу ЗПШ ограничена коксовым слоем, протяженность которой по высоте зависит от заглубления электрода в шихту, а материал её представляет собой расплав типа магмы с внедрёнными частицами шихтовых материалов, кокса, шлака и металла. Количество и величина частиц металла увеличивается к нижней части зоны, а цвет материала её меняется от чёрного в верхней части до зелёного и светлозелёного в средней и нижней частях соответственно. Химический состав меняется сверху вниз следующим образом (рис. 3).

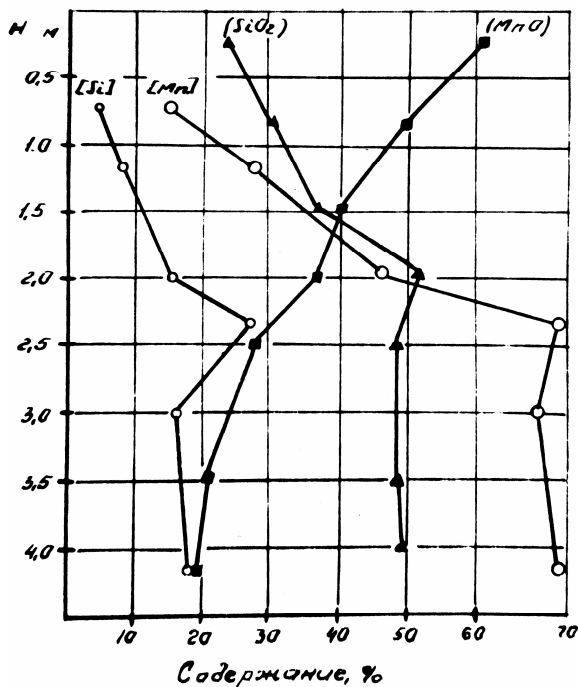


Рисунок 3 – Изменение химического состава шлака (MnO, SiO₂) и металла ([Mn], [Si]) и кинетика восстановления марганца и кремния по глубине ванны печи РПЗ-63 при выплавке товарного ферросиликомарганца

Магма (первичный шлак) постепенно обедняется марганцем и кремнезёмом, хотя убыль MnO и SiO_2 постоянно пополняется за счёт подплавления новых порций шихты и расширением зоны, а количество металла и содержание Mn и Si в нём увеличивается [4]. Таким образом, зона первичного шлака является очень важной в технологическом отношении, в которой происходят основные процессы восстановления, образования металла и формирования шлака.

Коксовый слой (ЗКС) при нормальной работе печи расположен ниже конца рабочего электрода на 150-350 мм. Шлак в этой зоне по цвету и химсоставу близок к конечному. К этому моменту процессы восстановления практически завершились и коксовый слой образуется за счёт непрореагировавшего в ЗКС кокса и его количества в этой зоне. Толщина коксового слоя может характеризовать полноту протекания процессов восстановления. Чем толще слой тем менее эффективно работает печь.

Зона конечного шлака ограничена (рис. 1) сверху коксовым слоем, снизу металлом, с боков нерасплавленной шихтой и гарнисажем, а металла – с периферии гарнисажем или футеровкой боковых стен ванны. При нормальной работе печи металлическая ванна соединяет все подэлектродные зоны, как бы они не были удалены друг от друга.

Размеры металлической ванны, т.е. положение гарнисажа и толщина буферного слоя металла (Δ_c) на подине, очень важны для повышения стойкости футеровки подины ванны. На стойкость ванны существенно влияет щадящий режим разогрева новых печей.

Зона неподвижной шихты (ЗНШ) является самой обширной. Назвать эту зону неподвижной можно лишь условно, так как обмен шихты в ней происходит, но крайне медленно. Установлено, что ЗНШ играет в шлаковых процессах роль шлакоприёмника, в котором шихта выполняет роль дренажного слоя.

ВЫВОДЫ

Проведенные исследования позволили объяснить протекающие в печи процессы применительно к производству марганцевых ферросплавов в мощных руднотермических электропечах, а также установить и предотвратить возможные причины отклонения от их нормальной работы.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Струнский Б.М. Руднотермические плавильные печи. М.: Металлургия, 1972.
2. Зубанов В.Т., Величко Б.Ф., Ткач Г.Д. и др. // Сталь.-1986.-№1-С.48-50.
3. Карманов Э.С., Величко Б.Ф. Модель строения ванны рудовосстановительной печи. //Сталь.-1984.-№9.-С40-42.
4. Физико-химические превращения шихтовых материалов в промышленной электропечи РПЗ-6З, выплавляющей ферросиликомарганец. /М.И. Гасик, И.Г. Кучер, Б.Ф. Величко, Г.Д. Ткач. //Сталь.-1983.№9,С.41-43.

УДК 669.15-194.3

М.Ж. Толымбеков, С.О. Байсанов, А.С. Байсанов, И.Б. Мусина

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ ЛИГАТУР С КАЛЬЦИЕМ

В настоящее время большое внимание уделяется увеличению производства качественных сталей, необходимых для развития металлургической, машиностроительной, радиотехнической и других отраслей промышленности.

Особое значение имеют легированные и модифицированные стали, свойства которых кардинально улучшаются благодаря введению в их состав щелочноземельных металлов – кальция, стронция, бария и других металлов.

В этой связи особенно актуальна разработка технологий получения алюминий, кремний, марганецсодержащих комплексных ферросплавов с кальцием из минерального сырья Казахстана, позволяющая объединить процессы получения алюминия, силикомарганца, силикокальция и ферросилиция воедино. Развитие этого направления обеспечит конкурентоспособность продукции, повысит экспортный потенциал республики и станет инновационным достижением в области чёрной металлургии Казахстана.

Сотрудниками института разрабатывается новое направление в ферросплавном производстве, ориентированное на производство новых видов ферросплавов с использованием нетрадиционных сырьевых материалов, таких как высокозольные угли, углистые породы, некондиционные руды и отвальные шлаки.

Особенностью данных ферросплавов является следующее:

Во-первых: присутствие сразу нескольких активных компонентов значительно усиливает их коллективное раскисляющее действие. За счет этого достигается более глубокое раскисление стали и восстановление элементов при металлотермии.

Во-вторых: более высокая плотность и низкая температура плавления данных ферросплавов в отличие от алюминия и кремнистых ферросплавов способствует более полному усвоению их сталью при раскислении.

В-третьих: использование высокозольных углей и углистых пород в качестве восстановителей вместо металлургического кокса и некондиционных руд в качестве минерального сырья значительно удешевляет их себестоимость. При этом значительно расширяется минерально-сырьевая база ферросплавного производства.

В-четвертых: организация производства комплексных ферросплавов в Республике Казахстан позволяет организовать выплавку одностадийным карботермическим методом таких высокоактивных элементов-раскислителей, как барий и кальций, производство которых в настоящее время в Республике Казахстан отсутствует.

Ранее, в течении ряда лет учеными Химико-металлургического института - Т.Г. Габдуллиным, Т.Д.Такеновым, Г.В. Медведевым и др. [1-3] проводился ряд изыскательских работ по получению комплексных сплавов таких, как алюминий-марганец-кремний (АМС), алюминий-хром-кремний (АХС), кальций-алюминий-марганец-кремний (КАМС) и железо-алюминий-кремний-кальций (ФАСК).

Проведенный анализ данных работ показал основные недостатки данных технологических процессов, которые приводили в первую очередь к рассыпанию комплексных сплавов после остывания. В связи с отсутствием в то время

оборудования по вводу порошкообразных материалов в объем стали, данные технологические разработки не были востребованы в производстве. Учитывая эти особенности, нами были пересмотрены используемые шихтовые материалы и выбраны более качественные по фосфору сырьевые источники.

В данной статье предлагается два технологических процесса выплавки комплексных лигатур с кальцием:

- технология выплавки ферроалюмосиликокальция (ФАСК), опробованная в лабораторных условиях,
- технология выплавки алюмосиликомарганца с кальцием (КАМС), отработанная в крупно-лабораторных условиях.

Для проведения серии экспериментов по выплавке комплексного сплава ФАСК с выявлением особенностей технологического процесса были проведены лабораторные опыты в печи Таммана.

В опытных плавках в качестве шихты использовали доменный шлак металлургического комбината АО «АрселорМиттал Темиртау» и высокозольный уголь месторождения «Сарыадыр» Тениз-Коржункольского бассейна. Дробленный доменный шлак и высокозольный уголь фракцией 3-5 мм усредняли методом квартования. Характеристика шихтовых материалов приведена в таблице 1.

Таблица 1

Химический состав шихтовых материалов

Материал	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	BaO	S	P	п.п.п
Доменный шлак	25,63	13,94	39,29	11,85	1,67	0,8	0,015	0,78
Зола сарыадырского угля	56,34	34,61	2,31	0,86	0,3	0,08	0,04	-

Технический состав угля, %: зола - 55; летучие - 20,1; влага - 0,98.

За основу при расчете материального баланса были взяты реакции (1), (2), (3).

Согласно данным [1] первым в реакцию вступает оксид кремния по реакции 1.



Теоретическая температура начала восстановления находится в интервале температур 1427-1600°C. Такая разность интервала температур связана с присутствием в шихте железа. Кремнезем восстанавливается в присутствии металлического железа в железокремниевый сплав в большей степени, чем в присутствии оксида железа.

По мере восстановления кремния в углетермический процесс будет вовлечен оксид кальция по реакции 2.



Температура прямого восстановления кальция из его оксида равна 1927°C [1]. Однако в процессе плавки идет совместное восстановление оксида кальция и кремнезема с учетом соотношением их в шихте, в этом случае температура восстановления намного ниже и равна 1600-1700°C.

При выплавке ФАСК восстановление глинозема происходит в последнюю очередь по реакции 3.



Прямое восстановление оксида алюминия выше по сравнению (1977°C) от температуры совместного восстановления оксидов кремния и кальция где температура начала восстановления – 1610°C.

Также учитывалось восстановление оксидов до субоксидов SiO_r , CaO_r , Al_2O , которые в газообразном виде покидают печное пространство.

Расчет шихты вели на полное восстановление оксидной части, избыток углерода нейтрализовали доменным шлаком.

Дозированную и перемешанную шихтовую смесь засыпали в графитовый тигель и помещали в печь.

Первую опытную плавку начали на шихте 50 г высокозольного угля и 24 г доменного шлака. Температура выдержки была установлено выше теоретической на 50-60 $^{\circ}\text{C}$, это объясняется тем, что нагрев осуществлялся косвенным образом. Опыты провели в температурном интервале 1800 – 1850 $^{\circ}\text{C}$.

Далее были отобраны образцы, а также остатки непроплавленной шихты для проведения анализа результатов плавки.

Полученный химический состав металла лежит в интервале следующих значений, в % по массе:

$\text{Si}=35-38$, $\text{Ca}=8-10$, $\text{Al}=10-12$, $\text{C}=0,2-0,4$, $\text{P}=0,01-0,03$, $\text{S}=0,005-0,05$, $\text{Fe}=\text{ост.}$

Анализируя данные результатов проведенных опытных плавки, можно констатировать что:

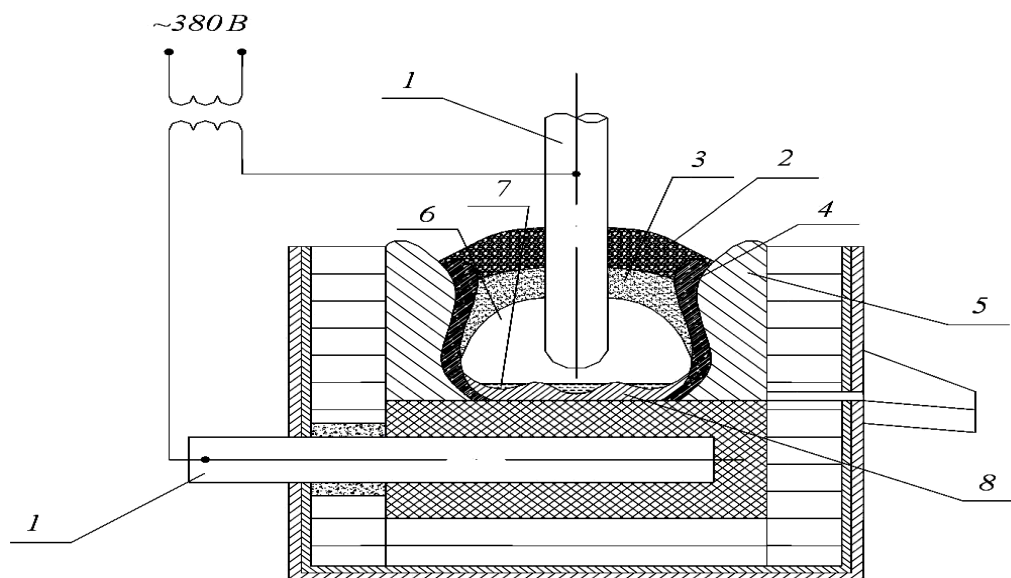
- шихту засыпали в графитовый тигель, среда протекания основных реакций была окислительной, поэтому расчет шихты надо вести с учетом избытка твердого углерода на 20%. Так как часть углерода на поверхности тигля сгорала за счет окисления кислородом воздуха;

- опытами установлено, что идет очень большая потеря массы, поэтому шихта должна быть постоянно под колошником, для снижения потерь металла в виде газообразных оксидов. Интенсивное газовыделение привело к потере кремния, кальция и алюминия в виде субоксидов, так как полное восстановление происходит через образование промежуточных продуктов таких как SiO_r , SiC , CaO_r ;

- установленная температура печи Таммана находится примерно в интервале 1800-1850 $^{\circ}\text{C}$, которая как выяснилось в ходе проведения опыта, не является достаточной, поэтому надо обеспечить более высокую концентрацию тепла для протекания восстановительных процессов сложных оксидов кремния, кальция и алюминия, так как основные восстановительные реакции комплексного сплава ФАСК протекают при температурах свыше 2000 $^{\circ}\text{C}$.

Таким образом, для протекания нормального процесса выплавки комплексного сплава ФАСК с полным восстановлением кремния, кальция и алюминия были установлены оптимальные требования к технологическому режиму, которые можно осуществить на руднотермической печи.

В условиях Химико-металлургического института были проведены крупно-лабораторные испытания по выплавке комплексного сплава алюмосиликомарганца с кальцием (КАМС) из отвальных марганцевых шлаков и высокозольного угля месторождения Сарыадыр в различных их соотношениях в руднотермической печи мощностью 200 кВА. Схематическое строение ванны печи приведено на рисунке.



1 – электрод; 2 – исходная шихта; 3 – зона размягченной шихты;
4 – переходная зона; 5 – пристенный гарнисаж; 6 – реакционная зона;
7 – расплав; 8 – металлокарбидная настель.

Рисунок - Строение ванны руднотермической печи с трансформатором мощностью 200 кВА

Разогрев электропечи производили в течение 12 часов на коксовой подушке в качестве проводника электрического тока и сохранения подины. По завершению периода разогрева электропечь полностью очистили от остатков коксовой подушки. Электрический режим периода разогрева: вторичное напряжение 24,6 В, и сила тока с высокой стороны 150-200 А. Плавку вели непрерывным способом, с загрузкой шихты небольшими порциями по мере усадки колошника, с периодическим выпуском металла через каждые 2 часа в чугунные изложницы. Открытие летки производили электропрожигом или железным прутом. Металл и шлак каждого выпуска взвешивали, после чего отбирали пробы на химический анализ.

Основной задачей исследования было осуществление полного восстановления всех оксидов шихты, состоявшей из отвального шлака рафинированного ферромарганца и высокозольного каменного угля при непрерывном устойчивом легко регулируемом бесшлаковом процессе. Технология этого метода основана на совместном восстановлении кальция, марганца, кремния и алюминия углеродом.

Для опытных плавок использовали отвальные шлаки рафинированного ферромарганца фракции +10-40 мм и высокозольные угли Сарыадырского месторождения фракции -10-40 мм, которые относятся к техногенным отходам и малопригодны в качестве топлива в народном хозяйстве.

Химический и технический состав исходных материалов приведен в таблице 2.

Таблица 2

Химический и технический состав исходных материалов

Материал	Состав, %								
	A	V	W	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO
Марганцевый шлак	-	-	-	20,48	20,44	1,85	36,46	2,62	18,09
Высокозольный уголь	55,92	20,79	0,98	60,86	30,82	1,63	-	-	-

Шихту для выплавки сплава КАМС рассчитывали на полное восстановление всех оксидов отвального шлака и золы угля. За время опытных плавки были исследованы три варианта состава колош с различным содержанием в колоше шихтовых материалов (таблица 3).

Таблица 3

Состав колош шихтовых материалов

Вариант плавки	Высокозольный уголь	Марганцевый шлак
I	20	6
II	20	8
III	20	10

В первом периоде колоша состояла из 20 кг высокозольного угля и 6 кг марганцевого шлака. По первому варианту шихтовых материалов плавку вели 6 часов. Работа на данной навеске шихты показала не плохие технологические показатели, в частности характеризовалась горячим ходом процесса и стабильной токовой нагрузкой 150-160А без каких либо скачков. При этом постепенно начала зарастать подина, возможно за счет образования в ней карбидов кальция и кремния.

Во втором периоде при работе на 24 В и силе тока 180-200А, процесс шел при устойчивом электрическом режиме, с некоторым зарастанием тигля, что характеризовалось низкой посадкой электрода. С увеличением в колоше марганцевого шлака повышалось содержание кальция в сплаве.

При переходе на третий вариант плавки состав колоши шихтовых материалов составил: высокозольного угля - 20 кг, с увеличением навески марганцевого шлака с 8 кг до 10 кг. На этой колоше работали до конца кампании. В целом процесс плавки на этой колоше характеризовался активным выходом металла, горячим ходом печи и стабильным повышением содержания кальция в сплаве.

Химический состав полученного сплава приведен в таблице 4.

Таблица 4

Химический состав сплава и вес металла

№ выпуска	Содержание компонентов масс., %					Вес металла, кг
	Mn	Si	Al	Ca	Fe	
1	12,62	34,59	26,72	3,69	22,19	4,3
2	10,48	43,07	37,81	5,88	2,48	8,9
3	13,88	31,5	29,94	4,62	19,84	5,5
4	11,74	36,19	32,06	5,04	14,73	6,6
5	15,12	37,95	36,53	6,04	4,21	3,6
6	16,34	34,11	34,34	5,71	9,29	3,6
7	16,96	31,54	35,9	6,21	9,16	6,0
8	17,56	33,06	40,06	5,2	3,97	5,3
9	11,74	24,82	25,92	6,21	31,15	13,1
10	17,66	38,18	22,21	6,72	14,28	5,7
11	15,02	41,9	24,54	8,06	9,65	8,1
12	15,94	37,08	29,28	8,73	8,74	6,6
13	15,82	37,35	30,29	9,07	6,87	6,8
14	16,4	48,49	18,3	10,41	5,43	9,0

Таким образом, в крупно-лабораторных условиях установлена принципиальная возможность получения нового вида комплексного кальцийсодержащего сплава - алюмосиликомарганца с кальцием из

высокозольных углей Сарыадырского месторождения и отвальных шлаков рафинированного ферромарганца, относящихся к техногенным отходам.

Это позволяет разработать комплексную и ресурсосберегающую технологию выплавки нового вида ферросплава, который удовлетворяет требованиям, предъявляемым для его дальнейшего использования в сталеплавильной промышленности в виде раскислителя, а также восстановителя в производстве средне и низкоуглеродистых марок ферромарганца.

Полученный сплав характеризуется следующим средним химическим составом: 11-17% Mn; 31-43% Si; 25-31% Al; 5-10% Ca и 12-23% Fe.

В настоящее время еще нет достаточного количества данных для детального расчета себестоимости сплава алюмосиликомарганца с кальцием по разрабатываемой технологии. Однако по результатам крупно-лабораторных испытаний можно провести ориентировочную оценку ожидаемой себестоимости и технико-экономической эффективности производства сплава в промышленных условиях.

Крупно-лабораторные испытания показали, что на одну тонну нового сплава расходуется: отвального марганцевого шлака – 740 кг; высокозольного угля – 2110 кг; электроэнергии- 14210 кВт.ч. При стоимости высокозольного угля и отвального марганцевого шлака в пределах 50-60\$ (с учетом транспортировки и подготовки), себестоимость комплексного сплава алюмосиликомарганца с кальцием по фактическим показателям, полученным

при выплавке в крупно-лабораторных условиях, составит 1000-1100\$. При этом значительную долю в структуре себестоимости занимает стоимость электроэнергии – 80-85%.

Полученные данные позволяют использовать в качестве шихтовых материалов выплавки кальцийалюмосиликомарганца – отвальные шлаки и высокозольные угли, что позволяет решить экологическую проблему их утилизации и значительно снизить себестоимость получаемого сплава. При этом реальный расход высокозольного угля должен быть значительно выше теоретически (стехиометрически) необходимого.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Бородаенко Л.Н., Такенов Т.Д., Габдуллин Т.Г. Электротермия комплексных сплавов с активными элементами. – Алма-Ата: Гылым, 1990. – 91 с.
2. Медведев Г.В., Такенов Т.Д. Сплав АМС. - Алма-Ата: Наука, 1979. - 139 с.
3. Свядковская Е.Ф., Медведев Г.В., Грузинов В.К. и др. Получение алюмосиликохрома (сплава АХС) из бедных донских хромовых руд и высокозольных экибастузских углей//Комплексная переработка руд черных металлов Казахстана: сб. науч. тр. ХМИ АН КазССР. - Алма-Ата,1969. - Т.6. - С. 88-94.

УДК 669.168:669.18

Ю.С. Пройдак, Г.Н. Трегубенко, Г.А. Поляков, С.Н. Подгорный

РАЗРАБОТКА СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ ЛИГАТУР НА ОСНОВЕ ОТСЕВОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Анотація: Встановлена можливість ефективного застосування відсівів ферросплавного виробництва для отримання азотовмісних лігатур з регульованим, високим та рівномірним вмістом азоту.

Ключові слова: відсів ферросплаву, лігатура, азот, карбамід, склад, технологія.

Аннотация: Установлена возможность эффективного применения отсевов ферросплавного производства для получения азотсодержащих лигатур с регулируемым, высоким и равномерным содержанием азота.

Ключевые слова: отсев ферросплава, лигатура, азот, карбамид, состав, технология.

Abstract: Possibility of effective application of sifting out of ferro-alloy production is set for the receipt of nitrogen of containing ligatures with the maintenance of nitrogen managed, high and even.

Keywords: sifting out of ferro-alloys, ligature, nitrogen, carbamidum, composition, technology.

Постановка проблемы

Постоянная интенсификация условий эксплуатации машин, агрегатов и строительных конструкций ставит перед металлургами достаточно сложную задачу создания новых сталей массового производства, обладающих комплексом высоких потребительских свойств. Принципиально новый уровень свойств достигается в сталях с карбонитридным упрочнением, микролегированных азотом и сильными нитридообразующими элементами (V, Nb, Ti, Al и др.) [1]. Наличие в стали высокодисперсных карбонитридов или нитридов приводит к измельчению зерна, параллельному повышению прочностных характеристик и ударной вязкости, снижению температурного порога хладноломкости и т.п.

Одной из важных причин, сдерживающих расширение производства сталей с карбонитридным упрочнением, является дефицит и очень высокая стоимость азотоносителей.

Актуальность исследования

В настоящее время актуальными являются исследования, направленные на создание принципиально новых экономичных азотсодержащих лигатур на базе практически любого металлического материала (в т.ч. и техногенных отходов ферросплавной промышленности) и недефицитных органических азотоносителей, а также по разработке высокопроизводительной технологии их получения, позволяющей обеспечить практически неограниченный объем выплавки сталей с карбонитридным упрочнением с минимальными затратами.

Связь исследования с важными научными и практическими заданиями

Исследование направлено на решение следующих важных научных и практических заданий:

- создание научных и технологических основ получения принципиально новых азотсодержащих лигатур, в которых азотоноситель дополнительно выполняет роль связки;
- разработку состава и технологии получения экономичных азот-содержащих лигатур;
- эффективное применение техногенных отходов ферросплавной промышленности;
- создание необходимой сырьевой базы для производства сталей с карбонитридным упрочнением.

Анализ последних исследований и публикаций

В настоящее время технология производства низколегированных и углеродистых сталей с карбонитридным упрочнением традиционна, т.е. в основном такая же, как у базовых сталей [2]. В качестве азотоносителей обычно используют азотированные в твердом состоянии сплавы хрома, марганца [3, 4], реже ванадия, главными недостатками которых являются прежде всего дефицитность и очень высокая стоимость, а также крайне низкая однородность по концентрации азота и, соответственно, сложность обеспечения его стабильного содержания в стали и, как следствие, уровня свойств готового проката.

Методы легирования сталей азотом непосредственно из газовой фазы либо очень дорогие (плазменно-дуговая плавка [5], автоклавные процессы [6] и др.) либо пока имеют крайне ограниченное распространение (газо-кислородное рафинирование в конвертерах с донной продувкой газовыми смесями переменного состава [7]) и недоступны для массового производства углеродистых и низколегированных сталей с карбонитридным упрочнением.

В литературе имеются сведения [8] о попытках использования в качестве азотоносителя при выплавке низколегированных сталей минеральных и органических соединений (например, селитры, карбамида и др.). Однако сколь-нибудь широкого распространения в сталеплавильной практике эти азотосодержащие материалы не получили ввиду их нетехнологичности (мелкодисперсность, малая плотность) и крайне низкого усвоения азота жидкой ванной.

Выделение нерешенной раньше части общей проблемы

Как следует из вышеизложенного, существующие традиционные промышленно освоенные способы производства азотированных ферросплавов отличаются малой производительностью, высокой энергоемкостью и требуют сложного в эксплуатации дорогостоящего оборудования.

Получение новых недорогих и эффективных азотсодержащих лигатур (АЛ) с регулируемым, высоким и равномерным содержанием азота может быть осуществлено путем совместного окускования порошковых ферросплавов практически любого состава и недефицитных азотсодержащих соединений [9].

Данная статья посвящена разработке оптимального состава и высокопроизводительной технологии получения АЛ на основе отсевов ферросплавного производства.

Новизна исследования

Создание на базе отходов ферросплавной промышленности принципиально новых азотсодержащих лигатур, в которых азотоноситель дополнительно выполняет роль связки.

Общенаучное значение исследования

Исследование посвящено развитию научных и технологических основ производства азотсодержащих сталей и утилизации техногенных отходов ферросплавной промышленности.

Изложение основного материала исследования

Основным ингредиентом АЛ является азотоноситель. В качестве последнего нами был выбран карбамид (мочевина) – вещество очень богатое азотом (46,7%). По способу производства мочевина является самым доступным азотоносителем, что связано с ее широким применением как органического удобрения.

Анализ свойств карбамида послужил основанием для выбора способа производства АЛ, наполнителя и связки. Так низкая плотность карбамида (1,335 т/м³) обуславливает необходимость наличия в АЛ металлического наполнителя с высокой плотностью (ферросплава); низкие температуры плавления (132,7°С) и разложения (150°С) не позволяют применять высокотемпературные способы окускования. А неограниченная растворимость карбамида в воде налагает жесткие требования на связующий ингредиент. Поэтому на первом этапе разработок наиболее приемлемым способом производства АЛ было принято окомкование (грануляция). Учитывая свойства поверхности частиц наполнителя (ферросплава), роль связки при таком способе окускования может выполнять только жидкое стекло.

Экспериментально установлено, что отсеvy ферросплавов (SiMn, FeSi, FeCr и др.) с карбамидом (10-25% мас.) крупностью 0-3 мм и 1-3 мм, соответственно, при добавлении жидкого стекла (5-15% мас.) хорошо окомковываются с образованием гранул диаметром 5-12 мм, обладающих удовлетворительной прочностью в сыром состоянии (сбрасывание не менее 3 раз с высоты 0,5 м), значительно упрочняющихся (прочность на сжатие составляет 110-145 кг/гран.) при высушивании в потоке теплоносителя. При этом насыпная плотность гранулированных АЛ составляет ≥ 4 т/м³.

Полученные результаты позволили разработать энерго- и ресурсосберегающую технологию получения гранулированных АЛ холодного твердения, которая включает следующие операции:

- смешивание отсеv ферросплавов и карбамида;
- предварительную грануляцию смеси в режиме зародыше-образования;
- накат оставшейся части ферросплава на поверхность зародышей в основном периоде грануляции с доведением АЛ до заданного состава;
- сушку гранул в потоке теплоносителя.

Применение отдельной грануляции смеси вызвано интенсификацией процесса зародышеобразования и гигроскопичностью карбамида и, следовательно, необходимостью защитить частицы карбамида от прямого воздействия влаги в процессе хранения гранул. Многослойная конструкция окатышей с поверхностным слоем из практически чистого ферросплава обеспечивает как влагостойкость гранул и их повышенную прочность в сыром и затвердевшем виде, так и термостойкость частиц карбамида при введении АЛ в жидкую сталь. Последнее значительно повышает степень усвоения азота из лигатуры жидким металлом и эффективность ее применения.

В ходе производства опытной партии было получено более 5,0 т гранулированных АЛ холодного твердения (табл.1) на базе отсеv различных

ферросплавов (SiMn, FeSi, FeCr). Определено, что металлургические свойства гранулированных АЛ соответствуют по уровню железорудным окатышам хорошего каче

Таблица 1

Химический состав гранулированных АЛ

Исходный сплав	Содержание элементов в АЛ ¹⁾ , мас. %						
	N	C ²⁾	Si	Mn	Cr	S	P
MnC17	8,2	$\frac{4,8}{1,28}$	14,3	61,0	-	0,03	0,41
ФС45	8,4	$\frac{3,6}{0,04}$	37,4	0,48	0,4	0,02	0,04
ФС15	8,7	$\frac{4,4}{0,63}$	13,0	0,72	-	0,02	0,08
ФХ800	9,1	$\frac{10,6}{6,68}$	0,32	-	53,1	0,02	0,03

Примечание: ¹⁾ - остальное железо. ²⁾ - В числителе приведено полное содержание углерода в АЛ, в знаменателе – в наполнителе. Остальной углерод содержится в карбамиде в виде оксидов и при легировании стали удаляется практически полностью в газовую фазу.

Однако, обладая целым рядом преимуществ перед традиционными азотированными ферросплавами, гранулированные АЛ холодного твердения имеют определенные ограничения по производству, составу и свойствам. Указанные ограничения могут быть в значительной степени устранены путем использования фундаментального свойства некоторых органических азотоносителей переходить при нагреве в жидкое состояние без разложения. В этом случае жидкофазный синтез окускованных АЛ осуществляется за счет вяжущих свойств расплава азотоносителя, что позволяет отказаться от жидкого стекла, повысить качественные показатели продукта и производительность, снизить себестоимость и др.

Сущность разработанного нами способа получения жидкофазно окускованных АЛ состоит в том, что при нагревании смеси активного наполнителя и азотсодержащей твердой добавки до температуры, обеспечивающей ее плавление без разложения, последняя выполняет роль связки, обеспечивая тем самым способность смеси к формообразованию. При охлаждении на воздухе азотсодержащая добавка кристаллизуется, чем достигается окускование смеси и придание окускованному материалу прочности, требуемой технологическим процессом легирования. При этом в качестве азотсодержащих добавок выбираются материалы, имеющие высокое содержание азота (не менее 14%) и плавящиеся при относительно низкой температуре (до 300-400°С) без разложения. Совокупность этих требований обеспечивает возможность введения практически любых необходимых количеств азота в АЛ (7-10%), минимальные трудо- и энергозатраты при их производстве.

На основании подробного анализа температур плавления и разложения, содержания азота, стоимости, токсичности, объемов производства и других свойств ряда известных азотсодержащих соединений минерального и органического происхождения сделан вывод, что широко производимый карбамид наиболее оптимально подходит для осуществления низкотемпературного жидкофазного синтеза, и может быть применен в составе АЛ не только как азотоноситель, но и как связка для жидкофазного окускования.

Опытная проверка возможности использования свойств плавкости карбамида для осуществления “жидкофазного спекания” отсевов ферросплавов, при получении окускованных АЛ нового класса проводилась на стандартном оборудовании в условиях Национальной металлургической академии Украины. Отсевы ферросплавов смешивали с гранулированным карбамидом и полученную смесь помещали в емкость, а затем в рабочую камеру нагревательной печи. Смесь выдерживали в печи при заданной температуре до перехода ее в жидкоподвижное состояние и после перемешивания и достижения равномерного оплавления извлекали и охлаждали вместе с емкостью на воздухе до полной кристаллизации карбамида. Полученные образцы АЛ по форме в точности воспроизводили очертания емкости, представляли собой достаточно прочные компоненты с характерными признаками сплошного беспористого материала.

Исследование взаимодействия расплавленного карбамида и отсевов различных ферросплавов показало высокую адгезионную активность расплава карбамида. Введение частиц в соприкосновение с расплавом сопровождалось активным их захватом. Этим, главным образом, и объясняется высокая прочность окускованных АЛ после кристаллизации карбамида при охлаждении.

В ходе опробования нового способа производства АЛ определена оптимальная температура нагрева смеси 135-145°C. Понижение температуры до 125°C не позволяет реализовать жидкофазную схему, повышение до 150°C сопровождалось наряду с активным плавлением интенсивным газовыделением с характерным запахом аммиака, что свидетельствовало о разложении карбамида.

Таким образом, экспериментально была подтверждена возможность совместного использования карбамида и как азотоносителя, и как связки при получении нового класса жидкофазно окускованных АЛ.

Дальнейшее исследование явления низкотемпературного жидко-фазного окускования были направлены на определение оптимальных соотношений азотоноситель-наполнитель и номенклатуры возможных составов АЛ. Установлено, что для осуществления качественного жидкофазного окускования и обеспечения содержания азота в АЛ не менее 7% оптимальное количество карбамида в смеси должно составлять 15-20%.

Результаты проведенных исследований также показали, что на процесс жидкофазного окускования не влияет вид наполнителя. При этом в качестве наполнителя могут быть использованы любые ферросплавы в зависимости от назначения АЛ, т.е. от марки выплавляемой стали. Универсальными материалами являются практически все отсевы ферросплавов марганца и кремния (углеродистый и среднеуглеродистый ферромарганец, ферросиликомарганец, ферросилиций и др.). Для специальных случаев в качестве наполнителя могут быть использованы феррохром, феррованадий и другие ферросплавы.

Учитывая, что АЛ применяются, главным образом, для выплавки сталей с карбонитридным упрочнением, для увеличения степени усвоения азота при их использовании можно вводить в их состав сильные нитридообразующие элементы (титан, алюминий, ванадий, ниобий и др.).

Если при выплавке стали планируется легирование легкоокисляющимися элементами (редкоземельные металлы, кальций и др.), то их лучше вводить в составе АЛ. Это связано с тем, что в результате разложения карбамида выделяется большое количество восстановительных газов (~ 1,5 м³/кг), чем обеспечивается не только интенсивное перемешивание металлической ванны, но и

одновременное создание восстановительной атмосферы вокруг микролегирующих и модифицирующих добавок и, тем самым, резкое снижение их окисления и повышения степени усвоения.

На основании всего комплекса выполненных теоретических и экспериментальных исследований разработана энерго- и ресурсосберегающая технология получения жидкофазно окускованных АЛ и ее аппаратурное обеспечение. Разработанная технология включает в себя следующие операции:

- нагрев отсевов и их прокатка;
- смешивание отсевов и гранулированного карбамида;
- подогрев смеси, плавление карбамида и выдержка расплава в течение 5-10 мин. в интервале температур 135-145°С ;
- разливка в формы или приемную воронку брикетного пресса;
- охлаждение до кристаллизации.

В соответствии с описанной технологией разработаны и изготовлены полупромышленные установки производительностью 250 кг/ч и 700 кг/ч. Установки позволяют реализовать схему совместного смешивания компонентов с одновременным нагревом смеси, ее плавлением и получать конечный продукт в виде большегрузных или фрагментированных композитов (массой ~50 кг). Во всех случаях обеспечивается получение беспористого материала повышенной плотности. При эксплуатации полупромышленных установок была получена опытно-промышленная партия жидкофазно окускованных АЛ весом более 150 т. Химический состав, полученных АЛ приведен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав жидкофазно окускованных АЛ

Базовый сплав	Содержание элементов в АЛ ¹⁾ , мас. %							
	N	C ²⁾	Si	Mn	Al	Cr	S	P
ФМн78	8,2	$\frac{8,8}{4,8}$	1,7	58,2	-	-	0,03	0,14
ФМн70	7,1	$\frac{8,2}{4,2}$	2,4	54,0	-	-	0,03	0,15
МнС17	7,0	$\frac{5,8}{1,3}$	13,8	57,0	-	-	0,03	0,04
ФС15	9,3	$\frac{4,6}{0,6}$	12,1	0,54	0,65	-	0,02	0,08
ФС45	7,6	$\frac{4,7}{0,7}$	36,7	0,42	0,70	-	0,02	0,03
ФС65	9,5	$\frac{4,5}{0,5}$	56,8	0,26	1,0	-	0,02	0,03
ФХ800	9,4	$\frac{10,4}{6,3}$	0,37	-	3,0	52,1	0,02	0,03
	8,2	$\frac{10,3}{6,7}$	0,35	-	-	53,5	0,02	0,03
	7,0	$\frac{9,9}{6,9}$	0,40	-	-	55,5	0,02	0,03

Примечания: ¹⁾ - остальное железо. ²⁾ - В числителе приведено полное содержание углерода в АЛ, в знаменателе – в наполнителе.

Результаты исследований изготовленных АЛ свидетельствуют о достаточно высокой гомогенности жидкофазно окускованных лигатур как по содержанию ведущих элементов, так и по примесям, что позволяет сделать вывод о

возможности их эффективного использования для выплавки сталей, в том числе с узкими пределами содержания легирующих элементов.

Определено, что новые АЛ имеют достаточно высокий уровень прочности (величина раздавливающего усилия составляет 980-2100 Н), что позволяет сделать вывод о возможности проведения транспортных и разгрузочно-погрузочных операций без опасения получения значительных количеств мелкой фракции (≤ 5 мм). Установлено, что плотность АЛ определяется, главным образом, физической плотностью наполнителя и составляет от 3,5 т/м³ (ФС65) до 6,5 т/м³ (ФМн78).

Жидкофазно окускованные и гранулированные АЛ холодного твердения были успешно опробованы в условиях: завода “Днепроспецсталь”, ПАО «КСЗ», АО «Армпром», ДМЗ им. Петровского, НПО «Трубопечь», ММК и ЗСМК.

На основании всего комплекса проведенных исследований разработаны ТУ У 27.3-33686285-001:2006 “Лігатура азотовмісна (ЛАВ)”, позволяющие перейти к массовому производству АЛ, предназначенных для легирования азотом сталей всех методов выплавки.

Выводы

1. Установлена возможность эффективного применения отсеков ферросплавного производства для получения АЛ с регулируемым, высоким и равномерным содержанием азота.

2. Определены составы АЛ и оптимальные технологические параметры процесса получения гранулированных и жидкофазно окускованных лигатур, созданы и апробированы полупромышленные установки для их производства.

3. Показано, что достигнутые прочностные характеристики АЛ удовлетворяют требованиям сталеплавильного производства.

4. Опытно-промышленная проверка АЛ при выплавке сталей различного состава и назначения и всеми методами производства показала их высокую эффективность в качестве альтернативы стандартным азотированным ферросплавам.

Перспективы использования результатов исследования

Разработанный технологический процесс получения АЛ из отсеков может быть реализован в условиях действующего ферросплавного или сталеплавильного производства. По самым общим оценкам использование результатов исследования должно обеспечить повышение производительности в 16 раз (от 5,0 до более чем 80,0 т/сут.), снижение затрат электроэнергии в 13-17 раз (с 1250,0 до 75,0-100,0 кВт·ч/т) и себестоимости в 1,3-1,5 раза в сравнении с существующим процессом.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Isaeva, L. Interfacial distribution of titanium, aluminium and nitrogen in steels with nitride hardening / L. Isaeva, Yu. Proydak, I. Lev et al. [Текст] // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. - N 6. – P. 563-567.

2. Рабинович, А.В. Разработка состава и технологии производства экономичных конструкционных сталей с карбонитридным упрочнением [Текст] / А.В. Рабинович, Г.Н. Трегубенко, М.И. Тарасьев и др. // Зб. наукових праць “Сучасні проблеми металургії”. Т. 3. – Дніпропетровськ: Системні технології, 2001. – С. 232-241.

3. Гасик, М.И. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов: Учебник для вузов [Текст] / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев – М.: СП Интермет Инжиниринг, 1999 г. – 764 с.
4. Рабинович А.В. Исследование процессов взаимодействия азота с металлическими системами и разработка новых методов производства азотированных ферросплавов и высокохромистых сталей: дис. доктора техн. наук: 05.16.02. – Днепропетровск, 1975. – 425 с.
5. Medovar, V.I. Arc-Slag Remelting of steel and alloys / V.I. Medovar, V.Ya. Saenko, G.M. Grigorenko et al. [Текст] – Cambridge: Intern. Soc. Pull, 1996. -160 p.
6. Рашев, Ц.В. Высокоазотистые стали. Металлургия под давлением [Текст] / Ц.В. Рашев – София, Болгария: Проф. Марин Дринов. – 1995. – 240 с.
7. Нефедов, Ю.А. Разработка и промышленное освоение технологии выплавки коррозионностойких сталей методом ГКР [Текст] / Ю.А. Нефедов, А.В. Рабинович, Ю.В. Садовник // Сб. “Современные проблемы металлургий”. – Днепропетровск: ГМетАУ, 1999. – Вып. I. – С. 102-113.
8. Ефименко, С.П. Некоторые физико-химические аспекты проблемы производства легированных азотом сталей плавильными методами [Текст] / С.П. Ефименко, В.И. Алексеев // Металлы. – 2002. – N1. – С. 10-17.
9. Пат. 59276 А Україна, МПК⁷ С22С 35/00. Спосіб одержання азотовмісної лігатури / О.В. Рабинович, Г.М. Трегубенко, М.І. Тарасєв та інші. – N 20021210430; Заявл. 23.12.2002. Опубл. 15.08.2003, Бюл. N 8.

**НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ОТРАСЛИ
(СТИМУЛИРОВАНИЕ ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ,
АКАДЕМИЧЕСКАЯ И ОТРАСЛЕВАЯ НАУКА,
ПОДГОТОВКА КАДРОВ, ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ,
НАУЧНЫЕ ПРИБОРЫ И ОБОРУДОВАНИЕ).
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСПЛАВОВ**

УДК 669.15-194.3

Г. Кашакашвили, И. Кашакашвили, Б. Кашакашвили

СОВМЕЩЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ, РАСКИСЛЕНИЯ, ОБРАБОТКИ И РАЗЛИВКИ СТАЛИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОДНОГО АГРЕГАТА

Во всём мире любыми способами, разными технологиями сталь варят, в основном, в конвертерах, электродуговых и индукционных печах, а также – в мартеновских, двухванных и др.

В этих агрегатах проводят все периоды плавки начиная с завалки и готовую кипящую плавку выпускают в сталеразливочный ковш, который переставляют в агрегат ковшовой обработки стали (АКОС), где осуществляют процессы раскисления-легирования и обработки жидкой стали инертными газами и шлакообразующими смесями с целью гомогенизации химического состава и температуры металла, десульфурации, уменьшения количества эндогенных, экзогенных неметаллических включений и растворимых газов.

Для решения поставленной задачи – создания технологической линии выплавки, раскисления и внепечной обработки стали по упрощённой технологии, повышения производительности, а также значительного улучшения качества стали и уменьшения её себестоимости, решающими оказались проведённые нами успешные эксперименты по выплавке стали на Руставском металлургическом заводе (РМК) при глубинной продувке сталеплавильной ванны газовойдушной (газокислородной) смесью через вставленную и вмурованную в сталевыпускное отверстие неводоохлаждаемую горелку (Рис. 1).

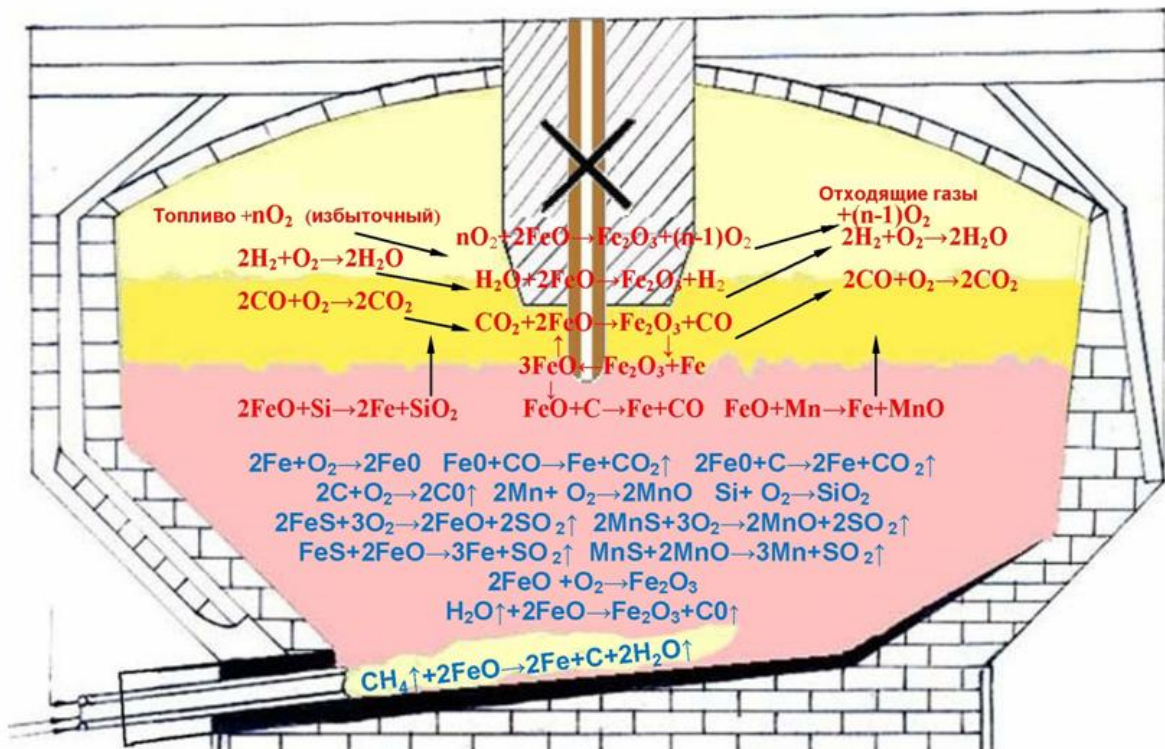


Рисунок 1 – Продувка жидкой ванны газовойдушной смесью через сталевыпускное отверстие печи

Указанная технологическая схема выплавки стали интересна в основном тем, что металл нагревается передачей тепла не только сверху вниз медленно (как это происходит при обычной технологии последовательно через самый нагретый 250÷300 миллиметровый слой прекрасного теплоизолятора – шлака, его границу с жидким металлом, сквозь него до самого холодного слоя у сталевыпускного отверстия и магнезитовой подины печи), но и снизу вверх мощным факелом газозвушной (газокислородной) горелки, который быстро плавит шихту и нагревает расплав путём создания крутящихся вправо, влево и вверх конвекционных потоков, ускоряющих выгорание химических элементов (Рис. 2). При этом выпуск готовой плавки осуществляется без тяжёлого ручного труда механизированным выносом горелки из сталевыпускного отверстия краном, после чего жидкий металл через жёлоб перетекает в ковш, где и проводится раскисление-легирование стали подачей ферросплавов из бункеров-дозаторов.

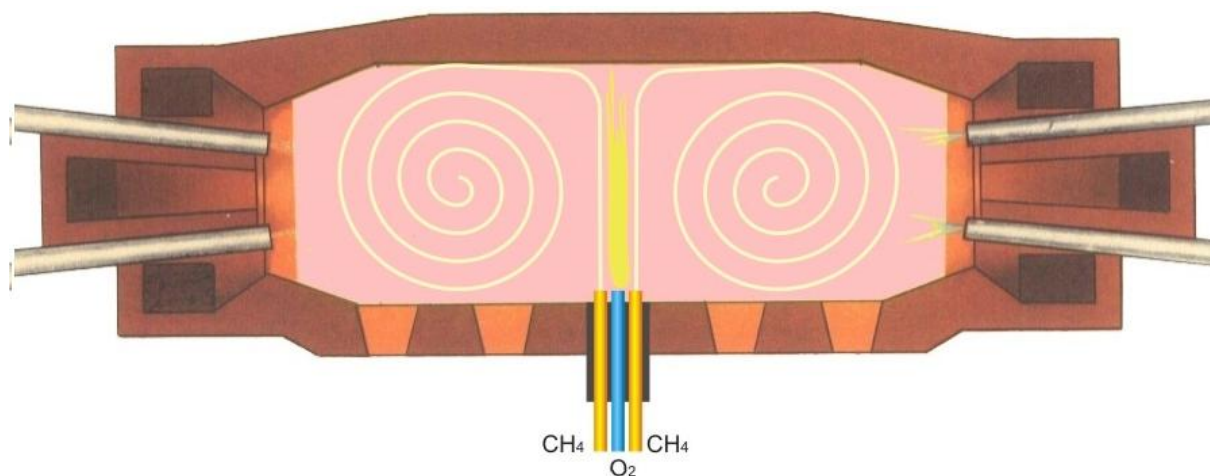


Рисунок 2 – Циркуляционные потоки в жидкой ванне при её продувке газозвушной смесью через сталевыпускное отверстие печи

При проведении успешных научных экспериментов по выплавке стали продувкой газозвушной смеси через сталевыпускное отверстие печи найдены новые, не имеющие аналогов в мировом масштабе закономерности обезуглероживания и науглероживания жидкой сталеплавильной ванны, зависящие от температуры металла и соотношения объёмов газа и воздуха.

От Международной академии авторов научных открытий и изобретений получены диплом №390 на научное открытие „Закономерность изменения содержания углерода в жидкой стали от температуры нагрева при её продувке газозвушной смесью“ (Рис. 3) и Памятная серебряная медаль, посвящённая Петру Леонидовичу Капице и диплом 416 на второе научное открытие под названием „Закономерность науглероживания жидкой сталеплавильной ванны при её глубинной продувке газозвушной смесью“ с золотой медалью П.Л. Капицы “Автору научного открытия” (Рис. 4).



Рисунок 3 – Диплом №390 на научное открытие „Закономерность изменения содержания углерода в жидкой стали от температуры нагрева при её продувке газозвоздушной смесью“



Рисунок 4 – Диплом №416 на научное открытие „Закономерность науглероживания жидкой сталеплавильной ванны при её глубинной продувке газовоздушной смесью“

Нашим вторым научно-производственным экспериментом во время наполнения ковша совмещаются процессы раскисления-легирования и внепечной обработки стали путём её продувки через разливочное отверстие шибера инертными газами, шлакообразующими смесями и микролегирующими добавками. Указанная технология (Рис. 5) кроме РМК внедрена на многих заводах России и Украины, а её патент купили фирмы „Крупп“ и „Маннесман“.

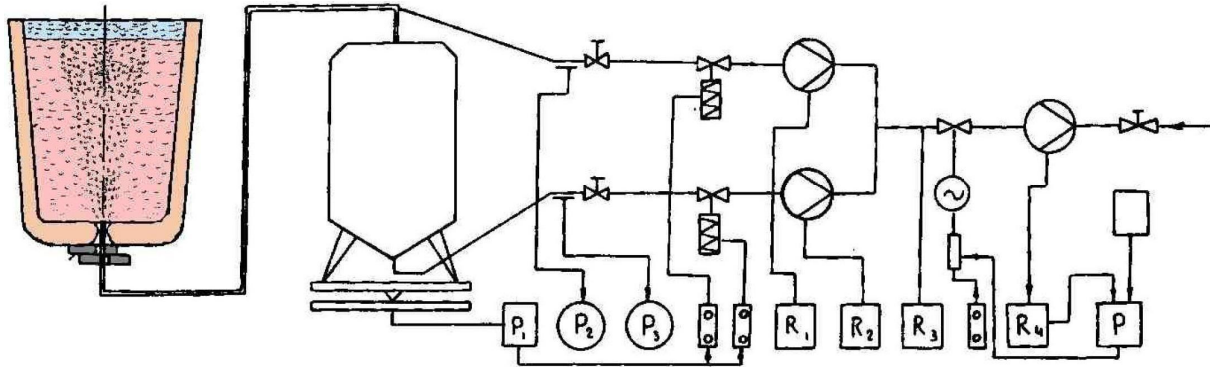
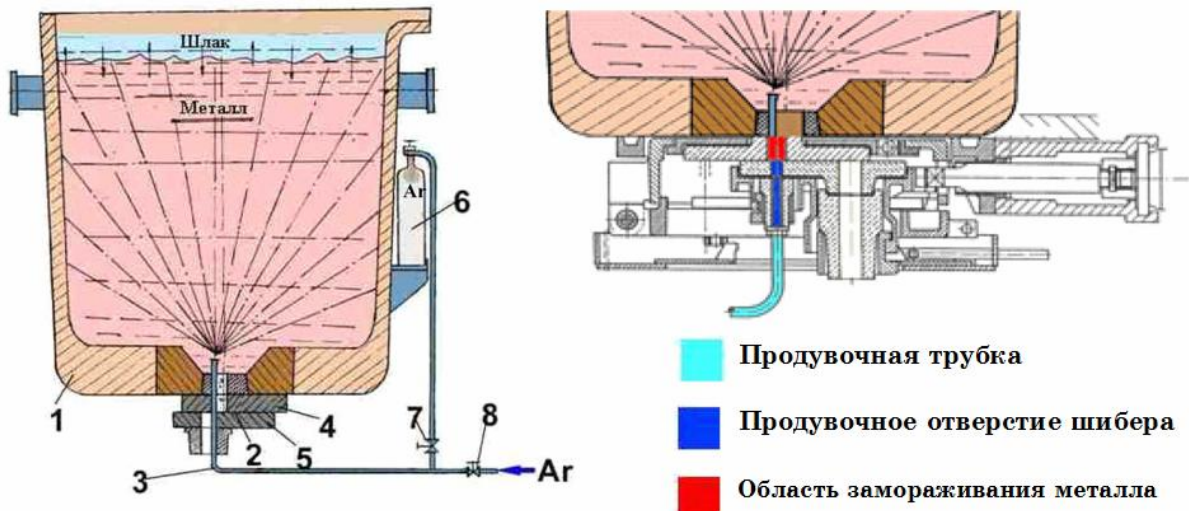


Рисунок 5 – Внедрённая в Грузии (на РМК), России, Украине и купленная немецкими фирмами технология ковшовой обработки жидкой стали вдуванием инертных газов и шлакообразующих реагентов через разливочное отверстие шибера

Немецкие сталеплавильщики попробовали усовершенствовать эту технологию, однако более технологичный вариант разработан нами (Рис. 6).



1. Ковш; 2. Разливочное отверстие шибера;
3. Продувочная трубка; 4. Неподвижная плита шибера;
5. Подвижная плита шибера; 6. Баллон с аргоном;
- 7 и 8. Задвижки.

Рисунок 6 – Новая грузинская (а) и немецкая (б) системы продувки стали инертными газами и рафинирующими реагентами через разливочное отверстие шибера

Успешно проведённые на РМК вышеперечисленные научные эксперименты послужили основой создания единого агрегата для выплавки стали глубинной продувкой снизу газозадушной (газокислородной) смесью через шибера затвора усовершенствованного сталеразливочного ковша и нагревом сверху электроэнергией по технологии АКЭС-а (Рис. 7).

1 – шибер с большим диаметром стакана; 1' – шибер с меньшим диаметром стакана; 2 и 2' – футеровка разливочного ковша; 3 – форсунка для подачи природного газа и кислорода, вставленная в один шибер с оптимальным для плавления металла отверстием; 3' – продувочная трубка для инертного газа и реагентов, вставленная в другой шибер с оптимальным для разливки отверстием; 4 – магистральные трубопроводы для подачи природного газа и кислорода; 5 – свод ковша-печи; 6 – графитовые электроды; 7 и 7' – неподвижные плиты шиберов; 8 и 8' – подвижные плиты шиберов; 9 – цапфы разливочного ковша; 10 – опорное кольцо разливочного ковша; 11 и 11' – контрольная футеровка разливочного ковша; 12 – трубопроводы отходящих газов; 12' – чугунозаливочная воронка; 13 – стальной кожух ковша;

14 – трубопровод от баллона с аргоном; 15 – бункер-дозатор; 16 – весы бункера-дозатора; 17 – баллон с аргоном; 18 – аппарат для подачи микролегирующих элементов; 19 – полученный торкретированием огнеупорный слой.

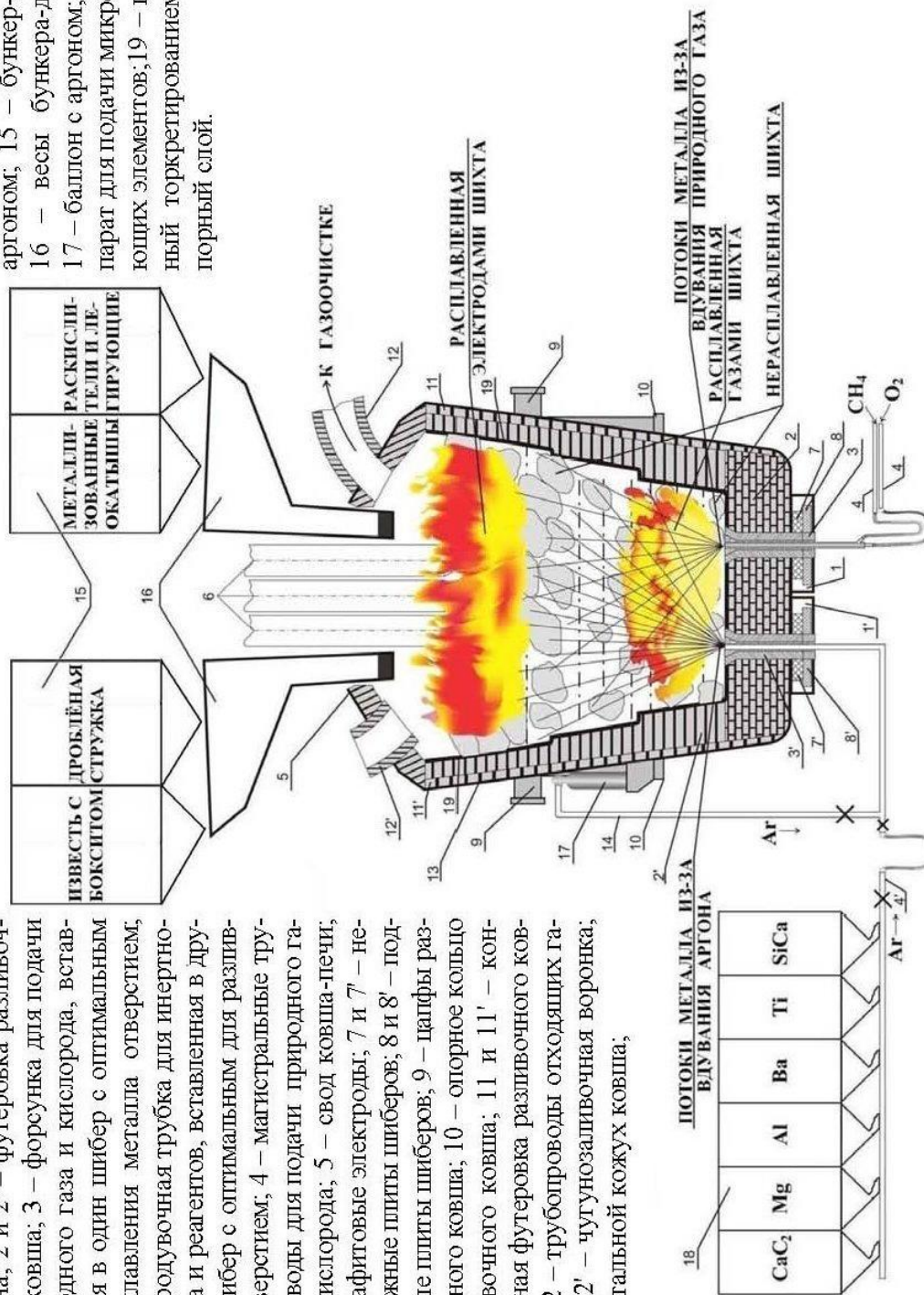


Рисунок 7 – Двухшиберный агрегат для совмещения технологий выплавки, раскисления и обработки стали

Современная сталеплавильная линия – дуговая электропечь с выпуском стали в АКОС имеет следующие основные недостатки:

1. После осаживания шихты, по крайней мере, дважды осуществляется отсоединение печи от свода, загрузка лома бадьями пока не будет освоено полный тоннаж ковша;

2. В процессе обеих загрузок лома охлаждается расплавленный металл, при загрузке в него лом покрывается коркой металла и материал становится тугоплавким, что вызывает большие расходы энергии;

3. Загрузка твёрдого лома бадьями в находящийся в ковше-печи со снятым сводом жидкий металл вызывает интенсивные реакции и является опасной процедурой с точки зрения техники безопасности;

4. Двухразовое выключение печи, остановка процесса выплавки, снятие свода, кроме больших тепловых потерь, ухудшает условия труда и показатели загрязнённости окружающей среды;

5. При выплавке не используется температура выхлопных продуктов горения топлива с целью нагрева загружаемого лома.

С учётом всех перечисленных недостатков и нами проведённых опытов по выплавке и рафинированию стали созданная технология в АКОС-е с двухшиберным ковшом ставит целью загрузку лома в плавильный агрегат без снятия свода и остановки процесса выплавки, использование тепла выделенных во время выплавки высокотемпературных выхлопов для нагрева материалов, ссыпаемых трубоотечками из бункеров в печь и подаваемого туда же конвейером лома, уменьшение расхода горючего, совершенствование процессов плавления, доводки, раскисления стали, рафинирования инертными газами, реагентами, совершенствование процессов раскисления нагревом металла в одном модернизированном агрегате только до оптимальной температуры и с резким улучшением его качества, также ликвидации тяжелейшего ручного труда закрытия-открытия сталевыпускного отверстия основного агрегата, вторичного окисления (при выпуске из печи во время течения на жёлобе и наполнении ковша), загрязняющих окружающую среду процессов, разливу стали из этого же агрегата на установке непрерывной разливки с резким улучшением экономических, качественных и экологических показателей.

Намеченная цель была достигнута без отключения печи и снятия её свода подачей нагретых теплом выхлопных газов стального лома и металлизированных окатышей посредством конвейера со сводом и проходящей в водоохлаждаемом своде ковша-печи принимающей шихту водоохлаждаемой трубоотечки, подачей обожжённой извести, боксита, кальциевого шпата и раскислителей посредством трубоотечек из соответствующих бункеров.

Процесс выплавки стали охватывает транспортировку и стыковку со сводом загруженного металлическим ломом, металлизированными окатышами, флюсами разливочного ковша с двумя гибкими пружинами шиберами. Один шибер используется только для проведения периодов плавления и доводки, а второй – для вдувания инертного газа (например, аргона) или азота и реагентов вместе с ними для нормального проведения процессов рафинирования и разливки металла.

Новая технология выплавки и рафинирования стали предусматривает торкретирование (покрытие слоем огнеупорного материала) рабочей поверхности футеровки разливочного ковша, транспортировку наполненного стальной шихтой двухшиберного разливочного ковша до агрегата внепечной обработки, стыковку ковша к водоохлаждаемому своду с электродами (который соединён с газоочисткой специальным конвейером со сводом), плавления стальной шихты одновременно сверху электрической дугой и снизу – теплом мощного факела, образованного при горении природного газа, вдуваемого вместе с воздухом или

кислородом через затрамбованное (кварцитовым порошком в разливочном стакане первого шиберного затвора) специальное сопло, составленное из коаксиальных труб, по наружной трубе которого вводят природный газ, а по внутренней трубе – воздух или кислород.

Заполнение в процессе плавления свободного пространства при усадке металла без снятия свода осуществляют присадкой из бункеров труботечками и/или нагретого при движении на накрытом своде конвейере выхлопными из ковша-печи газами и/или дополнительными факелами природного газа измельчённого лома и/или металлизированных окатышей и/или заливкой жидкого чугуна по футерованному огнеупорными материалами специальному жёлобу.

Процесс осуществляется в автоматизированном режиме без отключения агрегата, без потерь тепла, без выплесков металла загрузкой холодного лома и без других нежелательных процессов, мешающих стабильному проведению плавания. Скачивание первичного шлака без расстыковки ковша со сводом осуществляется шлакоскачивающей машиной через смонтированный на ковше футерованный огнеупорными материалами специальный жёлоб. После скачивания первичного шлака наведённым (поданными смонтированными над сводом печи бункерами-дозаторами извести, боксита и другими флюсами) вторичным шлаком протекают периоды плавания, доводки, кипения. При этом, если после полного расплавления шихты содержание углерода выше номинального для заказанной марки стали, то, с учётом закономерностей 390-го и 416-го научных открытий 2010-2011 гг. [3, 4], увеличивают количество вдуваемого воздуха или кислорода, то есть, коэффициент избытка кислорода и ускоряют процесс обезуглероживания (выгорания углерода из расплавленной сталеплавильной ванны). Если содержание углерода в расплавленной ванне низкое – малое для заказанной марки стали, то увеличивают расход природного газа, т. е. уменьшают коэффициент избытка кислорода и вместе с обезуглероживанием происходит науглероживание сталеплавильной ванны с сохранением сильного кипения металла.

С помощью постоянно действующего прибора в процессе кипения определяются: уровень жидкой стали в ковше, её температура и содержание химических элементов. После достижения желаемого химического состава по углероду, сере и фосфору закрывают предназначенный для процесса плавания шиберный затвор, чем прекращают подачу в жидкую сталь природного газа и кислорода или воздуха. Этим заканчивается период плавания. Одновременно с этим начатую в периодах плавания и доводки экстенсивную продувку металла инертным газом или азотом из затрамбованной сухим кварцевым песком в разливочном стакане второго шиберного затвора трубочки переводят в интенсивный режим, вместе с обработкой стали реагентами, раскислением и легированием. Процесс осуществляется подачей силикомарганца, ферромарганца, ферросилиция, алюминия и других ферросплавов сверху труботечками из расположенных над ковшом-печью бункеров-дозаторов. С помощью направленных снизу вверх тепловых потоков (вызванных вдуванием снизу инертным газом или азотом карбида кальция, силикокальция, магния, алюминия, бария и других активных порошковых реагентов-микродобавок из инъекционного аппарата) ускоряется удаление из готовой жидкой стали (ассимилированием в покрывающий жидкую сталь активный шлак) продуктов раскисления, эндогенных и экзогенных неметаллических включений.

Когда марка выплавляемой стали требует очень низкий индекс неметаллических включений, что осуществляется малым содержанием серы и фосфора, скачивают пересыщенный окислами, сульфидами, фосфатными соединениями вторичный шлак и наводят новый, третий шлак поданными из верхних бункеров шлакообразующими материалами, поданными снизу инъекционным аппаратом активными

десульфураторами, реагентами и даже выделенным от включения на низкую ступень ковша-печи теплом успешно продолжают процессы как рафинирования, так и глубокой десульфурации и дефосфорации.

После получения стали желаемого химического состава прекращают подачу электроэнергии на ковш-печь, а продувку инертным газом без реагентов продолжают вместо магистрального трубопровода из смонтированного на ковше баллона с аргоном при транспортировке краном полного стальной разливочного ковша до агрегата непрерывной разливки, где автоматизированный процесс непрерывной разливки начинается открытым шибером прекращением подачи инертного газа из баллона. См. чертёж технической линии и двухшиберного агрегата для выплавки, рафинирования и разливки стали.

Один из примеров реализации способа с нужными устройствами представлен на фигуре.

Агрегат для выплавки, рафинирования и разливки стали содержит расположенные на днище ковша-печи шиберные затворы (1 и 1'), вмурованные в днище (2) ковша и пропущенные через шиберные затворы разливочные стаканы (3), при этом, в одном из этих стаканов вставлено соединённое с магистральным трубопроводом (4) сопло для подачи природного газа и воздуха или кислорода, а во втором – соединённое с магистральным трубопроводом сопло (4') для подачи инертного газа и реагентов, причём этот трубопровод соединён с инжекционным аппаратом (16) для подачи микролегирующих элементов. На ковше-печи насажен свод (5), в котором вставлены электроды (6), воронка (12) для заливки жидкого чугуна (29) и водоохлаждаемая труботечка (24), с которой соединены бункера-дозаторы (15) для флюсов и раскислителей и накрытый сводом конвейер (25) для подачи шихты. Разливочный ковш содержит выполненную на стенках в металлическом кожухе (13) контрольную футеровку (11) и вышеотмеченную основную футеровку (2), которая покрыта полученным торкретмашиной защитным огнеупорным слоем (23). Также, на кожухе (13) снаружи устроены цапфы (9), опорное кольцо (10) и соединённый трубкой с подающим инертный газ и реагенты магистральным трубопроводом (4') баллон (17) для аргона, причём, соединённая с баллоном и магистральным трубопроводом трубка оборудована задвижками (33). При этом в стенке ковша выполнен жёлоб (32) для скачивания шлака, а имеющийся на днище ковша шиберный затвор содержит неподвижную (7) и подвижную огнеупорные плиты. Накрытый сводом конвейер (25) соединён с бункером (26) для габаритного лома, дымовой трубой (27), газоочисткой (28) и бункером (30) для металлизированных окатышей. Кроме этого, для дополнительного нагрева металлизированных окатышей в своде конвейера установлена горелка (31) для природного газа. На фигуре также представлена загруженная в печь нерасплавленная шихта (20), часть которой расплавлена электродугой (18) и газами (19). Также представлен полученный продувкой инертным газом поток (21) металла и полученный продувкой природным газом поток (22) металла.

Ковш-печь оборудована не отображённой на фигуре постояннодействующей аппаратурой для определения уровня жидкого металла, процентного содержания в нём углерода и других химических элементов.

Способ выплавки стали одним агрегатом предусматривает покрытие рабочей поверхности футеровки (2) ковша полученным торкретировочной машиной защитным слоем (23) огнеупорного материала и после загрузки шихтовых материалов установку разливочным краном на стенд оборудованным мощными гидропрессами для подъёма модернизированной ковша-печи, после чего её герметически стыкуют со стационарным водоохлаждаемым сводом (5) и одновременно осуществляют плавление шихты сверху электродугой (18) и снизу – мощным факелом (19) природного газа и воздуха или кислорода, вдуваемых через коаксиально расположенные трубки (4) сопла, затрамбованного

кварцевым порошком в отверстиях разливочного стакана одного шиберного затвора (1). Одновременно с началом плавки начинают и продолжают до её конца вдувание инертного газа или азота трубкой (4'), затрамбованной кварцевым порошком в отверстиях разливочного стакана второго шиберного затвора (1').

Заполнение образовавшихся при плавлении полостей автоматически протекает подачей из смонтированной над сводом печи водоохлаждаемой трубочки (24) нагретыми на соединённом с газоочисткой (28) дымовой трубы (27) накрытом сводом специальным конвейере (25) с использованием тепла высокотемпературных выхлопных в процессе плавки газов окускованным ломом, измельчённой стружкой и металлизированными окатышами.

При интенсивном плавлении шихты (18 и 19) одновременно с образованием жидкой фазы во всём объёме ковша осуществляют экстенсивную продувку металла инертным газом (например, аргоном) или азотом. В процессе плавки сразу же при образовании шлака скачивают первичный шлак шлакоскачивающей машиной по специальному жёлобу (32) ковша и продолжается процесс плавления, доводки и кипения стали наведённым добавлением из бункеров (15) извести и полевого шпата вторичным шлаком.

Если содержание углерода в ванне металла выше оптимального для выплавляемой стали, то, с учётом установленных вышеотмеченными научными открытиями закономерностей науглероживания-обезуглероживания, осуществляют увеличение расхода воздуха или кислорода и этим ускоряют процесс обезуглероживания (выгорания углерода).

Если же содержание углерода в расплавленной ванне низкое, то есть малое для заказанной марки стали, то увеличивают расход природного газа, после чего вместе с обезуглероживанием происходит ритмическое науглероживание металлической ванны в условиях сильного чистого кипения.

При расплавлении сталеплавильной ванны после достижения оптимального химического состава стали по углероду, сере и фосфору закрытием первого шиберного затвора (1) прекращают вдувание природного газа и воздуха или кислорода и процесс плавления и доводки стали. С этого периода начинается процесс рафинирования стали, для чего экстенсивную продувку инертным газом или азотом переводят в интенсивный режим и совмещают с процессом раскисления-легирования, который осуществляется подачей сплавов из бункеров-дозаторов (15), а вдуванием в металл шлакообразующих реагентов и микролегирующих из инжекционного аппарата (16) посредством инертного газа осуществляют раскисление стали, совмещение процессов легирования, рафинирования инертными газами и реагентами и ассимилирование в шлаке продуктов раскисления, эндогенных, экзогенных, в том числе газовых включений.

Если выплавляемая марка стали особенно ответственная и требует приближённый к уровню обработанной вакуумом стали индекс включения – малое содержание серы и фосфора, то скачивают насыщенный разными окислами шлак. Далее, добавлением извести и плавикового шпата из верхних бункеров и вдуванием сильных реагентов снизу из инжекционного аппарата наводят новый шлак, нагревают его вместе с металлом использованием тепла электродуги и одновременным вдуванием инертного газа (например, аргона) или азота осуществляют глубокую десульфурацию и дефосфорацию. Вызванными процессом продувки тепловыми потоками максимально удалят из стали сульфидные, фосфатные, в том числе, газовые неметаллические включения, особенно – водород (до минимального содержания).

После получения заказанной марки стали вдувание аргона в ковш вместо стационарной магистрали продолжают из баллона (17) при транспортировке ковша разливочным краном до машины непрерывного литья, где

автоматизированный процесс непрерывной разливки из разливочного ковша (одного-единственного агрегата выплавки-рафинирования – ковша-печи) в промежуточный ковш и затем, в кристаллизаторы, начинается открытым шиберным затвором вместе с перекрытием подачи аргона из баллона.

С целью повышения долговечности рабочей футеровки ковша после каждой разливки осуществляют восстановление защитного огнеупорного слоя торкретмашиной. Торкретированный огнеупорный слой толщиной в 20-30 мм из-за высокой температуры ковша быстро высушивается, спекается и способствует повышению долговечности футеровки ковша.

Положительный эффект представленного изобретения заключается в следующем:

1. Плавление, доводка, раскисление, и обработка инертными газами и реагентами осуществляется только в ковше-печи, взамен традиционных двух агрегатов, где до сегодняшнего дня почти все плавки перегреваются на 100-120 °С для компенсации ожидаемых потерь температуры при выпуске стали из печи, выдержке в ковше и разливке. В предложенном же одном-единственном агрегате – ковше-печи выплавка-рафинирование осуществляется без перегрева только нагревом до оптимальной температуры (1530-1540 °С), с ликвидацией тяжёлого ручного труда открытия-закрытия сталевыпускного отверстия основного агрегата, вынужденного перегрева металла на 100-120 °С, его вторичного окисления и загрязнения окружающей среды при выпуске из печи и во время течения на жёлобе.

2. После установки наполненного ломом и шихтовыми материалами ковша на стенде ковша-печи заполнение образовавшихся при одновременном плавлении электрической дугой и снизу тепловым потоком из мощного сопла полостей происходит подачей с накрытого сводом специального конвейера и/или труботочки нагретыми выхлопными из ковша-печи газами ломом и/или измельчённой стружкой и/или металлизированными окатышами, для уменьшения расхода горючего и электроэнергии. При необходимости дополнительный предварительный нагрев лома до оптимальной температуры возможен природным газом, вдувание которого осуществляют вмонтированными в свод конвейера одной или несколькими горелками 31. Вышеперечисленные технологические операции осуществляются без прекращения подачи природного газа, снятия свода ковша-печи при очередной завалке, потерь температуры металла и тепла, больших производственных потерь, а также, крайнего ухудшения трудных условий труда, экологических показателей и перегруза основного оборудования (плавильного агрегата и разливочных кранов) и грубого нарушения техники безопасности.

3. Предложенный новый способ выплавки стали и агрегат даёт огромную экономию электроэнергии, горючего, топлива, дорогостоящих огнеупорных кирпичей, ферросплавов, легирующих и других материалов и нужного для выплавки стали времени.

4. Упразднены вынужденный перегрев металла на 100-120 °С, открытие-закрытие сталевыпускного отверстия и необходимый для этого тяжёлый физический труд сталеваров и, что главное, безмерное загрязнение окружающей среды при выпуске и течения металла на жёлобе вместе с вторичным окислением. Металл нагревается в пределах оптимальных температур, из-за чего меньше будет в нём неметаллических включений, в том числе, газовых, особенно – водорода, растворимость которого в стали повышается пропорционально её температуре и гиперболически – после перегрева металла свыше 1600 °С.

5. Вместе с ликвидацией загрязнения окружающей среды при выплавке стали в основном агрегате и её выпуска из него создаются гораздо лучшие экологические условия, так как при продувке снизу природный газ защищает железо от окисления, повышается выход годного металла и суспензированная пыль расплавляется в ванне жидкого металла 3-4-х метровой высоты до всплытия на её поверхность.

Результаты исследования качества стали приведены в таблице.

Таблица

Результаты новейшей технологии выплавки и рафинирования стали

	Технологические параметры	Рафинирование в ковше		Продувка в печи и рафинирование в ковше		Сравнительные
1	Количество плавов	100	100	1	1	200
2	Продолжительность выпуска, мин.	16	15	20	20	18
3	Продолжительность продувки инертным газом, мин.	16	15	20	20	—
4	Расход инертного газа, м ³ /т	0,10	0,10	0,11	0,11	—
5	Расход сплава SiCaBaAl, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	—
6	Расход твёрдой шлакообразующей смеси, кг/т	8,0	7,8	8,0	8,0	—
7	Сера в стали перед выпуском, %	0,036	0,036	0,025	0,028	0,049
8	Сера в готовой стали, %	0,014	0,015	0,004	0,005	0,037
9	Степень десульфурации, %	61,1	58,3	84	82	11,8
10	Расход 30%-ного ферротитана на раскисление, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	—
11	Расход алюминия на раскисление, кг/т	600	600	600	600	900
12	Содержание алюминия в готовой стали, %	0,017	0,018	0,020	0,019	0,018
13	Температура стали перед выпуском, °С	1640	1645	1655	1650	1640

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Общая металлургия / Под ред. Е. В. Челищева. – М.: Металлургия, 1971. – С. 342-352.
2. Патент Грузии GE P5552.
3. Кашакашвили Г. Б., Кашакашвили Б. Г., Кашакашвили И. Г. Закономерность изменения содержания углерода в жидкой стали от температуры нагрева при её продувке газовоздушной смесью [Текст]. – Научное открытие №390. – Регистрационный №490. – дата регистрации 9 февраля 2010 г. // Научные открытия – 2010: Сборник кратких описаний научных открытий, научных гипотез / Составитель Потоцкий В. В. – М.: РАЕН, 2011. – С. 20-21. – Диплом №390 на открытие, выданный 09.02.2010 г. Международной академией авторов научных открытий и изобретений.
4. Кашакашвили Г. Б., Кашакашвили И. Г., Кашакашвили Б. Г. Закономерность науглероживания жидкой сталеплавильной ванны при её глубинной продувке газовоздушной смесью. [Текст]. Научное открытие №416. – Регистрационный №521. – дата регистрации 18 мая 2011 г. // Научные открытия, идеи, гипотезы – 2008-2012: Информационно-аналитический обзор / Потоцкий В. В. М.: РАЕН, 2013. – Диплом №416 на открытие, выданный 09.02.2010 Международной академией авторов научных открытий и изобретений. – С. 117-118.

**THERMAL AND ELECTRICAL SIMILARITY OF REACTION ZONES
IN THE FERROSILICON SUBMERGED ARC FURNACES**

Due to various electrical properties and diverse mechanisms of heat generation, differences in current characteristics for the upper and lower zones of the ferrosilicon furnace are observed. These differences are neglected in similarity criteria by Andreae and Struński-Westly (k, c_3), applied in theory and practice for a long time for ferrosilicon smelting processes. It has been demonstrated that the parameter c_3 is useful for determination of current characteristics concerning the furnace upper zones where heat is directly generated in the charge material due to resistance heating. It cannot be used for assessment of thermal conditions in gas chambers of the arc where heat is generated as a result of radiation from the arc. For determination of current characteristics of gas chambers, Jaccard's parameter J_1 is suitable. Do date, it has not been widely used in theory and practice of ferrosilicon smelting. The paper controverts the opinion of Jaccard who negates usefulness of the parameter c_3 for selection of electrical parameters with respect to ferrosilicon furnaces. The parameter c_3 characterises thermal and electrical similarity of the ferrosilicon furnace upper zones while the parameter J_1 refers to thermal and electrical conditions of the arc gas chambers.

Key words: ferrosilicon, submerged arc furnace, reaction zones, parameter c_3 , parameter J_1

1. Introduction. Electrodes submerged in the charge material, which mediate electrical current delivery to the working space of the ferrosilicon furnace, belong to one of the most important its internal structural components [1-3]. Electrodes form the reaction zones the size of which depend on their diameter. These are areas of current flow, heat generation and continuous charge movement. Considering the mechanism of heat generation in physicochemical and electrical models of a ferrosilicon furnace bath, two zones are distinguished (Fig. 1): the charge zone (zone 1) where heat is generated due to resistance heating and the area within the arc chamber (zone 2) where heat is a result of arc heating. Relations between geometric, electrical and thermal parameters of the ferrosilicon furnace reaction zones are complex and difficult to determine. Therefore, the electrical parameters of furnaces are assessed based on the theory of physical similarity [4] as well as on data obtained for the furnaces of good production results.

In almost all publications, selection of ferrosilicon furnace electrical parameters is based on the electrical and thermal similarity criteria k, c_3 by Andrea and Struński-Westly [1-3, 5]:

$$k = R\pi d, \Omega \cdot m \tag{2}$$

$$c_3 = I \cdot P_u^{-2/3}, A \cdot W^{-2/3} \tag{3}$$

where:

R - furnace resistance, Ω ,

d - electrode diameter, m

P_u - furnace useful active power, W , $P_u = P_a \cdot \eta$,

P_a - furnace active power, W ,

η - coefficient for the furnace electrical efficiency related to loss due to heavy current line resistance, $\eta \cong 0.90 \div 0.95$ [5]

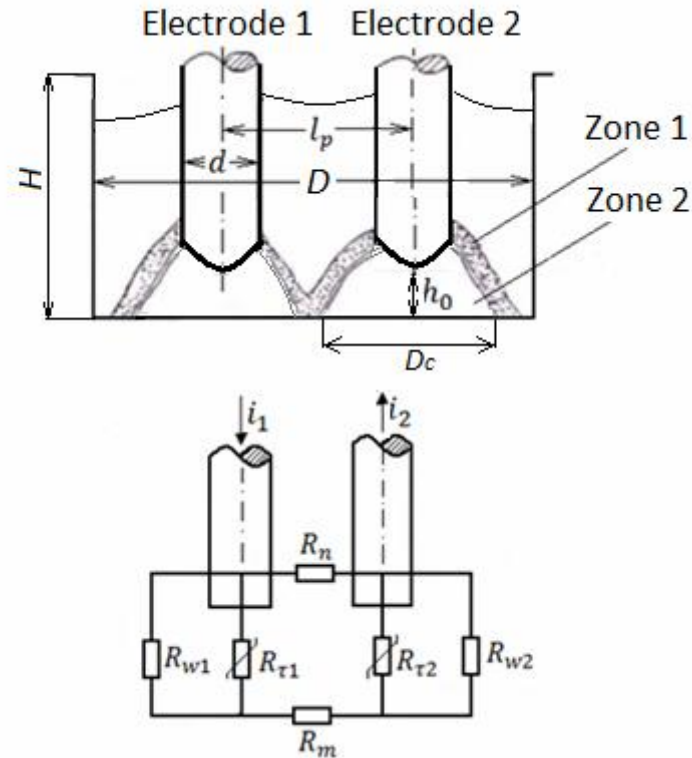


Fig. 1. Cross-section of two electrodes in the ferrosilicon furnace working space and the equivalent circuit of a furnace section [5,6]

Symbols:

- Zone 1 - resistance heating zone,
- Zone 2 - arc heating zone,
- d, D, l_p, h_0 - geometric parameters of the furnace bath,
- D_c - diameter of the arc gas chamber,
- i_1, i_2 - phase currents,
- R_{w1}, R_{w2} - equivalent resistances in the path of current flow through the charge,
- $R_{\tau1}, R_{\tau2}$ - arc resistances,
- R_n, R_m - equivalent resistances for the current flow between the electrodes through the charge material and the liquid metal bath, respectively.

Published in 1976, Westly's equation [7] gained recognition and is applied in practice. It was determined by means of statistical analysis using a relatively large collection of furnaces with various power levels and experimentally established optimal electrical parameters. An analogical equation had been published earlier in 1972 by Struński [5] based on laboratory investigations using an electrolytic model of a furnace. Similarity criteria k, c_3 apply to the whole working space of the furnace and neglect significant differences in current flow conditions as well as mechanisms of heat generation in zones 1 and 2. In zone 1, heat is mainly generated due to resistance heating directly in the charge material. With small amounts of liquid phase, convective heat transfer is limited and thermal conductivity of the charge material in the furnace is small whereby there is no conditions for equalization of temperature. At a given point of the reaction zone, temperature is mostly determined by volume power density q_V and thermodynamic processes related to the course of chemical reactions. Different conditions are observed in zones where heat is generated as a result of arc radiation. In the arc gas chambers, heat transfer is mainly driven by radiation and convection. Therefore, to meet condition (1), different thermal similarity criteria for the upper and lower reaction zones of the ferrosilicon furnace are required (Fig. 1):

Zone 1:

$$q_V = \text{const} \quad (4)$$

Zone 2:

$$q_S = \text{const} \quad (5)$$

where:

q_V - volume power density in the reaction zones of furnaces, W/m^3 ,

q_S - power density at the electrode cross-section, W/m^2

2. Criteria of thermal and electrical similarity in zone 1. Assuming the electrode diameter d as the linear value and using the principles of geometric similarity [4], equations (2), (4) can be applied to determine useful active power of the electrode, P_{1u} , by means of volume power density q_V , as follows:

$$P_{1u} = \frac{1}{c_1} \cdot k_{1L}^3 \cdot q_V \cdot d^3 = \frac{1}{c_1} \cdot k_{1L}^3 \cdot q_V \cdot \left(\frac{k}{\pi \cdot R}\right)^3 \quad (6)$$

where:

c_1 - fraction of energy generated due to current flow in zone 1, directly in the charge material, $0 < c_1 < 1$, $q_1 = c_1 \cdot P_{1u} / W$,

q_1 - heat flux generated in zone 1, W ,

k_{1L} - geometric similarity criterion.

Equation (6) can be used to obtain:

$$R = a \cdot P_{1u}^{-1/3}, \text{ - bath resistance, } \Omega \quad (7)$$

$$I = (P_{1u}/R)^{1/2} = b \cdot P_{1u}^{2/3} \text{ - phase current, } A, \quad (8)$$

$$U = I \cdot R = c \cdot P_{1u}^{1/3} \text{ - phase voltage, } V \quad (9)$$

where:

$$a = \frac{k_{1L}}{\pi \cdot c_1^{1/3}} \cdot k \cdot q_V^{1/3}, \Omega \cdot W^{1/3}$$

$$b = a^{-1/2}, A \cdot W^{-2/3}$$

$$c = a^{1/2}, V \cdot W^{-1/3}$$

Constants a, b, c characterise thermal and electrical similarity of the charge zones (zones 1) of ferrosilicon furnaces with various geometrical parameters. It should be noted that Westly's equation (3) directly results from the equation (8) when the electrode load symmetry is assumed,

$$P_{1u} = P_u / 3, W.$$

In practice, a useful parameter that characterises thermal properties of ferrosilicon furnace reaction zones is current density at the electrode cross-section j . Based on the equations (2), (7), (8), the following can be obtained:

$$j = \frac{4I}{\pi \cdot d^2} = \frac{4\pi \cdot a^{3/2}}{k^2} \cdot P_{1u}^{1/3}, A/m^2 \quad (10)$$

The operating active power of the furnace should be adjusted to the electrode diameter d . This relation can be determined based on the equations (6), as follows:

$$d = A_1 \cdot P_{1u}^{\frac{1}{3}} \quad (11)$$

where:

$$A_1 = \frac{1}{k_{1L}} \left(\frac{c_1 \eta}{3 q_V}\right)^{1/3} \text{ - constant, } m \cdot W^{-1/3}$$

This is confirmed by a statistical relation in the form of a regression equation [2]:

$$d = 4,8344 \cdot P_{1u}^{0,3257} \cdot 10^{-3} m \quad (12)$$

Assuming the electrode diameter d as the base value, other geometric parameters of the furnace L can be determined with the use of geometric similarity criteria k_L :

$$L = k_{1L} \cdot A_1 \cdot P_a^{1/3} \quad (13)$$

In practice, for selection of electrical parameters of submerged arc furnaces, the following equation is widely used [9]:

$$U = c P_u^n, V \quad (14)$$

where:

c – a constant typical of a given technological process, $V \cdot W^{-1/n}$

n – an exponent.

According to equation (9), the exponent value for non-slag processes (FeSi, FeSiCr) is $n = 1/3$. For slag processes (FeCr, FeSiMn), its value amounts to $n = 1/4$. This is related to the effect of slag on equalization of temperature in zones 1 as a result of convection.

3. Thermal and electrical similarity criteria in zone 2. In the arc gas chambers, heat is generated due to arc radiation. Moreover, there are different current flow conditions than those in zones 1. Current flow occurs in plasma [13] and heat is transferred into the gas chamber mainly due to arc radiation as well as, to a lesser extent, convection. According to Newton’s law [14], heat transferred by means of radiation and convection is proportional to the heat-emitting surface. Thus, surface power density (5) should be assumed so that temperature conditions in the gas chambers of arcs in furnaces with various geometrical parameters meet the similarity criterion (1). Therefore, the useful active power P_{1u} can be expressed using the power density at the electrode cross-section q_s , as follows:

$$P_{1u} = \frac{1}{c_2} \cdot k_{2L}^2 \cdot q_s \cdot d^2, W \quad (15)$$

The following equation results from the (15):

$$d = \left(\frac{c_2}{q_s} \right)^{1/2} \cdot P_{1u}^{1/2}, m \quad (16)$$

where:

k_{2L} - geometric similarity criterion.

C_2 - fraction of power generated in zone 2 due to arc radiation,

$$q_2 = C_2 \cdot P_{1u}, W$$

$$C_1 + C_2 = 1$$

Electrical properties of the arc gas chamber are different from those of the charge material in zones 1 or in the electrolytic model of furnace bath by Struński [5]. Thus, the arc resistance R_{arc} does not meet Andraea’s equation (2) or the equation (3) by Struński-Westly. To determine electrical arc resistance R_{arc} , it was assumed that electrical conductivity of a high-power arc is an approximately linear temperature function [13]. Assuming that the arc temperature is proportional to the power density at the electrode cross-section q_s , conductance and resistivity of the arc can be determined as follows:

$$\sigma_{arc} = D' \cdot \frac{P_{1u}}{d^2}, S/m \quad (17)$$

$$\rho_{arc} = \frac{1}{\sigma_{arc}} = D \cdot \frac{d^2}{P_{1u}}, \Omega \cdot m \quad (18)$$

where:

$$D - \text{constant}, \Omega \cdot W/m$$

$$D' = 1/D, S \cdot m/W$$

Applying dimensionless scales of geometric similarity based on the equations (16), (18), the following can be expressed:

$$\frac{U^2}{P_{1u}} = R_{arc} = \frac{\rho_{arc} \cdot l_a}{S_{arc}} \stackrel{(18)}{\cong} \frac{D}{k_{2L}} \cdot \frac{d^2}{P_{1u} \cdot d} \stackrel{(16)}{\cong} \frac{D \cdot \left(\frac{c_3}{q_s}\right)^{-1/2}}{k_{2L} \cdot P_{1u}} \cdot d^2 \cdot P_{1u}^{-1/2}$$

This results in:

$$U = J_0 \cdot d \cdot P_{1u}^{-1/4}, V \tag{19}$$

where:

$$J_0 = \eta^4 \left(\frac{D \cdot (c_3/q_s)^{1/2}}{k_{2L}} \right)^{1/2}, V \cdot W^{1/4}/m$$

Moreover, based on the equations (11), (13), (16), the following is obtained:

$$d \cdot \sqrt{l_p} = A_1 \cdot P_a^{1/2} \cdot \left(k_{2L} \cdot A_1 \cdot P_a^{1/2} \right)^{1/2} \stackrel{(16)}{\cong} \sqrt{3} \cdot k_{2L}^{1/2} \cdot A_1^{3/2} \cdot \left(\frac{c_3}{\eta \cdot q_s} \right)^{1/2} \cdot d$$

and based on the (19),

$$U = J_1 \cdot d \cdot \sqrt{l_p} \cdot P_{1u}^{-1/4} \tag{20}$$

where:

$$J_1 = \frac{J_0}{\sqrt{3} \cdot A_1 \cdot A_2^{1/2} \cdot \eta^{1/2} \cdot k_{2L} \cdot q_s^{1/2}}, V \cdot W^{1/4}/m^{3/2}$$

The parameters J_0, J_1 determine conditions of thermal and electrical similarity in the arc gas chambers; the same parameter for zones 1 is c_3 by Struński-Westly. The parameters J_0, J_1 were proposed by Luis R. Jaccard, instead of Westly's parameter c_3 [11, 12]. In his publications, Jaccard negates usefulness of the parameter c_3 for selection of electrical parameters in submerged arc furnaces, which also applies to ferrosilicon furnaces. He came to this conclusion while observing submerged arc furnaces intended for cassiterite smelting [11]. This process markedly differs from ferrosilicon smelting but Jaccard's concept and point of view can be applied to the arc gas chambers. Like for criteria (5), he assumes that to ensure proper temperature conditions of reaction zones, the phase active power P_{1u} should be proportional to the surface of reaction zone with the diameter D_c (Fig. 1).

4. Current characteristics and heat balancing in reaction zones. Adequate fractions of heat fluxes q_1, q_2 , generated due to flow of current in the upper and lower reactions zones, should be in accordance with the heat balance of physical and chemical processes that occur there under conditions ensuring maximum efficiency of the reduction process and the highest Si yield. The furnace active power and fractions of heat fluxes q_1, q_2 , generated due to current flow, should be adjusted to its geometrical parameters as well as to physical and chemical processes that occur in reaction zones. Important factors are electrical parameters of the furnace and electrode positions. Proper thermal and temperature conditions of reaction zones have a significant effect on the process efficiency as well as its technical and economical indicators.

Current characteristics for the upper and lower reaction zones in the ferrosilicon furnace differ due to various electrical properties of zones 1 and 2 as well as diverse mechanisms of heat generation. Characteristics for the upper zones of ferrosilicon furnace can be determined by means of the parameter c_3 and the equation (3) by Struński-Westly, as follows:

$$P_a = \frac{1}{\eta} \cdot \left(\frac{l}{c_3} \right)^{3/2}, W \tag{21}$$

In a similar manner current characteristics for the lower reaction zones can be determined by means of the parameter J_1 and the equation (20) by Luis R. Jaccard:

$$P_a = 3 \cdot (I \cdot J_1 \cdot d \cdot \sqrt{I_p})^{4/5}, W \quad (22)$$

Sample current characteristics for the upper and lower reaction zones of the 20 MVA ferrosilicon furnace are presented in Fig. 2. To determine similarity criteria, averaged values of technological furnace parameters were used with respect to its adequately selected “perfect” operation periods when average daily electrical energy consumption amounted to approximately 8.000 *MWh/t* (Table 1). Amounts of heat generated in the upper and lower reaction zones are balanced at the intersection point of both characteristics lines (Fig. 2). For the investigated furnace, this corresponds to the following electrical parameters (I^*, P_a^*): $I^* \cong 63.0 \text{ kA}$, $P_a^* \cong 16.7 \text{ MW}$. According to Westly’s theory [8], these parameters correspond to the balance of heat fluxes q_1, q_2 generated within the furnace working space, which means optimal thermal and temperature conditions of the physical and chemical processes in the reaction zones. In practice, there is an occasional need to operate furnace at $P_a \neq P_a^*$. In this case, the thermal balance between reaction zones in the ferrosilicon furnace is not possible. This may apply to e.g. power limitations during energy “peak load” hours ($P_a < P_a^*$) or when the electrode diameter is too small in relation to the power of transformer and the furnace operates at too high power values ($P_a > P_a^*$). In both cases, during selection of the furnace electrical parameters, current characteristics that ensure more beneficial temperature conditions for condensation of gaseous oxide *SiO* in the upper zone charge material under given conditions are recommended [1-3,10]. This means characteristics that correspond to a lower active power of the furnace under given conditions. Fig. 2 shows that these are Westly’s characteristic (21) for $P_a < P_a^*$ and Jaccard’s characteristic (22) for $P_a > P_a^*$. The present paper controverts the opinion of Jaccard [11,12] who negates usefulness of the parameter c_3 for selection of electrical parameters for the ferrosilicon submerged arc furnaces. This may only refer to cases when the operating active power of the furnace is too high for its geometric parameters ($P_a > P_a^*$). In industry practice, such cases are quite rare and may only concern furnaces of old design and improperly selected geometrical parameters.

5. Summary. For given geometric parameters of the furnace, optimal temperature conditions of the reaction zones depend on strictly defined electrical parameters. This means optimal electrode positions in the furnace and minimisation of raw material and energy consumption indicators. Due to various electrical properties and diverse mechanisms of heat generation, differences in current characteristics for the upper and lower reaction zones of the ferrosilicon furnace are observed. Westly’s parameter c_3 is useful for determination of current characteristics concerning the furnace upper zones where heat is directly generated in the charge material due to resistance heating, while Jaccard’s parameter J_1 is suitable for determination of current characteristics in reactions zones where heat generation is a result of arc radiation. The parameters c_3 i J_1 characterise similarity of thermal and electrical conditions of the reaction zones. This means that for furnaces of various geometric parameters, the c_3 and J_1 values should be approximately equal to adequate values for a “model” furnace that features good production results. This conclusion is opposite to Jaccard’s opinion who entirely negates usefulness of Westly’s parameter c_3 for the ferrosilicon smelting process.

Table 1

Technical data and averaged parameter values during “perfect” operation periods of a 20 MVA FeSi75 ferrosilicon smelting furnace

Parameter	Unit	Data
1	2	3
Geometric parameters		
Electrode diameter, d	m	1,2
Electrode spacing, l_p	m	2,685
High of the bath, H	m	2,5
Electrical parameters		
Active power, P_a	MW	16,669
Power factor, $\cos\phi$		0,849
Electrical efficiency, η		0,94
Phase voltage, U	V	88,357
Phase current, I	kA	62,939
Daily energy consumption	MWh	400,07
Production results		
Daily metal output (pure), w	t/24h	49,537
Volume indicator, $w/(3 \cdot 24 \cdot d^3)$	t/(m ³ h)	0,398
Electricity consumption index, E	MWh/t	8,079
Similarity criteria		
Current density, $j = 4 \cdot I / (\pi \cdot d^2)$	10 ⁴ A/m ²	5,565
Volume power density, P_{1u}/d^3	MW/m ³	3,020
Furnace resistance, $R = P_{1u}/I^2$	10 ⁻³ Ω	1,317
Parameter Andrea, $k = R \cdot \pi \cdot d$	10 ⁻³ Ωm	4,966
Parameter Westly, $c_3 = I \cdot P_u^{-2/3}$	10 ⁻¹ AW ^{-2/3}	10,058
Parameter*, $J_0 = U \cdot P_{1a}^{0,25}/d$	10 ^{2,75} VW ^{1/4} /m	6,357
Parameter*, $J_1 = U \cdot P_{1a}^{0,25}/(d \cdot l^{0,5})$	10 ^{3,75} VW ^{1/4} /m ^{1,5}	0,388
Zużycie surowców:		
Daily quartzite consumption, Q	kg/24h	85736
Quartzite consumption index	kg/t	1730,8
Quartzite consumption per 1MWh	kg/MWh	214,3
Quartzite stream index, $Q/(3 \cdot 24 \cdot d^3)$	kg/(m ³ h)	689,1
Si yield	%	94,44

* J_0, J_1 - applied units proposed by Luis R. Jaccard [11,12], (V, kV, cm)

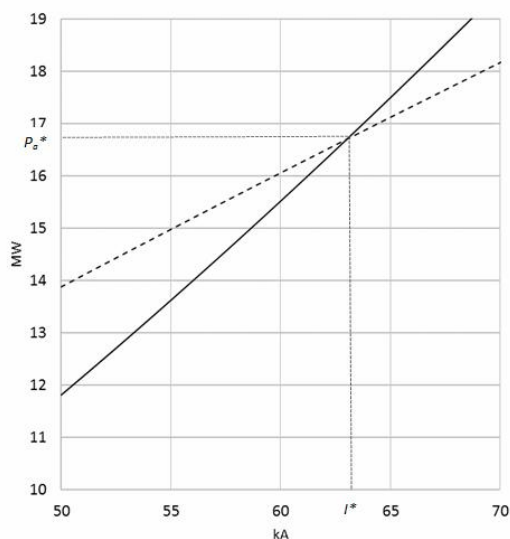


Fig. 2. Current characteristics for the upper and lower reaction zones of a 20 MVA ferrosilicon furnace with electrodes of diameters $d = 1.2$ m. The continuous line – Westly’s characteristics (zone 1), dashed line - Jaccard’s characteristics (zone 2). Values of the parameters c_3, J_1 are presented in Table 1, ($I^* \cong 63$ kA, $P_2^* \cong 16.7$ MW).

REFERENCES

1. Schei Anders, Johan Kr. Tuset, Halvart Tveit. 1998. Production of High Silicon Alloys. Trondheim: Tapir Forlag, ISBN 82-519-1317-9.
2. Zubov V.L., M.I. Gasik. 2002. Electrometallurgy of ferrosilicon. Physical Chemistry and Technology. Dnepropetrovsk: System Technologies Publ. (j. ros.)
3. Machulec B. 2003. "Teoretyczne podstawy procesu elektrotermicznego wytopu żelazokrzemu oraz krzemu technicznie czystego", Gliwice: Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Zeszyty Naukowe Hutnictwo, Nr 1589
4. Ludwik Muller, Andrzej Wilk. 1977. Teoria podobieństwa w badaniach modeli fizycznych i matematycznych. Gliwice :Wydawnictwo Politechniki Śląskiej,
5. Struński Boris Michajłowicz. 1972. Rudnotermiczeskie Pławilne pieczi. Moskwa: Metallurgia,
6. Shafer S.S., A. Muhlbauer. 1985. "Energieumsetzung in Silicium reduktionsofen". Elektrowarme International: 43, B5, B220-B223.
7. Westly. J. 1976. "Critical parameters in design and operation of the submerged arc furnaces". Electric Furnace Conf. Proc.:47-57,
8. Westly J. 1974. " Resistance and Heat Distribution in a Submerged-arc Furnance", INFACON 74. Proceedings of the 1st International Ferroalloys Congress. . Johannesburg: South African Institute of Mining and Metallurgy. 122-127, <http://www.pyrometallurgy.co.za/InfaconI/121-Westly.pdf> , 2016-03-01
9. Jegorow Aleksei Warnawiewicz. 1985. Elektroplawilne pieczi czernoii metallurgii. Moskwa: Metallurgia,
10. Machulec B. 2016. "Comparison the physico-chemical model of ferrosilicon smelting process with results observations of the process under the industrial conditions", Archives of Metallurgy and Materials, Vol. 61 (2016), No 1, p. 265–270, http://www.imim.pl/files/archiwum/Vol1_2016/49.pdf
11. Jaccard Luis Ricardo. „Submerged arc Furnaces – Optimal Electrical Parameters”, <http://www.researchgate.net/publication/267722524>
12. Jaccard Luis Ricardo. " Ideal perational parameters of FeSi75 furnaces – Factor J_1 ", <http://www.jaccard.com.br/EN/fesi75.htm>, 2016-03-01,
13. Bowman Ben, Klaus Krüger. 2009. Arc Furnace Physics. Düsseldorf: Verlag Stahleisen GmbH,
14. Tomeczek Jerzy. 1999. Termodynamika. Gliwice: Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.

ОСВІТА ЯК СИНЕРГЕТИЧНИЙ ІНСТРУМЕНТ МОДЕРНІЗАЦІЇ ЕКОНОМІКИ В УМОВАХ ГЛОБАЛІЗАЦІЇ

Анотація. Розкривається значення освіти в успішному розв'язанні соціально-економічних проблем. Підкреслюється, що в освітній сфері має домінувати відтворювальний підхід. Особлива увага приділена обґрунтуванню необхідності модернізації освіти, яка сприяла б прискоренню модернізації економіки та країни в цілому. В роботі значна увага приділена генезі розвитку інновацій в освітній сфері. Наводяться інструменти забезпечення такого розвитку як передумови підвищення якості освіти та її економічної ефективності.

Ключові слова: освіта, економіка, інформаційні технології, конкурентоспроможність.

Abstract. Reveals the importance of education to the successful solution of social and economic problems. It is emphasized that in the field of education should dominate reproductive approach. Particular attention is given to the justification of the need for modernization of education, which would help accelerate the modernization of the economy and the country as a whole. In this article, considerable attention is paid to the genesis of the development of innovations in the field of education. The essence of the tools to ensure this development as a prerequisite for improving the quality of education and its economic efficiency.

Key words: education, economics, information technology, competitiveness.

„Найкоротша дорога до цивілізації – це знання.”

В. Вернадський

„Працівники знань важливі діючі особи сучасної економіки.”

П. Друкер

Актуальність теми дослідження. У процесі розвитку суспільства все гострішими постають проблеми соціально-економічного розвитку. Успішне їх розв'язання потребує цілісного розуміння необхідності поєднання потенціалів різних напрямів людської діяльності. Досвід розвинутих країн, зокрема країн Європейського Союзу, вказує на те, що розвиток освіти виступає важливим інструментом модернізації не лише економіки, але й країни в цілому. Адже освіта не лише збагачує знання учнів, студентів, але й виховує особистість, здатну адаптуватись до змін у соціально-економічному житті, самовдосконалюватись. Як свідчить статистика, останнім часом багато української молоді навчається за кордоном, де вони отримують не лише сучасні знання, а й навички та досвід. Важливо, щоб ця молодь, повернувшись додому, все це вдало використовувала у своїй практичній діяльності.

До цього часу, на жаль, в Україні не відчувається суттєвий вплив освіти на розвиток економіки. Підтвердженням цього є досить низький показник валового внутрішнього продукту, зокрема на душу населення. Особливо це видно на фоні багатьох країн світу (рис. 1).

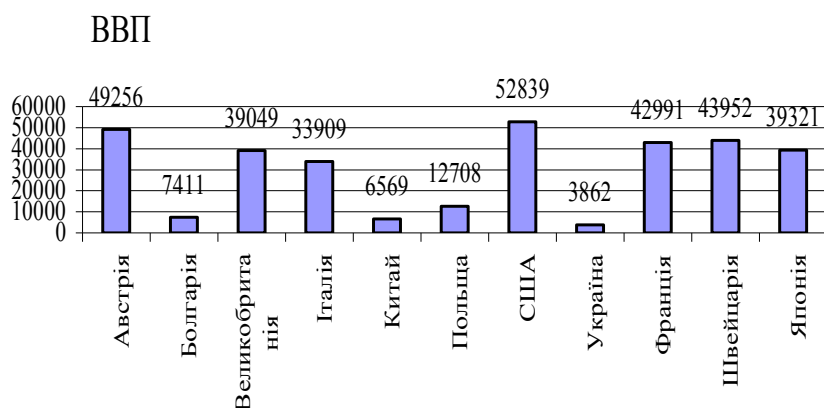


Рисунок 1 – Динаміка величини ВВП на душу населення, 2014 р.

Тому багато науковців у своїх дослідженнях велику увагу приділяють підвищенню ролі освіти в забезпеченні економічного зростання. В числі останніх Гаврис Т.В., Ганичев Н.А., Дубасенюк О.А., Калетнік Г.М., Клименко І.С., Кривошеєва С.В., Ніколаєнко С.М., Олійник В.В., Осилєнкер Л.Б., Фролов І.Є. та багато інших. Проте в дослідженнях ще недостатня увага приділена синергетичному підходу в досягненні поставленої мети. Метою ж нашого дослідження є дослідження підходів до пошуку шляхів підвищення ролі освіти в модернізації економіки в сучасних умовах.

Виклад основного матеріалу. Подальше підвищення добробуту населення, зростання людського капіталу тісно пов’язане з економічним розвитком. В Україні цього, на жаль, останнім часом не спостерігається (таб.).

Таблиця

Динаміка валового національного доходу, % до попереднього року

Країна	2011	2012	2013	2014	2011-2014, +, -
Аргентина	100	108,3	107,7	99,2	-0,8
Білорусь	100	104,9	106,2	107,3	+7,3
Канада	100	108,5	103,9	98,1	-1,9
Данія	100	98,6	101,6	99,3	-0,7
Франція	100	102,4	102,3	98,9	-1,1
Україна	100	112,)	108,6	94,7	-5,3
США	100	104,0	101,9	101,8	+1,8
Великобританія	100	101,3	102,4	102,4	+2,4

Джерело: [6].

Як видно із таблиці, серед наведених країн у зазначений період найбільше падіння валового національного доходу спостерігалось в Україні.

Для досягнення позитивних зрушень в економіці необхідно забезпечити гармонійне поєднання економіки й інших суспільних підсистем. Адже економіка стає здатною максимізувати результат своєї діяльності за умов високої інтеграції всіх її галузей, у тому числі освітньої. При цьому в розвитку освіти в сьогочасних умовах має домінувати відтворювальний підхід, який повинен бути направлений перш за все на підготовку високопрофесійних фахівців. У світі у цьому контексті виправданою є модель „інноваційна людина”, здатна творчо працювати, бути конкурентоспроможною, забезпечити модернізацію освітньої сфери, використовуючи при цьому багатий арсенал інформаційних і комунікаційних технологій, що зумовлюють зміни в педагогічній, організаційній, економічній підсистемах. Щоправда, нові технології ефективні лише тоді, коли вони входять в

нову систему освіти в якості невід’ємного її елемента. Фундаментальним принципом функціонування освіти є положення, згідно з яким необхідно створити умови для розвитку індивідом свого потенціалу. І тут можуть бути використані різні моделі. В їх числі:

- модель, побудована на проблемному підході, коли перевага надається потребам суспільства у відповідних кадрах;
- модель, побудована на аналізі сучасного стану;
- модель, побудована на міждисциплінарному підході тощо.

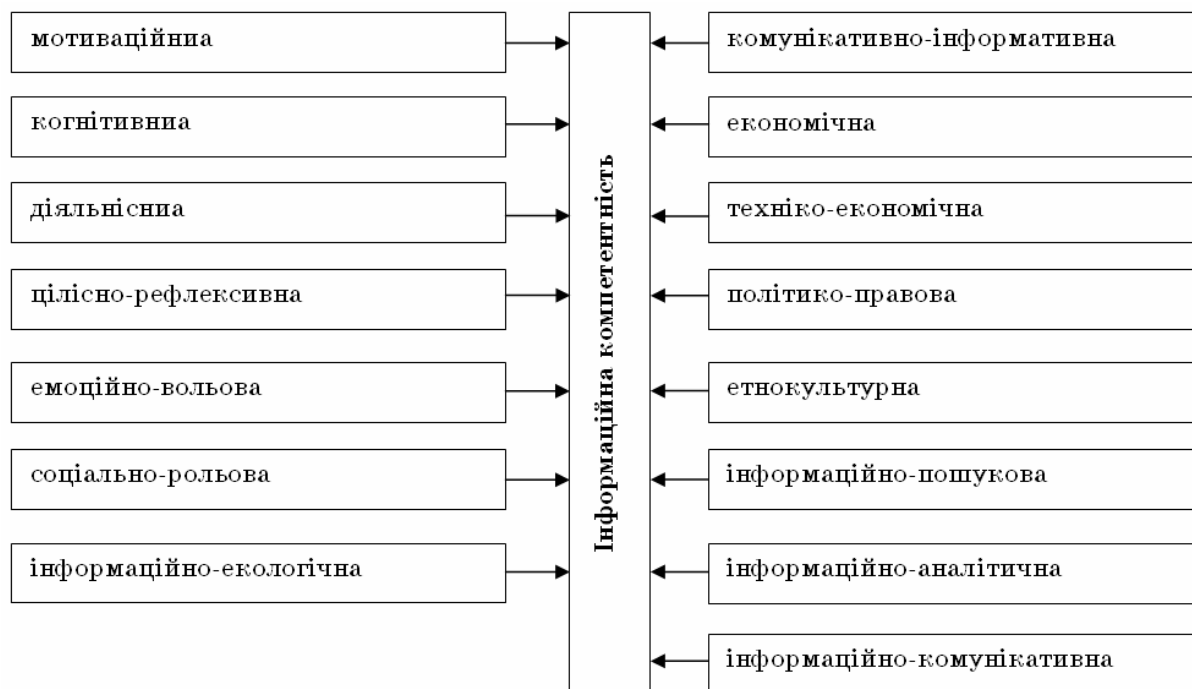


Рисунок 2 – Основні складові інформаційної компетентності

Все це потребує активного застосування сучасних інформаційно-комунікаційних технологій, які сприяли б успішному оволодінню учнями, студентами різними вміннями, формування в майбутніх фахівців інформативної компетентності, які дозволили б їм у майбутньому ефективно працювати, здійснювати модернізацію перш за все освітньої сфери (рис. 2). Модернізація освіти – це складова частина модернізації економіки та країни в цілому, яка має забезпечити перш за все економічне зростання. Здійснюватись такий підхід повинен шляхом: усунення інституційних деформацій інвестиційного та підприємницького клімату у навчальних закладах; вдосконалення державної політики регулювання економічного розвитку в Україні на ціннісних засадах; дерегулювання економічних відносин тощо.

Як свідчить статистика, все більше навчальних закладів беруть на себе науково-дослідницьку та інноваційну функції, організовуючи при цьому та здійснюючи дослідження, передбачаючи створення нових технологій, нових знань, комерціалізуючи їх^{*}. Все це сприяє модернізації не лише освіти, а й країни в цілому. В Китаї, скажімо, цього досягнуто шляхом ефективного поєднання ринкового й планового механізмів. В умовах глобалізації важливо забезпечити

^{*} Вища школа все активніше працює і над створенням науково-освітніх комплексів, пошуком нових моделей розвитку самих вишів, які мають враховувати фактори, що впливають на відбір внакращих абітурієнтів. адже кращий абітурієнт – це в майбутньому не лише кращий студент, а й кращий фахівець, який здатний модернізувати економіку.

пошук балансу між логікою ринку та суспільства, що сприяло б зростанню інноваційного потенціалу, сукупності матеріальних, технічних, кадрових, фінансових та інших видів ресурсів, які можна використовувати для забезпечення інноваційного розвитку. Останній є важливим показником ступеня спроможності будь-якої сфери економічної діяльності до впровадження інновацій з урахуванням можливостей щодо здійснення інноваційної діяльності.

Одним із суттєвих елементів модернізації освіти є її комп'ютеризація та підключення до Інтернету, використання сучасних інформаційно-комунікаційних технологій, що зумовлюють значні зміни в діяльності вищих навчальних закладів, парадигми підготовки кадрів. Комп'ютер, як свідчить практика, дозволяє по-різному побудувати процес навчання, реалізувати дидактичні принципи індивідуалізації та диференціації, творчої активності, наочності навчального процесу, активізувати перехід до самоосвіти, використовуючи при цьому дослідницькі та пошукові методи. Все це має сприяти підвищенню якості освіти. Важлива роль у досягненні цього відводиться безпосередньо Інтернету, який надає учням, студентам можливість звертатись до раніш не використовуваних у навчанні ресурсів, зокрема: найсвіжішу інформацію, результати онлайн-опитувань; різноманітну статистику, не опубліковану до цього часу; фінансові звіти компаній, організацій; онлайн-карти, оцифровані зображення, відео- та звукові файли, навчальні програми тощо. Вітчизняна й зарубіжна практика свідчить, що Інтернет є важливим ресурсом забезпечення високої якості освіти за рахунок успішного використання телекомунікаційних технологій, які дозволяють успішно поєднувати процеси вивчення, закріплення та контролю засвоєння навчального матеріалу.

Генеза розвитку інновацій в освітній сфері розглядається у працях багатьох дослідників. Інноваційний розвиток – це упорядкований цілісний процес, що інтенсивно розвивається і формується як між компонентами освітньої системи, так і в середині цієї системи. Робота в єдиному інформаційному просторі передбачає постійне та раціональне використання інформаційних технологій у навчально-виховному процесі. Інноваційний розвиток освіти – це цілеспрямована діяльність усіх суб'єктів навчально-виховного процесу, що ґрунтується на принципах:

- властивостей та якостей розвитку особистості;
- розвивального навчання, що забезпечує впровадження відповідних навчальних програм й освітніх технологій;
- визначення умов і засобів, що забезпечують розвиток.

Останнім часом відбувається певна трансформація освітньої діяльності, коли важливим ресурсом цієї діяльності, окрім традиційних, стають електронні ресурси, в результаті чого забезпечується перехід від типових навчальних закладів до інноваційних, що здатні до саморозвитку, які забезпечують формування функціонально грамотної, компетентної, освіченої особистості; від навчально-виховного процесу до освітнього, який забезпечить реалізацію функції щодо формування випускника навчального закладу з інноваційним типом мислення, культури, поведінки тощо. Для забезпечення цього в Україні існує значна нормативно-правова база у сфері інформатизації: більше 40 Законів України, Укази Президента, Постанови Верховної Ради та Кабінету Міністрів. Основними з них є „Про національну програму інформатизації”, „Про концепцію національної програми інформатизації”, „Про електронні документи та електронний документообіг”, „Про основні засоби розвитку інформаційного суспільства в Україні на 2007-2015 роки” та інші.

На темпи розвитку інноваційного процесу в освіті України впливає активність використання герменевтичної педагогіки, сприяє адаптація зарубіжного досвіду до українських реалій, використання якого дозволяє запозичувати та застосовувати нові знання, краще адаптуватись в сьогоdnішньому світі, орієнтуватись в глобалізованому середовищі. Це є надзвичайно важливим. Адже в ХХІ ст. зростає значення інновацій, знань, креативності. Водночас відбувається зміна мотивацій працівників з економічної на особистісну, підвищується ступінь її направленості на забезпечення соціальної справедливості.

Все це посилює роль людського капіталу в соціально-економічному розвитку країни. Серед чинників, які забезпечують зростання цього капіталу, слід виділити професійне навчання, набуття майбутніми фахівцями необхідних компетенцій тощо. Цьому, як свідчить досвід, має сприяти реалізація неперервної освіти. На необхідність такого підходу вказують результати дослідження ЮНЕСКО, формуючи натомість уявлення про освіту ХХІ століття та здійснюючи пошук відповідей на виклики, з якими зіштовхується сучасна система освіти в цілому і вищій, зокрема, забезпечуючи модернізацію країни. При цьому вищі навчальні заклади здійснюють трансфер технологій. У 2014 р. найпотужнішими вишами у цьому контексті були: Національна металургійна академія України, Національний університет водного господарства та природокористування, Національний університет біоресурсів та природокористування, Українська інженерно-педагогічна академія, Одеська національна академія харчових технологій, Національний університет кораблебудування імені адмірала Макарова і Вінницький національний технічний університет. У більшості з них функціонують спеціальні підрозділи з передачі технологій, відділи зв'язку з промисловістю та сільським господарством.

Як свідчить статистика, джерелами формування коштів для здійснення дослідницької діяльності можуть бути державні та приватні фонди, які фінансують гранти на навчання, стажування, проведення наукових досліджень; внески та фінансові кошти бізнесу, пожертвування колишніх випускників вищих навчальних закладів. За допомогою цих коштів відбувається корекція цінкових установок у системі вищої освіти та науки. Проте внесок інноваційної складової у приріст ВВП в Україні продовжує залишатись вкрай малим, тоді як, скажімо, у США він складає 34,6%, в Японії – 42,3%, а в країнах Європейського Союзу – 50% [1].

І в Україні у вищих навчальних закладах доцільно формувати ендаумент-фонди. До речі, створення таких фондів – поширена практика в усіх розвинених країнах світу. Скажімо, у провідних американських університетах надходження з ендаумент-фондів, які формуються за рахунок грошових коштів, пожертвувань, акцій, інших цінних паперів, сягають 25-45%. Ці кошти дозволяють прискорити процес модернізації освіти, необхідність якої зумовлена багатьма чинниками, у тому числі: невідповідністю структури підготовки кадрів реальним потребам економіки; відірваністю вищої освіти від науки; зниженням якості освіти; недостатніми темпами інтеграції освіти України в європейський простір. Щоб подолати ці негативно діючі чинники, освітня сфера в цілому і в першу чергу вища має розвиватись на інноваційній основі, всі ланки освіти мають бути відкритими у світовому масштабі, інтегруватись із фундаментальними та науковими досягненнями, бути конкурентоспроможними та універсальними, постійно розширювати асортимент послуг, які вони надають.

Все це в свою чергу потребує постійного збільшення відповідних ресурсів. Перспективними в Україні в цілому, в освітній сфері зокрема можуть бути отримані ресурси за рахунок надання вищими навчальними закладами лізингових,

франчайзингових і консалтингових послуг. Назрілою є й необхідність глибоких структурних перетворень, пов'язаних із упровадженням нової системи освітніх послуг європейського зразка, що передбачає поступове звільнення держави від функцій безпосереднього надання освітніх послуг і передачею їх недержавним організаціям. Обсяг зазначених послуг, їх структура залежать від структури самих навчальних закладів. Приміром, наразі у таких країнах як Японія, Філіппіни, Південна Корея 80% студентів навчається у приватних вишах. Разом із тим усі вони перебувають під контролем держави. Це позитивно впливає на формування сучасного освітнього середовища. Останнє являє собою сукупність зв'язків, засобів масової інформації, інститутів, які сприяють переміщенню у відповідних просторах матеріальних, фінансових, інформаційних та інших ресурсів освітньої сфери. Все це, як свідчить досвід розвинутих країн, сприяє формуванню не просто економіки знань, а постійно зростаючої економіки. За останнім показником лідерами у світі є: Швеція, Фінляндія, Данія, Нідерланди, Норвегія, Німеччина. Україна за рівнем економіки знань знаходиться на 56-му місці. Однією з причин такого стану є недостатній рівень забезпечення ресурсного, зокрема фінансового забезпечення. Це зумовлює й деградацію кадрового потенціалу даної сфери. Серед викладацького складу українських вищих навчальних закладів недостатньою є частка дослідників, науково-технічних працівників.

Практика багатьох європейських країн свідчить, що від професіоналізму та компетентності, ділової та загальної культури працівників у значній мірі залежить успішність подолання кризових явищ в сфері економіки. Це, в свою чергу, передбачає дотримання загальносистемного та синергетичного підходу до розвитку освіти, озброєння учнів, студентів не лише необхідними знаннями, а й виховання їх, що базується на загальноприйнятих морально-етичних нормах людської поведінки, на пошуку нових технологій, форм, методів організації не лише навчального, а й виховного процесу. Навчально-виховна діяльність має все більше набувати дослідницького характеру, спрямована також на пошук шляхів модернізації не лише освіти, а й економіки та держави в цілому. Адже освітня інноватика передбачає міждисциплінарний синтез освітніх, акмеологічних, соціальних, економічних та інших проблем; визначення перспектив розвитку освіти, зокрема в умовах глобалізації та децентралізації.

Таким чином, поліпшенню кадрового потенціалу освіти сприяє система підготовки й перепідготовки відповідних кадрів; наявність необхідної матеріально-технічної та експериментально-дослідницької бази сучасних технологій; інформаційних ресурсів тощо [9]. Покращення професорсько-викладацького складу вищих навчальних закладів позитивно позначається й на освітньому рівні населення в цілому, яке зможе успішно працювати на високотехнологічних підприємствах із високим інноваційним потенціалом.

Практика свідчить, що підготовку таких кадрів забезпечують виші, де функціонують бізнес-інкубатори. Позитивний досвід у цьому плані накопичено в Китаї, який добився значних успіхів в економічному розвитку, де діє широка мережа спеціалізованих бізнес-інкубаторів, орієнтованих на потреби конкретних галузей, зокрема біомедицини, інформаційних технологій. Бізнес-інкубатори – це свого роду бізнес-підприємства при університетах, які, опираючись на інтелектуальні й інформаційні ресурси, допомагають науковим співробітникам, інженерам університетів комерціалізувати свої досягнення. На таких підприємствах нерідко створюється продукція світового рівня.

Сьогодні, як відомо, коли освіту сприймають як одного із найважливіших факторів забезпечення вискооефективного розвитку суспільства, успішного

розв'язання соціально-економічних проблем, відбувається формування конкурентоспроможної економіки, змінюється співвідношення між фізичною роботою, знаннями та капіталом. Позитивним прикладом у цьому контексті може бути Швеція, яка відноситься до провідних країн світу й економічний розвиток якої базується на знаннях. Цьому сприяють високі відсотки витрат на вищу освіту, на дослідження й інформатику. У даній країні вони є значно вищими, ніж, приміром, у США чи Південній Кореї (відповідно 6,6% ВВП, 6,1 і 5,2%). Продумана та ефективна інноваційна політика у Швеції, унікальні досягнення в ряді областей науки та техніки дозволяють забезпечувати високий рівень вищої освіти та успішно розбудовувати економіку знань. Наукові знання стають тут більш значущим чинником порівняно з капіталом. Для працівників знанневої сфери є також характерним здатність до творчості, інноваційність у навчанні, що сприяє формуванню конкурентоспроможної економіки, у тому числі шляхом тісної співпраці освітніх закладів, наукових установ, підприємств, виробничих структур тощо. Досвід розвинутих країн демонструє саме таку форму об'єднання на базі потужного університету. Головною метою таких об'єднань є стимулювання трансферу нових технологій з навчальних і наукових установ безпосередньо у виробництво. До речі, початок цьому покладено прийняттям Кабміном України постанови щодо утворення навчально-науково-виробничого комплексу „Всеукраїнський науково-навчальний консорціум”, засновниками якого виступили Інститут біоенергетичних культур і цукрових буряків НААН та Вінницький національний аграрний університет^{*}. Цей консорціум об'єднує вишівську та академічну науку, активно й творчо використовує світовий досвід. Разом із тим, слід зазначити, що відбувається інтеграція освіти, в першу чергу вищої, у світовий освітній і науковий простір. Нині Україна за індексом охоплення населення вищою освітою входить у першу десятку країн світу, за відносною кількістю студентів у вищих навчальних закладах наша країна посідає восьме місце серед 142 країн світу. Разом із тим за загальним балом складової „Вища освіта і професійна підготовка” вона знаходиться на 51-й позиції [8]. Головною причиною цього є низька якість освіти. Як зазначається у „Всесвітній декларації про вищу освіту для XXI століття” (1996 р.), прийнятій на організованій ЮНЕСКО Всесвітньої конференції з вищої освіти, підкреслюється, що якість у сфері вищої освіти є багатовимірною концепцією, яка повинна охоплювати всі її функції та види діяльності. Досягнення цього потребує значних інвестицій, яких наразі в Україні не вистачає. Статистика свідчить, що задекларовані Законом України „Про освіту” обсяг бюджетних асигнувань на сферу освіти в розмірі не менше 10% від валового внутрішнього продукту не лише не виконуються, а й мають тенденцію до зменшення. Скажімо, в 2015 р. на освіту передбачалось виділити всього лише 5,5% ВВП. Тобто в Україні продовжується інвестування в освіту, в поліпшення її матеріально-технічної бази за залишковим принципом. А якщо врахувати, що із коштів, які виділяються на освіту, понад 70% витрачається на оплату праці та комунальні платежі, то на поліпшення освітньої інфраструктури виділяється вкрай мало. А тому, щоб забезпечити конкурентоспроможність України, необхідно стимулювати розвиток науково-

^{*} Нині університет включає 4 навчально-наукові інститути, 5 факультетів, науково-дослідні інститути біопалива та біомаси, інститут селекції та насінництва, інститут інформаційних технологій та дистанційного навчання, інститут організації та моніторингу якості навчального процесу, центр довузівської підготовки, профорієнтаційної роботи та прийому на роботу, 37 кафедр, навчально-практичний центр розвитку сільських територій та інші підрозділи [5].

освітнього потенціалу, створити необхідні умови для підготовки висококваліфікованих кадрів. Останньому, окрім інших чинників, має сприяти й висококваліфікований кадровий потенціал навчальних закладів, представники якого, за визначенням фахівців, мають володіти наступними якостями:

- людяність (доброзичливість, чуйність, дбайливість, гуманність);
- порядність, що є запорукою успішності виконання спільної діяльності з колективом;
- організованість (цілеспрямованість, планомірність, дисциплінованість, зібраність, педантичність, обов’язковість; відповідальність за якісно виконану роботу, вміння контролювати свою роботу);
- працьовитість;
- креативність (винахідливість, кмітливість, творчість, здатність проявити фактацію, ініціативу, спроможність вносити в свою роботу оригінальність, нове, відходити від традиційних схем у роботі);
- ерудиція (прагнення стати широко обізнаною особистістю, пізнання нового, бажання вносити в роботу цікаве);
- поміркованість (уважність, стриманість, витримка, толерантність тощо).

Однак Україна має не просто низький рівень конкурентоспроможності, а й втрачає свої позиції у цій сфері. Лише якісне реформування освіти в цілому і вищої, зокрема шляхом використання інформаційно-комунікаційних технологій сприятиме підвищенню індексу глобальної конкурентоспроможності. Щоправда, не лише освіта позитивно впливає на розвиток економіки, а й розвиток останньої позначається на стані освітньої сфери. За підрахунками фахівців, серед груп працівників із сумарною освітою 10,5 років, 12,5 і 14,5 років на останню групу припадає більше 50% виробленого валового внутрішнього продукту [7]. На жаль, в Україні й показник ефективності економічної діяльності має тенденцію до зниження (рис. 3).

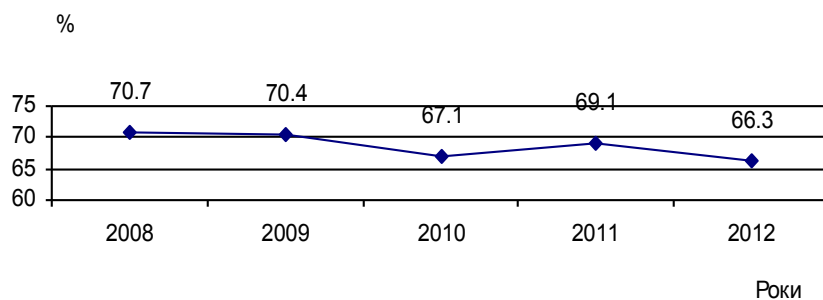


Рисунок 3 – Динаміка показника економічної ефективності діяльності освітньої сфери, % до попереднього року

Підвищенню ролі освіти у розвитку економіки має сприяти дотримання вимог Державних освітніх стандартів, зокрема при реалізації основних освітніх програм. Так, у звіті „Тенденції та проблеми навчальних структур вищої освіти в Європі” визначені основні умови оновлення освітньої системи шляхом уведення нових, а не пристосування старих навчальних планів, реалізація яких має забезпечити високу якість освіти.

Висновок. Таким чином, серед основних завдань, що стоять перед освітою у контексті сприяння модернізації економіки, є необхідність забезпечення перш за все систематичного підвищення кваліфікації працівників навчальних закладів. Це підтверджує й досвід багатьох високорозвинених країн, де особлива увага приділяється не лише підготовці, а й перепідготовці та підвищенню кваліфікації кадрів, у процесі яких викладачі підвищують свою компетентність, у тому числі у

сфері інноваційних Інтернет-технологій, використання яких допомагає освітній сфері на більш високому рівні здійснювати відтворення головної продуктивної сили суспільства – фахівців для всіх сфер економічної діяльності, сприяти підвищенню добробуту населення. Адже розвиток освіти, її модернізація виступають важливим чинником подолання економічної кризи. При цьому синергетичний ефект досягається тоді, коли освіта є неперервною та успішно співпрацює з виробництвом, ринком праці, з роботодавцями. Експерти стверджують, що підвищення середнього рівня освіченості на 5% означає 5% підвищення зростання валового внутрішнього продукту [10]. А це значить, що ефективно використання освітнього потенціалу, освітнього рівня населення сприятиме не лише модернізації економіки, а й наближенню нашої країни до високорозвинених країн світу.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Гаврис Т.В. Використання моніторингу створення та впровадження наукової продукції для модернізації соціальної економіки. / Т.В. Гаврис // НТІ. – 2015. – №4. – С. 27.
2. Дубасенюк О.А. Інноваційні навчальні технології – основа модернізації університетської освіти / О.А. Дубасенюк // Освітні інноваційні технології у процесі викладання навчальних дисциплін: Зб. наук.-метод. праць / За ред. О.А. Дубасенюк. – Житомир: Вид-во ЖДУ, 2004. – С. 3-14.
3. Зернов В.А. Негосударственный сектор высшего образования в контексте мониторинга эффективности вузов / В.А. Зернов // Высшее образование сегодня. – 2014. – №9. – С. 42-49.
4. Ильинский И.М. Об эффективности мониторинга вузов / И.М. Ильинский // Знание. Понимание. Умение. – 2013. – №2. – С. 3-9.
5. Калетнік Г.М. Функціонування закладу університетської освіти у розвитку трансформаційної економіки / Г.М. Калетнік // Економіка, фінанси, менеджмент. – 2015 – №3. – С. 3-8.
6. Клименко І.С. Економічне зростання в умовах глобалізації світової економіки / І.С. Клименко, С.В. Кривошеєва // Економічні студії. – 2016. – №1. – С. 44.
7. Осиленкер Л.Б. Социально-экономические аспекты использования дистанционного обучения в высшей школе / Л.Б. Осиленкер. – Режим доступу: http://www.dslib.net/economika_xaziastva/socialno-jekonomicheskie aspekty ispoezovanijadistancionnogo obuchenija v vysshei.html
8. Система высшего образования в Украине: количество не переходящее в качество [електронний ресурс] // Режим доступу: <http://competitineukraine.org/events/issledovaniya>
9. Фролов И.Э. Научно-технологический потенциал России на современном этапе: проблемы реализации и перспективы развития / И.Э. Фролов, Н.А. Ганичев // Проблемы прогнозирования. – 2014. – №1. – С. 4.
10. Шкляр А. Професійна освіта як фундамент кадрового забезпечення економіки / А. Шкляр // Професійно-технічна освіта. – 2015. – №4. – С. 11.

УДК: 669.168: 669.26.018

А.Ф. Петров, Э.В. Приходько, О.В. Кукса

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА СТАНДАРТНЫХ МАРОК

Аннотация. С помощью разработанных критериев и методики получены полуэмпирические модели, позволяющие прогнозировать влияние изменения состава, выраженного через интегральные параметры межатомного взаимодействия, на физико-химические и теплофизические свойства стандартных марок ферросиликомарганца.

Ключевые слова: ферросплавы, свойства, интегральные параметры, критерии, прогнозные модели.

Анотація. За допомогою розроблених критеріїв і методики отримані напівемпіричні моделі, що дозволяють прогнозувати вплив зміни складу, вираженого через інтегральні параметри міжатомної взаємодії, на фізико-хімічні та теплофізичні властивості стандартних марок ферросиликомарганцю.

Ключові слова: феросплави, властивості, інтегральні параметри, критерії, прогнозні моделі.

Annotation. With the help of the developed criteria and methodology prepared by semi-empirical models to predict the impact of changes in the composition, expressed in terms of the integral parameters of interatomic interaction, the physico-chemical and thermal properties of standard grades of ferrosilicon manganese.

Keywords: ferro alloys, properties, integral parameters, criteria predictive models.

Мировое производство стали за период с 2009 по 2015 годы повысилось от 1229 млн т до 1637 млн т, что сопровождалось практически соответствующим ростом выплавки и потребления всех видов раскислителей и легирующих, и прежде всего марганцевых ферросплавов.

Структура разных видов марганцевых ферросплавов меняется в зависимости от требований сталеплавильного производства. Силикомарганец, а по новой терминологии согласно ДСТУ-3548-97, ферросиликомарганец, используется для раскисления и легирования стали, производства рафинировочных марганцевых сплавов в металлургической промышленности. Он является наиболее крупнотонажным комплексным ферросплавом, так как на его долю приходится ~ 57% от общего количества марганцевых сплавов [1]. Согласно государственному стандарту ДСТУ-3548-97, ферросплавными заводами Украины производится ферросиликомарганец четырех марок, различного химического состава по содержанию марганца, железа, кремния, углерода, фосфора и серы. Базовым является сплав марки МнС17 (15-20% Si, не менее 65% Mn).

Характерной особенностью ферросиликомарганца, производимого заводами Украины, является повышенное, по сравнению с продукцией зарубежных производителей, содержание марганца на уровне 72-75%, против 66-68%. Это повышает конкурентоспособность сплава на международном рынке, однако вопрос выбора рационального состава сплава требует детального изучения, прежде всего свойств [2].

Процесс растворения ферросплавов во многом определяет структуру и свойства обрабатываемого металла, а также технико-экономические показатели и себестоимость конечной продукции. В то же время, прогнозирование условий

взаимодействия ферросплавов с жидким металлическим расплавом невозможно без знания их важнейших физико-химических и теплофизических характеристик. Поэтому вопросам изучения свойств ферросплавов со стороны металлургов-исследователей всегда уделялось пристальное внимание.

Наиболее значимые физико-химические свойства ферросплавов – это температура плавления ($T_{пл}$, °C) и плотность ($D \cdot 10^3$, кг/м³). С температурой плавления связана скорость и полнота усвоения элементов сплава. Плотность ферросплава влияет на его положение и движение в расплаве, время и полноту усвоения элементов сплава.

Для большинства двойных металлических систем известны диаграммы состояния, из которых всегда можно определить температуру начала кристаллизации сплава любого состава, чего нельзя сделать для многокомпонентных систем, какими являются ферросплавы. Такая их оценка возможна лишь с определенной погрешностью. Нет и методов расчета линий ликвидуса из термодинамических данных для таких сложных систем. Следовательно, температуры кристаллизации должны определяться экспериментально. Для этого существуют различные методы, однако в большинстве случаев их можно считать приближенными, поскольку фиксирование ведется визуально и субъективно. Надежных данных по температуре плавления для ряда марок ферросплавов имеется весьма ограниченное количество, а для некоторых из них такие данные практически отсутствуют.

Анализ плотности ряда твердых промышленных ферросплавов показал [3], что их величина зависит от химического состава. Рекомендуемая плотность промышленных ферросплавов, предназначенных для обработки сталей, составляет 5,0-7,0 г/см³, причем, в зависимости от размера куска ферросплава, пределы оптимальной плотности конкретизируются.

Вопросам изучения теплофизических свойств ферросплавов уделено достаточное внимание [4-6]. Однако экспериментальное определение теплофизических характеристик, особенно при высокой температуре (температуре плавления и выше), затруднено. В основном это объясняется тем, что из-за химической активности элементов, входящих в состав ферросплавов, происходит взаимодействие с материалами огнеупоров, которые используются для проведения экспериментов, что часто приводит к искажению результатов. В связи с этим опубликованные ранее результаты были получены или на основе применения метода аддитивности [4, 6], или экспериментально только для температуры 298° К [4, 5], или получены в зависимости теплофизических свойств от температуры методом экстраполяции по недостаточному количеству экспериментальных данных, не учитывающих интервалы плавления ферросплавов [7]. Это образует пробел в справочных данных о свойствах ферросплавов.

В работах [5, 8-11] имеются сведения об экспериментальных значениях температуры плавления, плотности, теплоемкости, теплопроводности, времени плавления в жидкой стали, для некоторых марганецсодержащих ферросплавов.

Сплавы с марганцем обладают оптимальной плотностью, кроме тяжелых, низкоуглеродистого и электролитического марганца. Ферросиликомарганец расплавляется тем быстрее, чем меньше содержание кремния в сплаве, но время его плавления больше, чем ферромарганца [8].

В.И.Жучков, А.Л.Завьялов и др. в работе [8] теплофизические характеристики марганецсодержащих ферросплавов марок (СМн26, СМн17, СМн10) рассчитали путем аддитивного сложения соответствующих справочных величин. В.С.Игнатъев, В.А. Вихлевщук [5] для ферросплавов (СМн17, СМн20, СМн28) значения теплофизических свойств, при высоких температурах, определяли расчетным путем (теплопроводность, теплота плавления, коэффициент температуропроводности). В.Г. Мизин, В.С. Игнатъев и др. [6] обобщили имеющиеся данные о физико-химических и теплофизических свойствах промышленных марок марганцевых ферросплавов. Для некоторых из широко применяемых марок, не выявлено надежных данных по теплоемкости в твердом ($C_{тв}$) и жидком ($C_{ж}$) состояниях, теплоте плавления (Q), теплопроводности (λ) в жидком состоянии.

Отсутствие, ограниченность, наличие противоречивой информации об экспериментальных данных по свойствам ряда марок ферросплавов затрудняет решение технологических вопросов, в т.ч. по рациональному их использованию. В настоящее время отсутствует и комплексный метод, который бы позволял разрабатывать рациональные композиции ферросплавов для обработки металлических расплавов. Поэтому, особый научный и практический интерес представляют расчетные методы определения этих свойств, позволяющие прогнозировать составы ферросплавов с оптимальными характеристиками.

В настоящей работе, для прогнозной оценки физико-химических и теплофизических свойств на примере ферросиликомарганца марок МнС17 и МнС25, авторы рассматривают возможности использования разработанной методики, основанной на описании строения и свойств многокомпонентных расплавов и твердых растворов [12,13]. Информация о составе сплавов закодирована в виде параметра Z^y , являющегося его электронным химическим эквивалентом, структурного параметра d , характеризующего среднестатистическое расстояние между атомами в квазихимическом приближении, а также избыточных параметров и учитывающих микронеоднородность структуры соответствующих расплавов.

С использованием предлагаемых физико-химических критериев методом корреляционно-регрессионного анализа были выведены уравнения для описания следующих характеристик различных марок ферросиликомарганца: температура плавления ($T_{пл}$, °С), плотность ($D \cdot 10^3$, кг/м³), теплопроводность (λ , Вт/м·°С), теплоемкость ($C_{ж}$, Дж/кг·°С), теплота плавления ($Q_{пл}$, кДж/кг), удельного электросопротивления (ρ , мОм·м).

Ниже приведены уравнения для расчета свойств по модельным параметрам, являющимся сверткой химического состава. Коэффициенты корреляции между расчетными и экспериментальными значениями для этих уравнений находятся на уровне 0,90 и выше.

$$D = 21,6 - 21,3Z^y + 3,98d + 19,4\Delta Z^y - 9,7\Delta d \quad r=0,99 \quad (1)$$

$$T_{пл} = 9114,6Z^y - 2645d - 10044\Delta Z^y + 1051,9\Delta d - 1792 \quad r=0,99 \quad (2)$$

$$C = -1974 + 5562Z^y - 1376d - 6075\Delta Z^y - 406\Delta d \quad r=0,95 \quad (3)$$

$$Q = 3927,7Z^y - 193,5d - 3178\Delta Z^y + 1049\Delta d - 3987 \quad r=0,99 \quad (4)$$

$$\rho = 5,66 + 23,9Z^y - 10,9d - 29,8\Delta Z^y + 9,29\Delta d \quad r=0,99 \quad (5)$$

$$\lambda = 549,4 - 951,6Z^y + 223d + 966\Delta Z^y - 70,3\Delta d \quad r=0,97 \quad (6)$$

С использованием приведенных уравнений были ориентировочно оценены соответствующие свойства ферросплавов рассматриваемых групп. В табл. 1 приведены данные о содержании элементов в определенных марках ферросиликомарганца для трех химических составов, соответствующих максимальному, среднему и минимальному значениям от их нормативного содержания. В табл.2 представлены расчетные физико-химические и теплофизические свойства ферросиликомарганца марок МнС17 и МнС25.

Таблица 1

Содержание элементов и расчетные значения интегральных параметров ферросиликомарганца марок МнС17 и МнС25 (ДСТУ 3548-97)

№ п/п	Марка ферросплава	Содержание элементов, % масс					Интегральные параметры			
		Si	Mn	C	P	S	Z ^y	d	ΔZ ^y	Δd
1	МнС25	35	60	0,5	0,25	0,02-0,03	1,7750	2,4580	0,6263	-0,0147
2		30			0,25		1,8180	2,4926	0,6660	-0,0224
3		26			0,15		1,8453	2,5228	0,6903	-0,0288
4	МнС17	16	65	2,5	0,10	0,02	1,8516	2,5701	0,7083	0,0266
5		18			0,30		1,8509	2,4528	0,7091	-0,0711
6		20			0,60		1,8468	2,4361	0,7066	-0,0684

Расчетные параметры свойств, в большинстве случаев близки к соответствующим экспериментальным данным. Некоторые отличия расчётных значений от экспериментальных данных, на наш взгляд связано с тем, что химический состав ферросплавов, приведенный в работах [5,6], был неполным и представлен лишь ведущими элементами. Поэтому, при расчете модельных параметров это несколько исказило реальную картину значений и отразилось на расчетных значениях свойств. По мере выявления дополнительной информации о свойствах ферросиликомарганца стандартных марок уравнения (1-6) могут быть скорректированы, что позволит более точно оценить соответствующие свойства.

Таблица 2

Расчетные значения физико-химических и теплофизических свойств ферросиликомарганца марок МнС17 и МнС25

№ п/п	DЧ10 ³ , кг/м ³	Тпл, К	Сж, Дж/(кгЧК)	Q, кДж/кг	λ, Вт/(мЧК)	ρ, мОм·м
1	5,85	1579	718	504	14,5	2,53
2	5,91	1472	672	531	20,2	1,93
3	5,99	1390	637	549	24,9	1,46
4	5,85	1200	475	565	42,9	1,08
5	6,36	1393	681	480	25,1	1,41
6	6,31	1428	528	478	22,6	1,59

Выводы. Полученные расчетным путем значения физико-химических и теплофизических свойств ферросиликомарганца марок МнС17 и МнС25 предлагается использовать в качестве исходных данных при математическом, физико-химическом и физическом методах моделирования процессов, происходящих в плавильном агрегате или сталеразливочном ковше, с целью принятия научно обоснованных технологических решений.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Гладких В.А. и др. Влияние состава ферросиликомарганца на его качество и технологические показатели процесса. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2015 – №1. – С. 36–41.

2. Куцин В.С., Величко Б.Ф., Гасик М.И., Гладких В.А. и др. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов. – Днепропетровск: НМетАУ, 2011. – 508 с. – ISBN 978-966-2596-03-8.
3. Игнатъев В.С., Вихлевщук В.А., Тхоревский В.С. Совершенствование технологии микролегирования стали ферросплавами и лигатурами редкоземельных элементов // Информ. листок. – Запорожье: ЦНТИ, 1985.
4. Щелоков Я.М., Бабошин П.М., Кричевцов Е.А. и др. Теплофизические свойства ферросплавов и лигатур // Экспресс-информация. Ин-т «Черметинформация». – М.: Металлургия, 1982. – 48 с.
5. Игнатъев В.С., Вихлевщук В.А., Черногрицкий В.М. и др. Изучение свойств ферросплавов и лигатур для микролегирования и раскисления стали // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1988. – № 6. – С.37–42.
6. Мизин В.Г., Чирков Н.А., Игнатъев В.С. и др. Ферросплавы: справочное издание // – М.: Металлургия, 1992. – 415 с.
7. Серебренников И.И., Гельд П.В. Теплосодержание и теплоемкость кремния и ферросилиция при высоких температурах // Сталь. – 1954. – № 3. – С.199.
8. Жучков В.И., Завьялов А.Л., Носков А.С., Некрасов А.В. Физико-химические характеристики марганцевых ферросплавов // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 10. – С. 9–10.
9. Отраслевой каталог «Чугун, ферросплавы, лигатуры, порошки. Ферросплавы и лигатуры». М.: Черметинформация, 1986. – 60 с.
10. Гасик Л.Н., Игнатъев В.С., Гасик М.И. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. Киев: Техника, 1975. – 150 с.
11. Жучков В.И., Носков А.С., Завьялов А.Л. Растворение ферросплавов в жидком металле – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1990. – 134 с.
12. Приходько Э.В., Петров А.Ф. Физико-химические критерии для оценки степени микронеоднородности металлических расплавов // Металлофизика и новейшие технологии. – 1998. – т.20 – № 7 – С. 64-74.
13. Приходько Э.В., Петров А.Ф. Роль направленного межатомного взаимодействия в формировании микронеоднородного строения металлических расплавов. // Изв. ВУЗов. Черн. металлургия. – 1995. – №12. – С. 5-12.

УДК 669.018:046.558:621.74.047

Л.В. Камкина, А.Г. Безшкуренко, В.Ю. Камкин, С.В. Пройдак

РАСКИСЛЕНИЕ СТАЛИ И ПРОБЛЕМА УДАЛЕНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ

Актуальность исследований

Рост требований к качеству металлопродукции, особенно к высокоответственным изделиям с необходимой повышенной надежностью в эксплуатации, обуславливает необходимость поиска новых технологических решений, позволяющих производить металл с более высокими свойствами. Одним из существенных факторов, определяющих уровень свойств стали, являются неметаллические включения, представленные в большинстве своем оксидами. Термодинамически предотвратить возможность образования последних не представляется возможным, поскольку при существующих технологиях производства в металле всегда присутствует кислород и элементы, с ним взаимодействующие. В этом случае резко ухудшается разливка стали, что выражается в интенсивном зарастании стаканов дозаторов и погружных стаканов. В зависимости от степени отложений возникают различные проблемы: уменьшение эффективного сечения канала сталеразливочного узла промежуточного ковша, ограничение количества металла, разливаемого через один ручей, полное прерывание процесса, снижение качества заготовки. Как правило, качество стали значительно улучшается путем удаления примесей и включений до очень низкого уровня.

Обзор последних исследований, постановка проблемы

При проведении операций финишного этапа производства стали основными элементами, способными существенно снизить содержание активного кислорода в стали и тем самым снизить вероятность образования включений, снижающих эксплуатационные показатели стали, являются алюминий и кальций. Широкое использование кальцийсодержащих материалов (порошкообразных или в виде проволоки) объясняется многофакторностью влияния кальция на физико-химическое состояние расплава, микроструктуру заготовки и свойства металлопродукции [1]. При проведении последующих после выплавки стали операций, связанных с разливкой и кристаллизацией металлического расплава, а, следовательно, с охлаждением металла, происходит снижение растворимости кислорода и серы в железе (10-ти кратное по кислороду и 20-ти кратное по сере) и, как следствие, зарождение и рост вторичных включений [2]. К тому же в ходе разливки металл “получает”, как правило, порцию кислорода и эффект рафинировочных операций, проведённых в ковше нивелируется.

После проведения внепечной обработки в стали в растворенном виде находятся кислород, алюминий и кальций. В этом случае интенсивность образования продуктов раскисления и других соединений будет определяться степенью удаления от равновесия между алюминием, кальцием и активным кислородом. Исследование состава неметаллических включений в раскисленной алюминием электростали после обработки «белым» шлаком показывает [3], что включения состоят преимущественно из алюминатов кальция и магниальной

шпинели. При этом наибольшее количество алюминатов кальция представлено частицами $\text{CaO}\cdot 6\text{Al}_2\text{O}_3$ и $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$.

Общеизвестно, что основным фактором, определяющим остаточное содержание в стали растворенного кислорода, является содержание в ней углерода. Анализ данных промышленных плавов высокоуглеродистой стали показывает, что при содержании углерода около 0,7% вакуумно-углеродное раскисление обеспечивает в металле около 0,0015-0,0020%, кислорода, что несколько ниже равновесной с содержанием кремния.

Расчеты основных термодинамических параметров реакций с их участием для реальных металлических расплавов могут быть основой для прогнозирования особенностей и кинетики превращения глинозема в легкоплавкие алюминаты и алюмосиликаты кальция типа $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, $5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$, $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, $2\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$ при изменении внешних условий воздействия на изучаемую систему. Скоростные показатели процессов образования неметаллических включений при эффективной организации их перевода в шлак, очевидно, будут определяться скоростью диффузионных потоков взаимодействующих компонентов и степенью их удаления от равновесия.

Основываясь на анализе исследований, посвященным этому вопросу, следует отметить, что регламент ввода кальцийсодержащей порошковой проволоки обосновывают, исходя из соотношения $[\text{Ca}]/[\text{Al}]_{\text{окс}}$. Ограничение и контроль содержания оксидного алюминия в металле, необходимое для обеспечения стабильности серийной разливки и качества стали, в свою очередь, определяется процессами и способами раскисления и легирования стали, типом применяемых ферросплавов в условиях изменения физико-химического состояния металла конкретной плавки.

В работе [4] при проведении модифицирования стали на вакууматоре, основной задачей которого являлась глобуляризация и измельчение неметаллических включений, выполнена оценка степени усвоения кальция из железокальциевой порошковой проволоки по готовому металлу. Полученные результаты свидетельствуют о том, что использование проволоки взамен силикокальция повысило усвоение кальция в 2 раза и составило 8,0 – 14,5 % и увеличило отношение Ca/S до 0,3 – 0,4 против 0,1 – 0,2. При этом средняя величина отношения Ca/Al по опытным плавкам составила 0,106. В работе, к сожалению, не рассмотрено влияние реальных условий исследования на возможность взаимодействия кальция с кислородом, являющееся необходимым условием для трансформации оксидов алюминия в более легкоплавкие соединения.

Таким образом, при решении задачи достижения стабильного усвоения кальция, трансформации глинозема в жидкие алюминаты кальция необходимо учитывать возможность взаимодействия серы металла с частью вводимого кальция, влияния содержания в металле остаточного алюминия, углерода и др. факторов.

Дальнейшее повышение чистоты стали непосредственно связаны с проведением ряда операций по внепечной обработке металла, которые сводятся, в основном, к раскислению и микролегированию стали, к модифицированию примесей путем ввода различных элементов. При этом зачастую пренебрегают количеством примесей, оставшихся после выплавки стали, их качественным составом, не учитывают степень их удаления от динамического равновесия в условиях, когда могут возникнуть противоречия между термодинамикой и

кинетику реальных процессов. Поэтому для обоснования рациональной технологии внепечной обработки и условий непрерывной разливки необходим комплексный подход, основывающийся на анализе условий образования, поведения включений при производстве конкретных марок стали.

Термодинамический анализ процесса раскисления

Кислород в жидкой стали находится в виде раствора и в виде оксидных неметаллических включений. Температурная зависимость растворимости кислорода в чистом жидком железе [5, 6] выражается уравнением (1):

$$\log \% [O]_{\max} = - 6380/T + 2,765. \quad (1)$$

При температуре плавления в чистом железе в двойной системе Fe-O растворяется 0,166% кислорода по массе (рис.1).

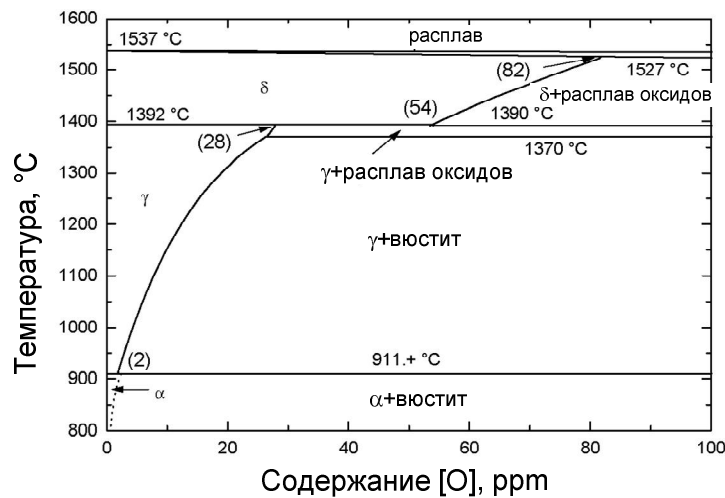


Рисунок 1 – Диаграмма состояния Fe-O [7]

Реакцию взаимодействия кислорода с элементом раскислителем в жидком железе в общем виде можно представить уравнением:



Соотношение между равновесным содержанием [O] и [R] определяется константой равновесия реакции (2), которая при отсутствии растворимости образующегося оксида в жидком железе определяется уравнением

$$K = a_R^y \cdot a_O^x = f_R^y \cdot [\%R]^y \cdot f_O^x \cdot [\%O]^x, \quad (3)$$

где f_R^y и f_O^x коэффициенты активности. При раскислении концентрации элемента-раскислителя [R] и кислорода [O] невелики. Можно принять $a_R \sim [R]$ и $a_O \sim [O]$, а при образовании в результате реакции чистого оксида его активность равна 1. Значения произведения равновесных концентраций раскислителя и кислорода использованы для сравнения раскислительной способности углерода, кремния и марганца в чистом железе. При проведении термодинамических расчетов использованы выражения, приведенные в [5, 6, 7]. Результаты расчетов равновесного содержания кислорода в чистом железе приведены [8, 9]. Как показали результаты расчетов для бинарных систем, раскислительная способность углерода при его содержаниях 0,55-0,62% выше, чем кремния при содержаниях 0,25-0,45%. Марганец сравнительно слабый раскислитель и не обеспечивает снижения окисленности металла до требуемых пределов. Однако марганец используют при выплавке многих марок стали. Положительное действие марганца

на свойства стали связано с уменьшением содержания серы, улучшением удаления образовавшихся включений MnO из-за низкого межфазного натяжения на границе раздела металл-включение MnO. Раскислительный эффект марганца в присутствии углерода может выявляться при введении его в металл совместно с другими более сильными раскислителями – кремнием, алюминием.

Влияние марганца и кремния как более слабых раскислителей на раскислительную способность углерода для тройных систем учитывают через параметры взаимодействия, значения которых приведены в [10-12]. С учетом этого рассчитанное нами равновесное содержание кислорода в металле перед вакуумированием составило максимум 31,4 ppm (при содержании, %: углерода 0,55, кремния 0,25, марганца 0,56); минимум 27,0 ppm (при содержании, %: углерода 0,61, кремния 0,42, марганца 0,85). Сравнение полученных расчетных значений содержания кислорода с результатами прямого определения окисленности датчиками CELOX, показало их хорошее совпадение (минимум 28 ppm, максимум 43 ppm) при температуре 1610-1630°C.

Содержащийся растворенный кислород в жидкой стали, может вступать в реакцию с легирующими элементами в процессе охлаждения и кристаллизации с образованием оксидов. Продукты реакции могут значительно ухудшить эксплуатационные свойства стали, такие как пластичность, вязкость разрушения, обрабатываемость, износостойкость, сопротивление и восприимчивость к водороду.

Таким образом, содержание кислорода в стали должно быть снижено до желаемого низкого уровня. Эта базовая потребность в сталеплавильном производстве требует обязательного проведения операции раскисления. Тем не менее, неизбежным является наличие неметаллических включений в стали, по меньшей мере, в небольших количествах. Эти остаточные включения оказывают сильное влияние на свойства стали при ее эксплуатации. Особое внимание все больше посвящается контролю этих остаточных включений.

Большинство выпускаемых в настоящее время сталей являются полностью раскисленными. Как правило, раскисление производится во время выпуска плавки и рафинирования. С широким применением различных типов процессов рафинирования стали в последние годы, теперь это обычная практика для производства сталей с низким содержанием примесей и включений. Как упоминалось выше, Al широко используется в качестве окислителя в сталеплавильном производстве. Однако, большинство проблем стали можно отнести к окиси алюминия при образовании оксидных соединений с высоким содержанием оксида алюминия.

Для того, чтобы облегчить или устранить их вредное воздействие на свойства стали часто используют Ca для модифицирования сталей, раскисленных алюминием. Это позволяет избежать образования твердого оксида алюминия. Тем не менее, использование кальция не обеспечивает требований либо высокой усталостной прочности в эксплуатации готовых изделий или высокой холодной формовкости очень тонких калибров. Остаточные включения в стали, имеют важное значение для свойств стали. Несомненно, чистая технология раскисления становится актуальной темой для исследований, при которой разрабатываются меры предотвращения стали от загрязнения продуктами раскисления с помощью специальных средств, чтобы избежать их образования в расплаве стали. Однако, снижения содержания примесей и включений в стали может быть полностью достигнуто. Таким образом, состав, размер, распределение и количество

остаточных включений являются основными задачами для достижения более высоких эксплуатационных свойств стали.

Практика раскисления стали алюминием

В зависимости от технологии принятой на конкретном заводе, процесс раскисления осуществляется путем добавления твердого кускового алюминия в расплавленную сталь в процессе выпуска. При этом происходит ряд реакций при вводе алюминия: Al окисляется печным шлаком, Al окисляется за счет захвата воздуха, алюминий реагирует с кислородом, растворенным в стали. Продуктом раскисления является Al_2O_3 , который может как продукт реакции сохраняться в стали в виде включений, или часть его возможно всплывает в шлака. Согласно материального баланса, расход алюминия является суммой приведенных концентраций алюминия, затрачиваемых на его окисление.

Потеря алюминия из-за реакции с кислородом воздуха происходит через захват воздуха металлом. Эта потеря незначительна по сравнению с другими расходами алюминия, упомянутыми выше [11]. Как правило, процесс раскисления алюминием легко завершается, но продукты почти не всплывают в шлак и становятся включениями, унесенными в расплавленную сталь. Для улучшения чистоты стали, используют обработку с неокислительным синтетическим шлаком, который подвергается перемешиванию и дегазации.

В практике производства стали использование комплексных раскислителей имеет ряд преимуществ. При их применении существенно улучшаются термодинамические условия раскисления. Известно, что марганец повышает раскислительную способность кремния. Марганец и кремний отдельно и совместно повышают раскислительную способность алюминия. Это связано с уменьшением термодинамической активности образующегося оксида в сложных продуктах раскисления, которые отличаются от состава продуктов при отдельном раскислении.

При использовании силикокальция [13, 6] для модифицирования стали кремний, входящий в состав силикокальция, может оказать раскислительное действие при условии образования окислительной фазы (силикатов кальция), в которой активность SiO_2 будет меньше единицы. При уменьшении активности кремнезема действие кремния в составе силикокальция увеличивается. Согласно литературным данным минимальная активность SiO_2 равна 0,024 в двухкальциевом силикате. Поэтому, расчеты выполнены для образования $2CaO \cdot SiO_2$. Результаты расчета [8] равновесного содержания кислорода при различной концентрации элементов раскислителей и температурах (продуктами раскисления приняты Al_2O_3 , SiO_2 и $2CaO \cdot SiO_2$) показывают, что в диапазоне концентраций, которые соответствует марочному составу стали, наибольшую раскислительную способность имеет алюминий. Однако, при образовании двухкальциевого силиката кремний силикокальция способен оказывать раскисляющее действие, образуя силикатные неметаллические включения. Во избежание образования силикатов кальция необходимо иметь содержание активного кислорода ниже 2,5 ppm, что обеспечивается остаточным содержанием растворенного алюминия в стали 0,025-0,027% (определяется датчиком CELOX). В дополнение к образованию жидких алюминатов кальция, еще одним важным аспектом использования Ca является изменение морфологии включений. Образующиеся мелкие шаровидные включения способны сталкиваться, укрупняться и всплывать, что уменьшает негативное воздействие на литейные и эксплуатационные свойства стали.

Оксид алюминия в стали находится в виде кластерных образований. Кластеры включений, таких как Al_2O_3 , $Al_2O_3 \cdot MgO$ и $Al_2O_3 \cdot SiO_2$ трудно удаляются из жидкой стали, и, как правило, вызывают зарастание стакана дозатора, в

результате чего происходит снижение скорости разливки или даже полностью прекращается. Эти включения оказывают сильное влияние на ухудшение свойств готовой стали. Кальций вводится для улучшения свойств сталей, раскисленных алюминием. Его ввод предотвращает образование твердой окиси алюминия и превращает твердый глинозем в жидкие алюминаты кальция, уменьшая склонность стакана дозатора к зарастанию. На рис. 2 приведена зависимость содержания $\text{CaO}/\text{Al}_2\text{O}_3$ в неметаллических включениях и литейных свойств непрерывнолитой стали от содержания $[\text{O}]$ в металле [7].

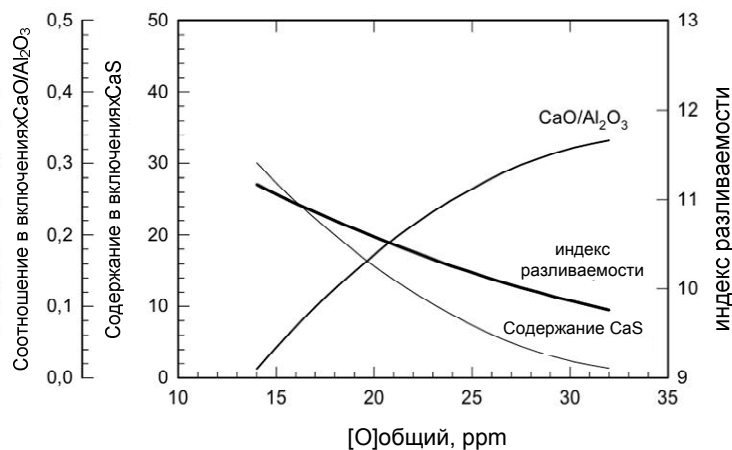


Рисунок 2 – Влияние остаточного содержания кислорода на разливаемость стали [7]

Глиноземные включения встречаются в виде продуктов раскисления в алюминиевой основе при раскисления стали. Чистый оксид алюминия имеет температуру плавления выше 2000°C , то есть, эти глиноземные включения присутствуют в твердом состоянии в жидкой стали. Добавление кальция в сталь, которая содержит такие включения, изменяет состав этих включений из чистого оксида алюминия до CaO -содержащих алюминатов кальция, как это можно наблюдать на двойной диаграмме $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3$. Температура плавления алюминатов кальция будет уменьшаться по мере увеличения содержания CaO , пока из оксидных фаз не появляется жидкий расплав при температуре около содержания 22% CaO , то есть, когда соединение $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$ появляется при превышении температуры в 1600°C . Содержание жидкой фазы продолжает увеличиваться по мере роста содержания CaO и достигает 100% при 35% CaO . Минимальная температура плавления для жидкого алюмината кальция составляет около 1400°C , то есть, такие жидкие алюминаты кальция могут присутствовать в жидкой форме до тех пор, или даже после того, как сталь затвердевает.

С термодинамической точки зрения, если сера или кислород растворяется в стали при умеренных температурах, или если включения Al_2O_3 присутствуют в стали, кальций реагирует с ними. Согласно [14] с соавторами, кальций будет реагировать с кислородом или серой, пока содержание реагентов не станут очень низкими ($<2\text{ppm}$). Образование сульфида кальция может произойти, если содержание кальция и серы достаточно высоки. Так как кальций имеет более высокое сродство к кислороду, чем у серы, добавление кальция первоначально приводит к более или менее выраженной конверсии окиси алюминия в алюминаты кальция до образования сульфидов кальция. Добавление кальция приводит к образованию твердых сульфидов кальция при температурах сталеплавильных, что может привести к засорению стакана дозатора, как и при наличии чистых включений глинозема. Как известно из [9], превращение глинозема в алюминаты кальция происходит до тех пор, все включения в стали не будут присутствовать только в жидкой форме. Образование твердых сульфидов

кальция происходит при дальнейшем вводе кальция. Диапазон, в котором все оксиды находятся в жидком состоянии и отсутствуют твердые сульфиды можно рассматривать как "оптимальный диапазон концентраций" при раскислении кальцием. Достижение этого диапазона является мишенью в целью при раскислении кальцием. Его точные границы определяются соотношением концентраций серы и кислорода в металле.

В стали, содержащей Mn, активность CaS не обязательно равна единице, так как CaS обычно находится в растворе с MnS при пониженной активности. Количество включений будет зависеть от содержания Mn в стали: чем выше Mn, тем ниже содержание CaS и его активность. Тем не менее, изменение активности CaS с содержанием Mn в стали имеет относительно незначительный эффект. Как отмечается в [7], над C12A7 линия равновесие оксидной фазы CA. Таким образом, чтобы получить жидкий алюминат кальция, состав стали должен быть ниже линии C12A7. Если Ca вводят в сталь с содержанием Al и S над C12A7 линии, включений оксида алюминия будут преобразованы в CA. Кальция должен затем вступать в реакцию с серой, пока содержание серы не опускается ниже линии, где образуют жидкие оксидные включения.

Ввод кальция эффективно модифицирует глиноземные включения не только в составе, но и в морфологии, что способствует улучшению эксплуатационных свойств стали. Эти свойства могут быть получены без требований достижения ультрачистой стали, если максимальный размер частиц ниже критического уровня. Мелкодисперсные включения не склонны к зарастанию стакана. Использование алюминия для раскисления, а также использование Ca для модифицирования раскисленных алюминием сталей вряд ли может привести к образованию мелких включений, потому что их соответствующие включения как правило, от нескольких до десятков микрометров в диаметре. Тем не менее, Ti, Zr и / или PЗМ обеспечивают перспективный способ получения тонких оксидных включений с диаметром менее 1-2 мкм. После регулирования и контроля, образовавшиеся соответствующие тонкие оксидные включения могут быть равномерно распределены как в расплавленной стали в процессе охлаждения и затвердевания, и в матрице твердого стального продукта после затвердевания. Эти тонкие окисные включения гарантируют макрочистоту и служат в качестве центров кристаллизации для осаждения и преобразования для достижения измельчения зерна и модификации включений. Проведенные исследования показывают, что высокая ударная вязкость по литом нержавеющей, низкоуглеродистых и низколегированных стали получается путем управления и использования включений.

Неметаллические включения и непрерывная разливка

Значительное расширение использования непрерывной разливки стали связано с преимуществами этого метода перед обычной разливкой в слитки. К ним относятся производительность, выход годного и стоимость. Проблемы, возникающие при непрерывном литье заготовок, связаны главным образом с качеством их поверхности и чистотой по неметаллическим включениям. При использовании сильных раскислителей возникают трудности, связанные с затягиванием разливочных стаканов и склонностью стали к вторичному окислению. Качество сталеплавильной продукции в значительной мере зависит от содержания, формы, размера и распределения в стали неметаллических включений. В течение ряда лет наблюдается повышенный интерес к производству "чистых" сталей путем удаления образующихся при их раскислении неметаллических, включений. В силу своего происхождения указанные включения имеют размер ~1 мкм и характеризуются плотностью

насыщения расплава $\sim 10^{15}$ частиц/м³. Механизм отдельного раскисления жидкой стали такими элементами, как алюминий, кремний и марганец, хорошо известен. Дело обстоит иначе, когда введение этих элементов в металл производится одновременно или последовательно, как это часто встречается в промышленной практике. Такой термодинамический анализ выполнен в работе [15], в которой рассмотрены вопросы раскисления при последовательном введении кремния и алюминия. Продукты раскисления описываются фазовой диаграммой $Al_2O_3-SiO_2-FeO$ при низком содержании FeO. При 1600°C термодинамически стабильные оксидные фазы представляют собой чистые соединения глинозема, кремнезема и муллита. Автор указывает, что при определенных соотношениях значений активности алюминия и кремния в металле существуют области стабильности каждой из этих оксидных фаз, что описывается приведенной в статье диаграммой (рис.3).

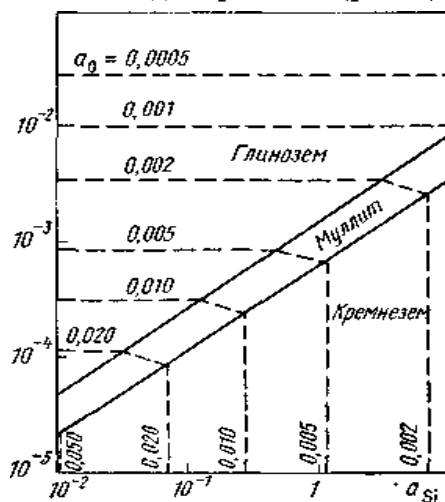


Рисунок 3 – Равновесная диаграмма Al-Si-O в расплаве железа при 1600°C:
 — граница оксидной фазы; ---- линии изоактивности кислорода
 (стандартное состояние: гипотетический 1%-ный раствор по массе)

Линии изоактивности кислорода, выраженные через активности алюминия и кремния в металле, также приведены на этом рисунке. Принимая во внимание сильное различие в сродстве к кислороду у кремния и алюминия, можно полагать, что именно количество вводимого алюминия определяет природу конечных продуктов раскисления. Например, если количество вводимого алюминия достаточно для связывания общего кислорода, содержащегося в расплаве, то образуются включения Al_2O_3 . В противном случае в металле образуется муллит или кремнезем. Эти термодинамические расчеты удовлетворительно подтверждаются экспериментальными исследованиями по раскислению стали, в которых наблюдали присутствие только глинозема, когда количество добавляемого алюминия превышало некоторое критическое значение. В данном исследовании анализ оксидов и металлической фазы в образцах после введения раскислителей также показал, что состав оксидной фазы определяется отношением введенного алюминия к начальному содержанию кислорода [9].

Как известно гидродинамическое состояние расплава оказывает большое влияние на укрупнение и удаление включений. Перемешивание расплава обеспечивает два процесса. Оно обеспечивает перенос включений к поверхностям раздела расплава (к свободной поверхности, а также к стенкам и подине тигля), где возможно их выделение. Кроме того, частицы в потоке жидкости, где существует градиент скоростей, сталкиваются между собой именно благодаря существованию такого градиента. Иначе говоря, перемешивание благоприятствует укрупнению включений. Сравнительно недавно были предприняты попытки

количественно оценить явления укрупнения и удаления включений [14], описанное уравнением в интегральной форме. Представленное уравнение включает в себя количество включений на единицу объема, частота актов укрупнения включений, объем включений, скорость удаления включений. Первый интеграл представляет собой образование включений данного размера за счет укрупления включений меньшего размера (“интеграл зарождений”). Вторым интеграл характеризует рост включений вне вышеуказанных размерных пределов за счет укрупнения (“интеграл исчезновений”). Наконец, третий член описывает удаление включений через поверхности раздела расплава (“осаждения”).

В условиях ковшовой металлургии расплав обычно перемешивается достаточно энергично, так что распределение включений по количеству и размеру частиц может быть принято однородным во всем объеме. Исключения составляют области вблизи границ раздела, где расплав относительно спокоен. Перенос включений через эти спокойные зоны, по-видимому, является стадией, контролирующей общую скорость, и определяет значение “осаждения”. Предполагается, что не все включения, достигающие стенок, будут “захвачены” ими, т.е. следует принимать во внимание крайне трудную для предсказания “эффективность захвата” включений, достигающих стенок. Таким образом, математическое моделирование процесса удаления включений из стальных расплавов не в состоянии обеспечить получение надежных количественных результатов. Естественно, может быть найдена качественная оценка,

Для качественной оценки зарастания стакана дозатора при непрерывной разливке стали принимаем, что скорость зарастания канала пропорциональна толщине пограничного слоя

$$\frac{dx}{dt} = k\delta,$$

где x – толщина слоя зарастания, мм, δ – толщина пограничного слоя, мм; t – время розливки стали (время зарастания), секунды.

Для цилиндрического канала из курса гидравлики известно

$$\delta = \frac{d}{\sqrt{\lambda} \cdot Re}$$

где d – диаметр канала, мм; λ – коэффициент сопротивления трения в канале; Re число Рейнольдса

$$Re = \frac{vd}{\nu},$$

v – скорость вытекания (разливки) стали, м/с; ν – кинематическая вязкость разливаемой стали, м²/с. Принимаем $v = \mu \sqrt{2gH}$ (формула Торричелли), скорость при вытекании из малых отверстий в тонкой стенке при постоянном напоре; H – уровень металла в промковше в определенный период времени, мм

$$Re = \frac{d\mu \sqrt{2gH}}{\nu}$$

μ – коэффициент вытекания стали из канала, среднее значение принимается $\mu = 0,62$; H – уровень металла в промковше в определенный период времени, мм, Тогда

$$\sqrt{H} = \sqrt{H_0} - \mu \frac{d^2}{2D^2} \sqrt{2gt}$$

H_0 – начальный уровень металла в проковше, мм; D - эквивалентный диаметр проковша, мм.

После преобразования получим зависимость скорости нарастания корочки из отложений неметаллических включений на стенках дозатора.:

$$\frac{dx}{dt} = k \frac{v}{\mu \sqrt{2\lambda g} \cdot \left(\sqrt{H_0} - \mu \frac{d^2}{2D^2} \sqrt{2gt} \right)}$$

Как показывает анализ уравнения скорость оседания неметаллических включений зависит от характера поверхности стакана дозатора, что определяется материалом из которого он изготовлен, и кинематической вязкости разливаемой стали, а также определяется поддержанием относительно постоянного уровня металла в ковше. Анализ производственных данных показал, что нарушения в стабильности разливки зависят от материала стакана и состава разливаемой стали, в первую очередь от содержания серы при вводе кальция. Появление твердых включений сульфида кальция в стали снижает ее жидкотекучесть, как и наличие твердых включений глинозема. Отмечается также влияние на зарастание стакана дозатора прироста общего кислорода в ковшевых пробах с МНЛЗ из-за подсоса воздуха или через открытую поверхность металла.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Современная технология производства стали. – М.: Теплотехник, 2007. – 529 с.
2. Гольдштейн Я.Е., Мизин В.Г. Инокулирование железоуглеродистых расплавов. М., 1993, 416 с.
3. Аксельрод Л.М., Паршин В.М., Мазуров Е.Ф. Механизм зарастания погружных стаканов при непрерывной разливке стали. Сталь. – 2011 – 2007. – №4. – С. 30-33.
4. В.П. Турбар, Д.М. Гаркаленко, Л.В. Таболаева, Т.С., Литвинова и др. Влияние модифицирования кальцием на качество колесной стали. Металл и литье Украины, 2009. - № 4-5. – С. 55 – 58.
5. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. М.: Металлургия. 1967. 791 с. с ил.
6. E. T. Turkdogan: Fundamentals of Steelmaking, The University Press, Cambridge, 1996
7. L. Zhang, B.G. Thomas, Inclusions in Continuous Casting of Steel, in: Proceedings of the XXIV National Steelmaking Symposium, Morelia, Mich, Mexico, 26–28, November 2003, pp. 138–183
8. Термодинамічний аналіз процесів розкислення високовуглецевої електросталі. Безшкуренко О.Г., Грищенко Ю.М., Камкін В.Ю. Теорія і практика металургії, №3-6, 2015. С. 10-12
9. Безшкуренко А.Г., Грищенко Ю.Н., Мешалкин А.П. Влияние ввода кальция на образование и трансформацию Неметаллических включений//теория и практика металлургии. №1-2, 2014. С. 18-22
10. Григорян В.А., Белянчиков Л.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов, М.: Металлургия, 1987. - 272 с.
11. Ashok K., Mandal G.K., Bandyopadhyay D. Theoretical Investigation on Deoxidation of Liquid Steel for Fe-Al-Si-O System. Transactions of the Indian Institute of Metals, 2015, Volume 68, Supplement 1, p. 9-18.
<http://link.springer.com/article/10.1007%2Fs12666-015-0574-0#page-2>

12. Malyutin K.V., Paderi S.N.: Interaction Parameters of carbon in Liquid Iron and Thermodynamics of Carbon and Oxygen in Alloyed Iron Melts. Russian Metallurgy (Metally), 2007, Volume 2007, Issue 7, p. 545-551.
<http://link.springer.com/article/10.1134%2FS003602950707002#/page-1>
13. Л.Холаппа, К.Техтинен. Производство высококачественной стали с вдуванием в ковш порошков и последующей непрерывной разливкой/Труды конференции. Инжекционная металлургия.М.: Металлургия. 1981. С.160-171
14. Комплексное раскисление как средство изменения состава и скорости удаления включений. Ц. Гателье, М. Олет. Труды конференции. Инжекционная металлургия. М.:Металлургия. 1981. С. 43-54
15. Удаление неметаллических включений из стали. В.М. Tracy, J.W. Evans — Department of Materials Science and Mineral Engineering University of California, Berkeley, California, 94720, USA)
16. D. Janke, Z. Ma, P. Valentin, A. Heinen: “Improvement of castability, structure and properties of continuously cast steel”, 10th Japan-Germany Seminar on the Fundamentals of Iron- and Steelmaking, Tokyo, 18-19 May, 1999

**ПРИМЕНЕНИЕ УНИФИЦИРОВАННЫХ ПОДСИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ
ДЛЯ ЭЛЕКТРОПЕЧНЫХ АГРЕГАТОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО
ПРОИЗВОДСТВА МАЛОЙ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ
С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ**

*Анотація. У статті розглянута проблема залучення інвестицій у підвищення рівня автоматизації електропічних агрегатів малої і середньої потужності (від 5 до 16 МВ*А) ферросплавного виробництва.*

*Проведено аналіз причин тривалого терміну окупності повномасштабних автоматизованих систем управління технологічними процесами на потужних (від 25 до 80 МВ*А) ферросплавних електропічах.*

Наведено обґрунтування доцільності інвестицій в автоматизацію електропічів малої і середньої потужності. Запропоновано економічний варіант виконання і впровадження «під ключ» систем управління для таких об'єктів у вигляді типових уніфікованих підсистем керування («коробочна версія») окремими режимами технологічного процесу виробництва феросплавів, реалізований відповідно до концепції відкритих систем на базі сучасних програмно-технічних комплексів, SCADA-систем і розвинених мережевих технологій. На закінчення наводяться техніко-економічні показники електропічів малої і середньої потужності, досягнення яких забезпечує ефективність і скорочення терміну окупності інвестицій.

Ключові слова: інвестиції, електропічний агрегат, ферросплавне виробництво, автоматизована система управління технологічними процесами, програмно-технічний комплекс, типова уніфікована підсистема, ефективність, термін окупності.

*Аннотация. В статье рассмотрена проблема привлечения инвестиций в повышения уровня автоматизации электропечных агрегатов малой и средней мощности (от 5 до 16 МВ*А) ферросплавного производства.*

*Проведен анализ причин длительного срока окупаемости полномасштабных автоматизированная система управления технологическими процессами на мощных (от 25 до 80 МВ*А) ферросплавных электропечах.*

Приведено обоснование целесообразности инвестиций в автоматизацию электропечей малой и средней мощности. Предложен экономичный вариант исполнения и внедрения «под ключ» систем управления для таких объектов в виде типовых унифицированных подсистем управления («коробочная» версия) отдельными режимами технологического процесса производства ферросплавов, реализованный согласно концепции открытых систем на базе современных программно-технических комплексов, SCADA-систем и развитых сетевых технологий.

В заключение приводятся технико-экономические показатели ТОО малой и средней мощности, достижение которых обеспечивает эффективность и сокращение срока окупаемости инвестиций.

Ключевые слова: инвестиции, электропечной агрегат, автоматизированная система управления технологическими процессами, программно-технический комплекс, типовая унифицированная подсистема, ферросплавное производство, эффективность, срок окупаемости.

Summary. The article deals with the attraction of investment in the improvement of automation of low and medium powered electric furnace units (5 to 16 MWA) used in ferroalloy manufacturing.

Reasons are analyzed for the long payback period of full-scale automated process control systems at high-powered ferroalloy furnaces (25 to 80 MWA).

Rationale is provided for investment in the automation of low and medium powered electric arc furnaces. A cost effective solution is proposed for turnkey design and implementation of control systems for such facilities in the form of unified control systems (box version) for individual ferroalloy manufacturing process modes; the said solution is consistent with the concept of open systems based on modern software and hardware complexes, SCADA systems and advanced network technologies.

In conclusion, the technical and economic performance is specified for low and medium powered process control objects which performance, when achieved, ensures a shorter payback period.

Keywords: investment, electric furnace unit, automated process control system, software and hardware complex, typical unified subsystem, ferroalloy production, efficiency, payback period.

Постановка проблемы

В последние 20-25 лет одной из характерных тенденций технического прогресса ферросплавного производства, как в Украине, так и в странах бывшего СНГ, является внедрение на его технологических объектах управления (ТОУ) полномасштабных систем автоматизированного управления технологическими процессами (АСУТП).

Основные из них – это мощные электропечные агрегаты (от 27 до 80 МВ*А), а также смежные с ними технологические системы дозирования, поточно-транспортных линий (ПТС) подготовки и транспортировки сырьевых материалов, подачи и загрузки шихты в бункеры электропечи, газоочистные установки, узлы взвешивания и учета входного сырья и готовой продукции и др.

Практически для всех строящихся мощных электропечных агрегатов затраты на оснащение АСУТП предусматриваются на этапах проектирования и строительства ТОУ.

Целесообразность такого подхода подтверждает и зарубежный опыт применения АСУ ТП на ТОУ аналогичного назначения.

В течение длительной эксплуатации подтвердился тот факт, что АСУ ТП мощных ТОУ обеспечивает не только повышение культуры производства и удобство обслуживания, но и возможность улучшения таких технико-экономических показателей, как повышение производительности электропечного агрегата, снижение удельных расходов электроэнергии, электродной массы и шихтовых материалов на единицу продукции в тоннах. Повышается экономичность и надежность оборудования, снижается число аварийных остановов оборудования, в том числе по вине оперативного персонала и т.д., что в конечном счете приводит к сокращению не производственных затрат и увеличению прибыли предприятия. Объясняется это тем, что мощные электропечные агрегаты потребляют значительные объемы электроэнергии (в среднем до одного млн. кВт*ч/сутки и более), а также сырьевых материалов и электродной массы. При таких объемах производства даже относительно небольшой процент (3-4 %) снижения удельных расходов электроэнергии, материалов на единицу продукции (в тоннах), и/или повышения извлечения ведущего элемента в сплав, снижение

простоев и др. за счет повышения качества управления технологическим процессом экономический эффект от внедрения АСУТП обеспечивается всегда.

Вместе с тем многолетний опыт создания, внедрения и эксплуатации АСУТП на таких мощных ТОО показал, что их применение требует существенных финансовых затрат, времени и людских ресурсов. Поэтому на практике длительность окупаемости инвестиций внедренных АСУТП составила не менее 3-4 лет. Этот результат сформировал у заказчиков мнение о нецелесообразности оснащения электропечных агрегатов малой и средней мощности (от 5 до 16 МВ*А) полномасштабными АСУТП из-за рисков получить еще более низкие показатели эффективности инвестиций.

Однако в настоящее время на ферросплавных заводах постсоветского пространства продолжается эксплуатация большого числа электропечных агрегатов этого диапазона мощностей. С учетом временно законсервированных ТОО они составляют около 70 % от общего количества электропечных агрегатов. При каждом капремонте или реконструкции этих ТОО возникает необходимость существенного повышения уровня их автоматизации вплоть до внедрения АСУТП, что, в свою очередь требует определения рационального объема капиталовложений для реализации этих мероприятий. Тем более, что успешный опыт внедрения АСУ ТП на электропечах малой (11,15 МВ*А) и средней мощности (от 16 МВ*А до 25 МВ*А) имеется [1].

Вместе с тем переход ферросплавных предприятий (компаний, холдингов, других структур) на рыночные отношения, острая конкуренция на рынке ферросплавов, участвовавшие периоды кризисного состояния металлургии и экономики в целом привели к более жестким требованиям по обоснованию технико-экономической целесообразности внедрения АСУ ТП.

Следует отметить, что даже во времена плановой экономики не каждое предприятие в состоянии было самостоятельно, без централизованного финансирования, внедрить АСУТП.

В этих условиях привлечение внешних инвестиций проблематично, поэтому заказчики АСУТП обычно вынуждены реализовать эти проекты за счет собственных средств. Заинтересованность заказчиков в скорейшей окупаемости инвестиций самоочевидна.

Таким образом, в настоящее время возникла проблема поиска путей существенного повышения эффективности инвестиций при автоматизации ТОО ферросплавного производства.

Актуальность исследования

Актуальность исследования причин низкой эффективности инвестиций в автоматизацию ТОО ферросплавного производства обусловлена следующим факторами.

Во-первых, самой постановкой проблемы;

Во вторых, низким качеством высоковольтного питания и нестабильностью качества подготовки состава шихты, загружаемой в электропечные агрегаты. Причем, ситуация усугубляется отсутствием инструментов упреждающего распознавания или прогнозирования возникновения этих возмущающих воздействий как по каналу электропитания электропечного агрегата, так и по каналу стехиометрического состава шихты. В результате технологические процессы в электропечных агрегатах часто находятся в переходных режимах, что

резко повышает удельный расход электроэнергии при одновременном снижении производительности, что приводит к потерям производства и, как следствие, ухудшению всех технико-экономических показателей ТООУ.

В-третьих, многообразием и несовершенством методик определения экономического эффекта от внедрения АСУТП, так как в силу различных технологических, организационных, экономических, технических и методологических причин наблюдается многообразие системных решений АСУТП даже на однотипных ТООУ одного цеха, не говоря уже о предприятиях. Поэтому существующие методы оценки технико-экономической эффективности АСУ ТП устарели и требуют усовершенствования выбора критериев оценки капиталовложений и эксплуатационных затрат при разработке, внедрении и эксплуатации АСУТП с учетом особенностей рыночных отношений в ферросплавном производстве.

В-четвертых, действием субъективного фактора при формировании технико-экономических показателей работы ТООУ (отчетов, справок и др.), используемых для расчета экономического эффекта от внедрения АСУТП соответствующими службами заказчика. Практически из-за ссылок на «коммерческую тайну» отсутствуют достоверные данные о ценах на сырьевые материалы, потребляемую электроэнергию и реализованную продукцию. Кроме того, корпоративные интересы руководителей участков, цехов и производственно-технических отделов предприятия приводят усреднение (каждым на своем уровне) фактических показателей работы всех ТООУ, что нивелирует результаты функционирования АСУТП. Причем такой подход сохраняется даже на ТООУ, где организован автоматизированный учет входного сырья, электроэнергии и продуктов плавки после выпуска, разливки и подготовки к отпуску потребителям.

Изложение основного материала

История развития работ по созданию и внедрению АСУТП показывает, что пути решения поставленной проблемы предлагались еще на постановочной стадии начального периода автоматизации производственных процессов. Уже первые результаты создания и внедрения многочисленных АСУ того периода подтвердили, что это «очень трудоемкий и затратный процесс, требующий не только больших временных затрат, финансовых вложений, но и участия специалистов» [2]. В то же время ожидаемого быстрого эффекта от внедрения таких дорогих и сложных в разработке систем не получилось. Окупаемость инвестиций составила два-три года и более.

Одной из основных причин такого результата являлся сравнительно низкий уровень комплекса технических средств (КТС) автоматизации отечественного (как правило, на тот период) производства.

Другой основной причиной являлся низкий уровень унификации и отсутствие единых технических решений даже для аналогичных ТООУ. Эти системы отличаются несовместимостью между собой и, тем более с современными.

Поэтому основной тенденцией дальнейшего развития АСУТП стала типизация и унификация их проектных решений. В это же время впервые предлагался вариант, использующий преимущества такого похода – создание разработчиками систем типовой («коробочной») версии в виде отдельных подсистем, содержащих набор аппаратных средств и программных модулей, с определенным кругом функций и решаемых задач. Причем конфигурацию

подсистем в дальнейшем по желанию заказчика можно изменять с учетом конструктивных особенностей ТОО и алгоритмов управления технологическим процессом.

Безусловно такой экономически оправданный подход способствовал бы созданию предпосылок для снижения затрат на внедрение последующих разработок АСУТП, но в условиях централизованного финансирования таких работ из единого фонда развития науки и техники (ЕФРНТ) отсутствовала мотивация создания типовой унифицированной подсистемы управления. Длительный период «гигантизма» при строительстве новых ферросплавных заводов и цехов с мощными ТОО диктовал необходимость первоочередного их оснащения «большими» АСУТП. Иногда они приобретались в комплекте с закупками ТОО у зарубежных фирм, либо отдельно в виде закрытых, законченные решений «под ключ».

Другим весомым сдерживающим фактором реализации «коробочной» версии типовой унифицированной подсистемы управления явилось отсутствие на тот период стандартизации сетевых технологий.

Акционирование и капитализация средств ферросплавных предприятий на постсоветском пространстве в корне изменили подход к вложению инвестиций в проведение капремонтов и реконструкции действующих, а также строительство новых ТОО ферросплавного производства.

Главными аргументами необходимости выполнения этих мероприятий являются снижение срока окупаемости инвестиций и приемлемая величина полученной прибыли. Однозначно, что это касается и целесообразности оснащения ТОО современными АСУТП взамен локальных средств автоматизации, либо модернизацией уже существующих, но не соответствующих современным функциональным требованиям, а также физически и морально устаревших систем управления.

Учитывая преобладающее количество эксплуатируемых электропечей малой и средней мощности в цехах ферросплавного производства именно для таких ТОО в настоящее время сформировались все условия успешного применения «коробочной» версии в качестве унифицированных подсистем АСУТП с точки зрения наиболее приемлемого и экономически оправданного решения поставленной проблемы.

Этот вывод подтверждается 30-летним опытом ПрАО «ВЕГА ПЛЮС» исследований ТОО с целью их автоматизации, а также последующей разработки, внедрения и анализа функционирования АСУТП объектов ферросплавного производства.

Аргументы следующие.

1. Высокая степень подготовленности ТОО к автоматизации [3]:

- выполнена декомпозиция ТОО, обеспечившая типизацию подсистем:

- а) дозирования и шихтоподачи;
- б) энерготехнологического режима;
- в) газоочистки;

- по каждой подсистеме:

- а) определен рациональный объем входной и выходной информации;
- б) выполнена унификация входных и выходных сигналов ТОО;

-используются типовые алгоритмы сбора, обработки и представления информации;

-разработаны унифицированные алгоритмы управления режимом непрерывного и порционного дозирования с регистрацией расхода дозируемых компонентов шихты и общего ее потребления;

-используются типовые алгоритмы учета потребляемой электроэнергии;

-разработан унифицированный алгоритм управления электротехнологическим режимом, в т.ч. режимами перепуска и обдува электродов;

-разработаны унифицированные алгоритмы управления режимами «мокрой» и сухой газоочисток.

2. Высокий уровень представленных на рынке аппаратных и программных средств автоматизации.

Современный этап развития АСУТП характеризуется применением индустриальных технологий создания и внедрения АСУТП на базе серийно выпускаемых промышленных контроллеров, совместимых с персональными компьютерами и мощных программно-технических комплексов (ПТК) поддержки программирования АСУТП – SCADA систем, а также развития и стандартизации сетевых технологий.

3. Возможность реализации «коробочной» версии АСУТП на основе концепции открытых систем. Такой подход позволяет совмещать аппаратно-программные средства различных производителей снизу доверху и обеспечивать проверку всей системы. При этом значительно уменьшается общая стоимость системы в результате применения более дешевого оборудования (при аналогичных функциональных характеристиках), частичной и поэтапной замене имеющихся на предприятии аппаратно-программных средств.

Важнейшими свойствами открытых систем являются:

-мобильность прикладных программ;

-мобильность персонала;

-четкие условия взаимодействия частей системы с использованием открытых спецификаций.

4. Возможность сокращения сроков и снижения стоимости внедрения подсистем до 10-15 % за счет развития аутсорсинга, позволяющего достигать экономии средств, гарантий надежности и высокого качества предоставляемых инжиниринговых услуг [4].

Это обусловлено тем, что подрядчик (аутсорсер) имеет возможность специализироваться в узкой области производства или услуг, сосредотачивая у себя лучших специалистов, используя наиболее современное оборудование, применяя передовые технологии и постоянно накапливая опыт обслуживания множества клиентов. Сочетая собственный и заимствованный опыт, аутсорсер постоянно улучшает качество предоставляемых услуг и всегда предлагает готовое к применению решение.

Таким готовым типовым решением в нашем случае является «коробочная» версия АСУТП (здесь и далее по тексту – «унифицированная подсистема АСУТП»), реализованная согласно концепции открытых систем на базе современных ПТК, SCADA-систем и стандартизации развитых сетевых технологий.

Обслуживая многих заказчиков, аутсорсер распределяет накладные расходы и оптимизирует экономику работ, что дает возможность снизить цены на

оказываемые инжиниринговые услуги при одновременном повышении их качества.

При этом заказчик покупает услуги, не неся издержки, связанные с содержанием специализированного подразделения с квалифицированным персоналом и со сложным оборудованием. Это позволяет предприятию-заказчику сократить издержки на развитие, т.к. появляется возможность приобретения необходимых услуг без дополнительных расходов и по оптимальным ценам. Договор аутсорсинга дает право заказчику получить желаемую услугу, выполненную на высоком профессиональном уровне и во многих случаях с обеспечением материальной ответственности аутсорсера за качество их выполнения.

5. Упрощение обслуживания установленного оборудования за счет его стандартизации.

6. Возможность поэтапной реализации подсистем

В итоге заказчику поставляется подсистема, содержащая как аппаратную составляющую средств автоматизации, так и программное обеспечение. Функциональность подобного решения может быть достаточно широкой, в том числе и содержащей интеллектуальную составляющую.

7. Физически подсистема состоит из серии стандартных шкафов с набором модулей и выполняемых функций мониторинга и управления. Благодаря удобству и относительной легкости установки и монтажа комплекса технических средств унифицированной подсистемы АСУТП специалисты в период внедрения могут больше внимания уделить специфике работы исполнительных механизмов ТОО и особенностям технологического процесса с целью повышения качества его управления.

Следует отметить, что автоматизация ферросплавного производства в настоящее время и в ближайшем будущем будет связана главным образом с модернизацией и реконструкцией функционирующих АСУТП, которые сопровождаются более значительной долей внедрения оборудования и услуг, чем при новых капиталовложениях.

Перспективы использования результатов исследования

В настоящее время разработаны и готовы к применению по заказам потребителей следующие типовые унифицированные подсистемы АСУТП ферросплавного производства, срок окупаемости которых не превышает срока гарантийных обязательств - 12 месяцев со дня приемки в промышленную эксплуатацию:

- программно-технический комплекс для автоматического управления электротехнологическим режимом руднотермических электропечей (ПТК-САУРТП);

- программно-технический комплекс для автоматического управления процессом дозирования, транспортировки и загрузки шихты в печные бункеры (ПТК-САУДО);

- программно-технический комплекс для автоматического управления процессом газоочистки руднотермических электропечей (ПТК-ГО).

Следует отметить, что ПТК-САУРТП имеет опцию, которая при заказе позволяет дополнять свой состав интеллектуальными датчиками, разработанными ПрАО «ВЕГА ПЛЮС» специально для руднотермических печей:

- величини перепуска электрода с интерфейсным выходом для непосредственной связи с контроллером по сети Ethernet;

- номера ступени переключателя ступеней напряжения печного трансформатора.

Вышеупомянутые типовые унифицированные подсистемы АСУТП (далее – «подсистемы») имеют трехуровневую иерархическую структуру, как наиболее гибкую и универсальную с точки зрения надежности функционирования, диагностирования и устранения аварийных ситуаций, а также накопления и сохранности баз данных (БД) [1]. При этом создание подсистем выполнено согласно концепции открытых систем, использующих стандартные компоненты и обладающих такими свойствами, как модульность и масштабируемость.

На среднем уровне подсистем применяются программируемые логические контроллеры (PLC) таких известных фирм, как Siemens, GE IP, Rockwell Automation, Advantech, ABB и др. Выбор этих компонентов автоматизации для конкретной подсистемы определяется по желанию заказчика.

Для верхнего уровня подсистем используются промышленные компьютеры, основу ПО которых составляют:

- операционная система Microsoft семейства Windows, которая поставляется в стандартной комплектации, установленной производителем;

- пакеты SCADA-систем.

Компьютеры верхнего уровня подсистем выполняют функции АРМ операторов и обеспечивают хранение и анализ поступившей информации, ее визуализацию, учет и архивирование данных, а также взаимодействие с оператором. Кроме того, ОС Microsoft семейства Windows используется в качестве шлюза между SCADA-системой и локальной вычислительной сетью Ethernet цеха.

Пакеты SCADA-систем представлены следующими компонентами:

- для промышленных контроллеров Simatic S7-1200/1500 фирмы Siemens – Simatic WinCC Advanced/Professional, которая включает СУБД MS SQL, предназначенную для сбора, отображения, архивации данных и реализации интерфейса оператора;

- для промышленных контроллеров фирмы GE IP, реализованных на базе линейки контроллеров RX3i – SIMPLICITY HMI;

- для промышленных контроллеров Control Logix фирмы Rockwell Automation – Factory Talk View Site Edition фирмы Rockwell Software.

Подключение шкафов подсистем может выполняться без отключения оборудования ТОО, либо в периоды проведения его планового обслуживания (ППР).

Срок выполнения инжиниринговых услуг (поставка, монтаж, пусконаладочные работы и сдача в промышленную эксплуатацию) по внедрению типовых универсальных подсистем АСУТП «под ключ» составляет от 3 до 5 месяцев и определяется, в основном, сроками поставки комплектующих ПТК.

Выводы

На основании анализа степени подготовленности электропечных агрегатов малой и средней мощности МВ*А (от 5 до 16 МВ*А) к оснащению их современными средствами автоматизации показана техническая возможность и экономическая целесообразность привлечения инвестиций для внедрения АСУТП на этих многочисленных ТОО.

Предложен и реализован подход, позволяющий в настоящее время уменьшить финансовые затраты и длительность внедрения современных систем управления, что обеспечивает получение гарантированного экономического эффекта при сокращении срока окупаемости инвестиций, а также получение прибыли. Сущность подхода заключается в применении систем управления типовой («коробочной») версии в виде отдельных унифицированных подсистем АСУТП, реализованных на базе современных ПТК, концепции открытых систем и сетевых технологий. ПТК содержат набор аппаратных средств и программных модулей, с определенным кругом функций и решаемых задач. Причем конфигурацию подсистем в дальнейшем по желанию заказчика можно изменять с учетом конструктивных особенностей ТООУ и алгоритмов управления технологическим процессом. Такой подход позволяет совмещать аппаратно-программные средства различных производителей снизу доверху и обеспечивать проверку всей подсистемы. При этом значительно уменьшается общая стоимость подсистемы в результате применения более дешевого оборудования при аналогичных функциональных характеристиках.

Другим существенным резервом реальной возможности сокращения сроков и снижения стоимости применения унифицированных подсистем АСУТП (до 10-15%) является развитие аутсорсинга, позволяющего достигать экономии средств и снижения длительности окупаемости инвестиций, гарантий надежности и высокого качества предоставляемых инжиниринговых услуг, упрощающих и удешевляющих эксплуатацию этих подсистем управления.

В заключение отметим, что предложенный подход позволил выполнить типизацию и унификацию проектных решений подсистем управления ТООУ ферросплавного производства и разработать ряд унифицированных подсистем АСУТП: ПТК-САУРТП, ПТК-САУДО и ПТК-ГО,- готовых к внедрению «под ключ» по заявкам заказчиков в течение 3-4 месяцев и сроками окупаемости инвестиций в течение периода гарантийных обязательств поставщика системы. Реализация таких подсистем обеспечивает достижение следующих показателей экономического эффекта:

- увеличение производительности электропечей на 5-7 %;
- снижение удельного расхода электроэнергии на 4-6 %;
- снижение расхода электродов на 3-5 %.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Основные направления автоматизации ферросплавных процессов и агрегатов/ Свищенко В.Я., Леднев М.С.//Ключевые аспекты развития электрометаллургической отрасли. Материалы VI научно-технической конференции УкрФА.- Киев: 2014.-59-69 с.
2. Модели автоматизированных систем управления в СССР в 1950–1980-е гг. / Стрюкова Е.П. // Гуманитарные науки в Сибири. 2012. №4.- 70-73 с.
3. Годына В.В., Свищенко В.Я., Леднев М.С. Автоматизация технологических процессов ферросплавного производства// Совершенствование технологии и оборудования в производстве кремния и кремнистых ферросплавов: Сборник научных трудов, Красноярск, изд. ООО «Русал ИТЦ», 2012, С.82-92.
4. Электронный ресурс: www.adastra.ru. Что такое промышленный аутсорсинг и чем он полезен для бизнеса. Опубликовано: 10 Июль, 2013.

ОБРОБКА АЛЮМІНІЄВИХ СПЛАВІВ ГАЗОРЕАГЕНТНИМИ СЕРЕДОВИЩАМИ

Анотація. Виконані теоретичні та експериментальні дослідження гідроаеродинамічних, тепломасообмінних та фізико-хімічних процесів в розплавах при глибокій взаємодії їх з плазмореагентними середовищами.

Встановлено, що при зменшенні розмірів мікрогруповань у розплаві в 2 – 2,5 рази збільшується межа міцності на розрив литого металу на 25 – 30 %, відносно подовження – у 1,7 – 1,8 рази; в реакційній зоні заглибленого плазмового струменя температура металу на 400 – 600 К вище (при продувці холодним газом – на 150 К менше), ніж середньомасова температура алюмінієвого розплаву. При охолодженні нагрітого у плазмотроні газу до середньомасової температури розмір пухирців зменшуються на 25 – 40 %. В результаті цього скорочується у 2 рази та більше час оновлення прикордонного шару на нагрітому газовому пухирці в порівнянні з холодним.

Результати можуть бути рекомендовані для використання при розробці технології плазмового переплаву алюмінієвих сплавів газореагентними сумішами. Ключові слова. Плазма, алюміній, міцність, масообмін, неметалеві включення, температура, метал, піч.

Аннотация. Выполнены теоретические и экспериментальные исследования гидроаэродинамических, тепломассообменных и физико-химических процессов в расплавах при глубоком взаимодействии их с плазмореагентными средами.

Установлено, что при уменьшении размеров микрогруппировок в расплаве в 2 – 2,5 раза увеличивается граница прочности на разрыв литого металла на 25 – 30 %, относительное удлинение – в 1,7 – 1,8 раза; в реакционной зоне углубленной плазменной струи температура металла на 400 – 600 К выше (при продувке холодным газом – на 150 К меньше), чем среднemasовая температура алюминиевого расплава. При охлаждении нагретого в плазмотроне газа до среднemasовой температуры размер пузырьков уменьшается на 25 – 40 %. В результате этого сокращается в 2 и более время обновления пограничного слоя на нагретом газовом пузырьке по сравнению с холодным.

Результаты могут быть рекомендованы для использования при разработке технологии плазменного переплава алюминиевых сплавов газореагентными смесями.

Ключевые слова. Плазма, алюминий, прочность, массообмен, неметаллические включения, температура, металл, печь.

Abstract. There were made the theoretical and experimental researches of hydro- and aerodynamic processes, heat and mass transfer, physical and chemical processes in melts during their reaction with plasm environment.

It was determined that decrease of the size of melted microgroups by 2 – 2,5 times increases tension strength of cast metal by 25 – 30 %, length – by 1,7–1,8 times; in the reaction zone of sunk plasma jet the temperature of metal is by 400–600 K higher (during the cold gas blowing – by 150 K lower) than average temperature of melted aluminum. During the cooling of heated plasm gas down to average temperature the bubble sizes decrease by 25 – 40 %. As a result, the time of renewal of the boundary layer on the heated gas bubbles compared to the cold is reduced by 2 or more times.

The results can be recommended for use in developing the technologies of aluminum alloys plasm melting using gas-reagent environment.

Keywords. Temperature of plasma, aluminum, metal oven, durability, mass transfer, non-metallic inclusions.

Вступ

Існуючі способи лиття сплавів дозволяють отримати виливки з мінімальною металоємністю, виготовлення яких механічною обробкою є неекономним, а у ряді випадків практично неможливе. Цим визначається значний ріст виготовлення

випливаючі з кольорових сплавів. Разом з цим підвищуються вимоги щодо їх якості, які залежать від концентрації газів та шкідливих домішок у металі, що знижують механічні і експлуатаційні характеристики виробів. Якісні литі вироби можуть бути отримані за рахунок використання найбільш ефективних способів позапічної обробки рідкого металу, які дозволяють інтенсифікувати його з газовими, рідкими та твердими реагентами. Використання плазмового нагріву дозволяє відкрити нові процеси рафінування та модифікування сплавів шляхом обробки розплаву високотемпературними газами та активними реагентами.

Базуючись на аналізі літературних даних, визначили напрям досліджень, пов'язаний з створенням нових універсальних технологій позапічної обробки кольорових сплавів, що не мають недоліків та поєднують переваги існуючих процесів – нагрів і рафінування розплаву, дозований ввід і найбільш повне використання реакційної здатності реагентів [1, 2].

В області наукових досліджень та практичного досвіду є розробки, що склалися у вказаній постановці задачі. Недостатність отриманих рішень пояснюється в одних випадках відсутністю поєднання економічності та інтенсивності технологічних процесів, у інших – використанням коштовних способів підвищення якості сплавів, що ускладнює їх ефективне використання у масовому та серійному виробництві литого металу.

Наукова новизна

– науково обґрунтований новий високоекономічний спосіб обробки сплавів заглибленим у металевий розплав плазмовим струменем, встановлені основні параметри та технологічні режими процесу;

– досліджені структура та гідродинамічні параметри зони впровадження плазмового струменя, що заглиблюється у розплав. Встановлено, що зона взаємодії плазмового струменя з розплавом складається з 3 ділянок: основної, емульсійної та зворотного потоку. При однакових режимах продувки глибина проникнення плазмового струменя, поверхня та об'єм створених газових пухирців в її зоні у 2 – 3 рази більші у порівнянні з холодним струменем;

– визначені електричні та теплові параметри роботи заглибленого у рідкий метал плазмотрона, встановлені залежності температури та швидкості витоків струменя від витрат газу у ньому;

– показано, що в реакційній зоні заглибленого плазмового струменя, поряд з термічною обробкою розплаву, можливе випаровування практично всіх компонентів алюмінієвих сплавів з наступним швидким охолодженням („конденсацією”) парів до середньомасової температури металу;

– встановлено, що під високотемпературною дією плазмового струменя змінюються розміри первинно кристалізуємих фаз та евтектик, інтерметалідів та оксидних включень у сплаві, а також масштаби мікро неоднорідностей у розплаві. При зменшенні розмірів мікрогруповань у розплаві в 2 – 2,5 рази збільшується межа міцності на розрив литого металу 25 – 30 %, відносно подовження – у 1,7 – 1,8 рази.

Дослідження та його результати

Розроблений спосіб комбінованої обробки алюмінієвих сплавів шляхом продувки розплаву холодним або високотемпературним газом у вакуумі [3]. В залежності від вимог до якості литого металу такий технологічний процес дозволяє рафінувати сплави шляхом різних впливів на розплав:

– вакуумування (залишковий тиск ≤ 10 кПа);

– продувкою холодним чи плазмовим струменем в поєднанні з вакуумуванням;

– заглибленим плазмовим струменем при атмосферному тиску.

При відкритому доступі інертного газу включають плазмотрон та занурюють його разом із вакуумною камерою в розплав на задану глибину. Занурення та вилучення з металу рафінуючого вузла установки виконують за допомогою

поворотного механізму переміщення, який може мати ручний або електричний привід. Потім вмикають вакуумний насос чи подають стиснуте повітря на ежектор та створюють в камері розрідження. Під дією розрідження розплави у камері підіймається на деяку висоту, яка залежить від величини залишкового тиску. Розплав між камерою та стінками тигля забезпечує герметизацію камери при вакуумуванні.

Розміщення сопла плазмотрона (фурми) нижче камери та її діаметр вибрали так, що всі пухирці газу при продувці розплаву поступають у камеру. В цьому випадку поверхня розплаву між камерою та стінками ковша чи тигля знаходиться в спокійному стані. Утворена на цій поверхні оксидна плівка (наведений шар покривного флюсу) перешкоджає потраплянню у розплав водню з атмосфери. Разова порція необхідних реагентів загрузається у дозатор попередньо та подається у камеру під час обробки розплаву.

Для оцінки ефективності нової технології алюмінієвий сплав АК7 обробляли впродовж 15 хв. По чотирьох режимах продувки розплаву: холодним аргонем; холодним аргонем у вакуумі (залишковий тиск до 5 КПа); заглибленим у розплав плазмовим струменем в нормальних умовах та при вакуумуванні. В процесі обробки та після рафінування сплаву по вказаних режимах визначали газовміст в розплаві за допомогою термічного аналізу та відливали зразки для механічних випробувань. Результати термічного аналізу дають повну інформацію про параметри кристалізації фаз у сплавах, хімічний склад розплаву, міцнісні характеристики металу та ін. Міцнісні характеристики сплаву, обробленого плазмовим струменем, вище у порівнянні з рафінованим холодним газом. Це обумовлено структурними змінами в сплаві при високотемпературній дії на розплав (рис. 1).

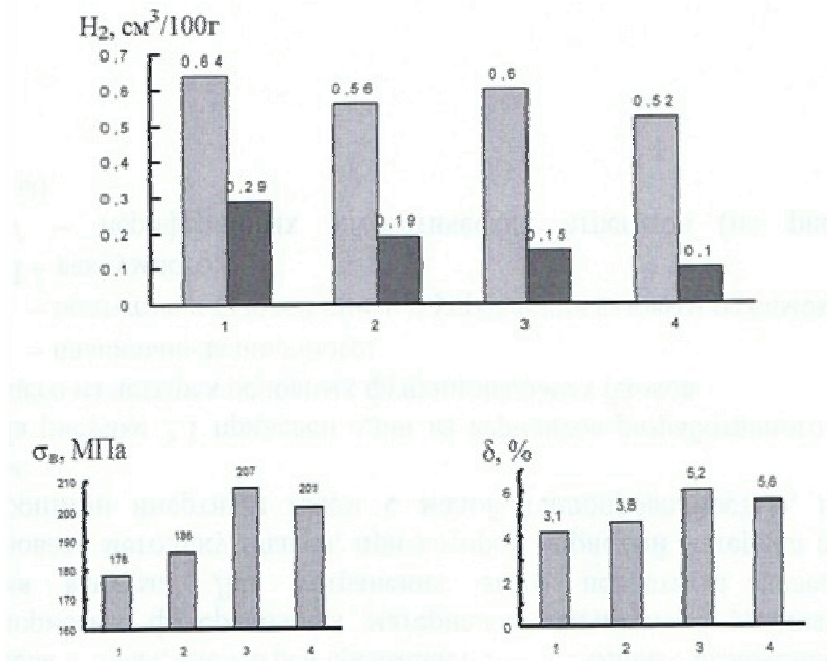


Рисунок 1 – Газовміст та фізико-механічні властивості виливків із сплаву АК7 після обробки розплаву:

- 1 – холодним аргонем; 2 – холодним аргонем під вакуумом ($P_{\text{зал.}} = 5 \text{ КПа}$);
- 3 – плазмовим струменем; 4 – плазмовим струменем під вакуумом ($P_{\text{зал.}} = 3 \text{ КПа}$)

Створення низького вакууму (залишковий тиск до 3 КПа) над розплавом при продувці його плазмовим струменем дозволяє збільшити ступінь дегазації сплаву до 80 % та більше. Межа міцності сплаву на розтяг при цьому підвищується на 11 – 12 %, пластичність на 40 – 45 %. Приведені дані свідчать про високу ефективність способу вакуумплазмового рафінування сплавів при простому конструктивному його виконанні.

Для більш глибокого рафінування сплавів з максимальним використанням плазмової дії на розплав розроблений спосіб струйно-крапельного вакуумування металу.

Рафінувальний вузол з ввімкненим плазмотроном (фурмою) занурюють у розплав та створюють розрідження у камері. Під дією розрідження рідкий метал підіймають в камері на висоту, при якій його поверхня знаходиться нижче диску з отворами диспергатора). Розплав транспортується нагрітим в плазмотроні газом по газліфтній колоні і з неї через зливні вікна поступає на диск з отворами. З диску вакуумуємий розплав у вигляді крапель стікає в камеру і з неї назад у ківш. Швидкість обробки рідкого металу регулюють витратами плазмоутворюючого газу та величиною залишкового тиску у камері. При струменево – крапельному вакуумуванні значно збільшуються швидкості дегазації розплаву та досягається високий ступінь рафінування сплавів.

Перспективним являється використання заглиблених плазмових струменів у пристроях безперервної дії, де обмежений час взаємодії розплаву з газореагентними середовищами. Безперервно обробляти сплави плазмовим струменем з регульованою подачею металу на заливку можна за допомогою магнітодинамічних установок. Тому визначили ефективність плазмового рафінування сплаву АЛ9 при різних режимах роботи установки МДН-6А.

Обробку металу по вказаним варіантам проводили впродовж 10 хв. При потужності, що підводиться до плазмотрону, 16 кВт та витратах аргону в межах 4,0 – 4,5 л/хв. Ефективність процесу рафінування сплаву та його міцнісні характеристики представлені у табл. 1.

Найвища ефективність рафінування сплаву досягається при розміщенні плазмотрона над центральним каналом та роботі установки у режимі всмоктування. При такому варіанті обробки пухирці нагрітого газу захоплюються потоком металу в центральний канал та виносяться через бокові. В результаті цього збільшується час перебування газових пухирців у розплаві.

Досліди показали, що при всіх варіантах обробки поверхневий шар ванни товщиною 0,05 – 0,06 м містить підвищену концентрацію оксидів. Тому плазмореагентну обробку сплавів необхідно проводити при такому русі розплаву в установці, коли виключається перемішування поверхневих шарів з усім об'ємом ванни. Саме замішуванням у розплав поверхневих оксидів можна пояснити низький ефект рафінування сплаву.

Обробка розплаву плазмовим струменем забезпечує такий самий ефект рафінування сплаву, як і перший варіант. При циркуляції металу по боковим каналам не порушується оксидна плівка на поверхні ванни та достатньо ефективно проходить очистка розплаву від водню та оксидів.

За цим режимом можна рафінувати розплави у безперервному режимі з подачею на позицію заливки з регульованими витратами.

Таблиця 1

Ефективність плазмового рафінування розплаву у магнітодинамічній установці

Режими обробки металу	Витримка, хв.	[H], см ³ /100 г	[Al ₂ O ₃], мас. %	σ _в , МПа	δ, %
Без обробки	–	0,75	0,068	163	1,3
Всмоктування через центральний канал	10	0,32	0,037	175	1,8
	20	0,15	0,024	195	3,4
Нагнітання з центрального каналу	20	0,37	0,004	172	1,5
	20	0,26	0,031	182	1,9
Циркуляція металу через бокові канали	10	0,39	0,042	167	1,6
	20	0,19	0,028	190	3,0

При виконанні дослідів розробили спосіб рафінування сплавів, який дозволяє обробляти плазмовим струменем практично всю масу металу з регульованою подачею його у високотемпературну зону. Такий спосіб, наряду з рафінуванням, дозволяє зруйнувати плазмовим струменем мікроагрегування та інтерметаліди у розплаві. В результаті цього зменшується негативний вплив спадковості на властивості ливарних сплавів.

Були проведені дослідження температурного стану розплаву при його обробці заглибленим плазмовим струменем. При цьому алюмінієвий сплав АК7 продували аргоном через плазмотрон потужністю 16 кВт при витратах газу 0,6 м³/год. Розплав обробляли в печі опору з тиглем місткістю 80 кг.

Температуру плазмового струменя поблизу сопла визначили експериментально шляхом розплавлення циліндричного зразка ($\Phi=3\cdot 10^{-3}$ м) з карбїду титану з відомою температурою плавлення 3530 К. На різній відстані від сопла плазмотрона, що працює при таких самих енергетичних параметрах, розміщали фіксований у титановій трубі зразок. Установили, що на відстані не менше $(10 - 11)\cdot 10^{-3}$ м від сопла дослідний матеріал розплавляється плазмовим струменем. При віддаленні карбїду титана від сопла на більші відстані він не плавиться, а виникає там лише часткова сублімація вуглецю зі зразка. Ці експериментальні дані дозволили визначити температурний стан розплаву в реакційній зоні плазмового струменя.

Температура розплаву в реакційній зоні по мірі наближення до сопла плазмотрона підвищується і на виході газу з реакційної зони досягає 5000 К. Відомо, що випаровування алюмінію виникає при температурі вище 2700 К, міді – 2820 К, марганцю – 2820 К, магнію – 1360 К, цинку – 1180 К. Ці компоненти в різній кількості містяться в алюмінієвих сплавах систем Al-Si-Cu, Al-Si-Mg, Al-Mg. Виходячи з цього, слїдує прогнозувати можливість значних змін в будові розплаву, обумовлених випаровуванням компонентів сплаву у високотемпературній зоні плазмового струменя з наступною конденсацією парів при видаленні з цієї зони.

Отримані дані про температурний стан металу дозволили визначити об'єми в зоні введення плазмового струменя, де можливе випаровування алюмінію та інших компонентів сплаву. Частина цих об'ємів зайнята розплавом, інша – інертним газом. Між масою розплаву і кількістю газу у високотемпературному об'ємі можуть бути різні співвідношення, що залежать від режиму роботи плазмотрона, природи плазмоутворюючого газу, складу сплаву та ін.

Вспливаючі з нагрітого об'єму пухирці газу визивають горизонтальне і вертикальне зміщення сусідніх шарів розплаву. Об'єм розплаву, що поступив з нижніх шарів, миттєво компенсується рівним йому об'ємом з верхніх шарів. Таким чином в реакційній зоні заглибленого плазмового струменя відбувається постійне оновлення високотемпературного об'єму розплаву на менш холодний, який потім також нагрівається до температур випаровування компонентів сплаву. При цьому верхні шари нагрітого розплаву виносяться зворотнім потоком з реакційної зони струменя швидше в порівнянні з нижніми.

Для оцінки процесу випаровування прийняли по даним фізичного моделювання швидкість зворотного потоку струменя 0,4 м/с. За середній шлях переміщення нагрітих шарів розплаву в зворотному потоці прийняли 0,5 діаметра високотемпературного об'єму в реакційній зоні струменя і оцінили час, протягом якого компоненти сплаву в ньому випаровуються.

Приведені дані свідчать, що за хвилину плазмового впливу на розплав може випаруватися приблизно 0,18 – 2,0 кг компонентів сплаву. В реальних умовах маса випаруваного металу буде більшою, оскільки промислові сплави вміщують не враховані в розрахунку компоненти (Fe, Ni, Ti), а також домішки (Na, Ca, Pb та ін.) з меншою температурою випаровування в порівнянні з досліджуваними.

Із збільшенням потужності плазмотрона кількість випаруваного металу за час обробки сплаву буде також підвищуватися. Утворені пари металів частково поступають у газові пухирці і разом з ними виносяться з реакційної зони струменя в периферійний об’єм ванни. Пари, що залишилися, поступають у розплав і охолоджуються до його середньомасової температури („конденсуються”). За рахунок дроблення газових пухирців чи злиття їх у більші, пари металів з них також поступають у розплав і охолоджуються. При охолодженні парів у розплаві утворюються частинки „конденсату” та мікрооб’єми, які в залежності від критичних розмірів, інтенсифікують процес зародкоутворення для різних компонентів сплаву, і подібно до оксидних включень, – для газових пухирців водню. Інші мікрооб’єми можуть знаходитися у розплаві деякий час у вигляді кластерів з великою кількістю активованих атомів. В процесі конденсації парів металу виділяється теплота фазового переходу, яка збільшує час існування активованих атомів. Такі зміни у будові розплаву, що відбуваються при глибинній обробці плазмореагентним струменем, впливають на структуру і міцнісні характеристики виливка.

Для умов експерименту розрахували масу випареного металу в досліджуваному сплаві з вмістом, мас. % (Si – 6,4; Cu – 1,45; Mg – 0,31; Zn – 0,65; Mn – 0,24; Fe – 0,58; Ni + Ti ≤ 0,08; Al – інше), яка представлена у таблиці 2.

Таблиця 2

Швидкість випаровування компонентів сплаву АК7 при обробці розплаву плазмовим струменем

Компоненти розплаву	Концентрація у сплаві, мас. %	Густина розплавленого компоненту, кг/м ³	Температура випаровування, К	Час випаровування, с	Об’єм випаровування $\Delta V \cdot 10^{-6}$, м ³	Маса випаруваного компоненту, кг/хв.
Алюміній	90,3	2370	2700	0,05	24,4	0,156
Кремній	6,4	2500	2620	0,057	33,4	0,018
Мідь	1,45	7900	2820	0,04	17,12	0,0046
Магній	0,31	1700	1360	0,14	90,4	0,004
Цинк	0,65	6600	1180	0,18	123,3	0,0066
Марганець	0,24	7000	2370	0,07	43,7	0,003

Промислова перевірка нових технологічних процесів виконана на алюмінієвих сплавах, в яких погрузні не охолоджувані плазмотрони працюють надійно та довгий час. Дослідження якості металу показало, що після глибинної обробки алюмінієвих сплавів плазмовим струменем кількість неметалевих включень у них знижується більше, ніж вдвічі, а ступінь дегазації розплаву при цьому перевищує 70 %. В результаті цього підвищуються експлуатаційні характеристики сплавів, практично повністю ліквідується брак виливків по газовій пористості, скорочується та виключається застосування флюсів та інших реагентів на обробку розплавів, покращуються умови праці. Дані по впливу холодної та високотемпературної газової обробки розплавів на якість литого металу представлені у таблиці 3.

До обробки розплав має вміст водню $0,75 \text{ см}^3$ у 100 грамах розплаву. Під час всмоктування металу через центральний канал за 10 хвилин значення його зменшується до 0,32. При нагнітанні розплаву з центрального каналу також через період часу 10 хвилин значення стає більшим у порівнянні з попереднім методом та становить $0,37 \text{ см}^3$ у 100 грамах. Коли метал циркулюється через бокові канали, значення вмісту водню зменшується до $0,39 \text{ см}^3 / 100 \text{ г}$ [4].

Вміст неметалевих включень при цих видах обробки змінюється пропорційно вмісту водню: без обробки вміст неметалевих включень був 0,068 %, при всмоктуванні через центральний канал – 0,037, при нагнітанні з центрального каналу – 0,04, а при циркуляції металу через бокові канали – 0,042 %.

Таблиця 3

Якісні характеристики виливків з алюмінієвих сплавів, оброблених заглибленим у розплав плазмовим струменем

Сплав	Спосіб обробки	Механічні властивості		Вміст	
		σ_b , МПа	δ , %	[H], $\text{см}^3/100\text{г}$	[Al ₂ O ₃], мас. %
АК7	Вихідний	176	3,4	0,62	0,046
	Холодний	192	3,7	0,39	0,028
	Плазмовий	220	5,5	0,18	0,020
АК8М	Вихідний	173	1,4	0,48	0,034
	Плазмовий	190	2,6	0,16	0,015
АК12	Вихідний	162	2,0	0,62	0,048
	Холодний	168	2,5	0,36	0,031
	Плазмовий	175	3,2	0,18	0,018

Досліджували також міцність на розрив та відносне подовження зразків з алюмінієвого сплаву АК7, механічні характеристики змінюються пропорційно одна одній. Найбільші значення досягаються при всмоктуванні через центральний канал (175 МПа; 1,8% відповідно), а найменші значення при циркуляції металу через бокові канали: міцність 167 МПа та відносне подовження 1,6%. Вихідними були значення 163 МПа та 1,3 % відповідно.

При обробці сплаву АК7 заглибленим плазмовим струменем ми розглядали ці ж самі характеристики, але показники виявились кращими [4]. У вихідному металі міцність та розрив була 176 МПа, відносне подовження 3,4%, вміст водню $0,62 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ та вміст неметалевих включень 0,046 %. При холодній обробці міцність збільшилась до 192 МПа, а при плазмовій аж до 220 МПа. Найвищі показники механічних властивостей були виявлені саме при плазмовій обробці сплаву.

Висновки

1. Установлено, що при глибинній обробці розплаву плазмовим струменем масообмінні процеси у ванні рідкого металу протікають на 25 – 70 % інтенсивніше, ніж при продувці холодним газом.

2. В зоні поверхневого нагріву плазмою температура металу досягає 3000 – 3500 К при середньомасовій його температурі у ванні 1870 – 1890 К. При таких температурних градієнтах у ванні виникають конвективні потоки, що перемішують розплав в процесі нагріву. В зоні заглибленого плазмового струменя температура металу на 400 – 600 К перевищує середньомасову. Однак температурні градієнти, на відміну від поверхневого нагріву, при цьому у розплаві відсутні, що свідчить про ефективне перемішування ванни плазмовим струменем.

Показано, що температурний стан сплаву, що впливає на інтенсивність протікання фізико-хімічних процесів у розплавах, у реакційній зоні плазмового струменя на 800 град перевищує температуру металу у зоні витікання холодного аргону.

3. При охолодженні пухирців нагрітого плазмовим струменем газу до середньомасової температури алюмінієвого розплаву їх радіуси за 0,2 – 0,4 мс зменшуються на 25 – 40 %. В результаті цього скорочується у 1,5 – 2,5 рази час оновлення прикордонного шару у газовому пухирці.

4. Промислове освоєння розроблених технологій показало, що плазмореагентна обробка алюмінієвих сплавів дозволяє: нагрівати розплав в процесі рафінування; знизити у виливках вміст водню на 70 – 80 %, неметалевих включень – в 2 – 2,3 рази; збільшити межу міцності на розрив литого металу на 14 – 26 %, відносне подовження – на 35 – 54 %; зменшити брак виливків на 20 – 30 % та скоротити витрати на виробництво.

5. Вивчена кінетика видалення водню із алюмінієвих сплавів і встановлено, що найбільшу ($\geq 80\%$) ступінь їх дегазації забезпечує глибинна обробка розплаву в поєднанні з рідкими або реагентами, що випаровуються. Висока ефективність плазмореагентного рафінування сплавів обумовлена більш розвинутою міжфазною поверхнею і підвищеною швидкістю масопереносу водню і високотемпературній зоні плазмового струменя. При плазмовій обробці сплавів також збільшується масоперенос водню через міжфазну поверхню за рахунок скорочення часу оновлення пограничного шару на газових бульбашках при миттєвій зміні їх об'ємів в період охолодження до температури рідкого металу.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Найдек В.Л., Технологии рафинирования алюминиевых сплавов плазменными газореагентными средами / В.Л. Найдек, А.В. Наривский, А.А. Федоров // Металл и литье Украины.- 2004,- №1.- С. 16-18.
2. Найдек В.Л. Технологический процесс вакуумплазменной обработки металлических расплавов / В.Л. Найдек, А.В. Наривский // Современная спецэлектрометаллургия.- 2005.- №1.- С. 33-34.
3. Сергеева К.О., [Електрон. ресурс] Дегазация алюминієвих розплавів при продувці холодним та плазмовим газовими струменями / Сергеева К.О., Золотухін С.С. // IV Международная научно-практическая Конференция «Литье. Металлургия 2015». – Запорожье. – 22 мая 2015. – 1 CD.
4. Сергеева К.О., [Електрон. ресурс] Технологічні процеси вакуумно-плазмової обробки алюмінієвих сплавів/ Сергеева К.О., Золотухін С.С., С.В. Гришко // VIII Міжнародна конференція молодих учених і спеціалістів «Зварювання та споріднені технології». смт. Ворзель, Київська обл., Україна – 20-22 травня 2015. – 1 CD.

А.П. Стовпченко, В.М. Кондратенко, А.М. Головачев

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ПОЛУЧЕНИЯ КОМПОЗИТНЫХ БЫСТРОРЕЖУЩИХ СТАЛЕЙ ПО МЕТОДУ «ЖИДКИЙ СЭНДВИЧ»

Анотація. Представлено технологію виробництва композитної швидкорізальної сталі з розбавленням внутрішнього шару в рідкому стані конструкційної сталлю з метою економії легуючих елементів. Металургійними методами дослідження структурних складових показано переваги даної композитної швидкорізальної сталі перед швидкорізальною сталлю, отриманою традиційним способом.

Ключові слова. Композитна швидкорізальна сталь, наружний шар, розбавлення, легуючі елементи, карбіди елементів, властивості внутрішнього шару, зливоч.

Аннотация. Представлена технология производства композитной быстрорежущей стали с разбавлением внутреннего слоя в жидком состоянии конструкционной сталью с целью экономии легирующих элементов. Металлургическими методами исследования структурных составляющих показаны преимущества данной композитной быстрорежущей стали перед быстрорежущей сталью, полученной традиционным способом.

Ключевые слова.

Композитная быстрорежущая сталь, наружный слой, разбавление, легирующие элементы, карбиды элементов, свойства внутреннего слоя, слиток.

Annotation. The technology of production composite high speed steel with diluted of interior liquid layer by structural steel for economy of ligature has been present. Advantages of offer composite high speed steel over basic high speed steel has been present.

Keywords. Composite high-speed steel, the outer layer, dilution, ligature, carbides of elements, interior liquid layer, ingot.

Введение

Металлургия - одна из наиболее ресурсо и энергозатратных отраслей и, следовательно, одновременно с решением задач улучшения потребительских свойств насущным является экономное использование ресурсов, в том числе дефицитных легирующих элементов, а также снижение числа технологических операций.

В машиностроении и металлообработке высокие служебные свойства и экономичность инструмента (определяемые сталью и технологией ее изготовления) позволяют обеспечить конкурентоспособность деталей, уменьшить трудоемкость процесса их изготовления. Широко распространенные в практике резания металла быстрорежущие инструментальные стали содержат большое количество легирующих элементов (в наиболее распространенной марке Р6М5 доля их составляет 16 – 18,5%). Выделение мелкодисперсных карбидов вольфрама, молибдена, ванадия и хрома придает быстрорежущей стали сочетание высоких значений твердости (64-65 HRC), теплостойкости (873 – 923 К), прочности ($\sigma_{\text{в}}^{\text{изг}} \sim 3000-3500$ МПа) и ударной вязкости ($K_{\text{С}} \sim 0,3-0,4$ МДж/м²). Комплекс этих свойств обеспечивает присущие современным технологиям металлообработки скорости резания, однако большое содержание легирующих обуславливает высокую стоимость стали.

Анализ сортамента и существующих металлургических способов производства быстрорежущих сталей показывает перспективность получения композитных слитков для изготовления инструмента. Создание композитных слитков со слоями, имеющими различный химический состав и свойства, является весьма рациональным способом, поскольку зачастую продуктивно используется только рабочий слой режущего инструмента и изготавливать все изделие из высоколегированной стали не экономично.

Методика и результаты опытно-промышленного опробования технологии получения композитных слитков

Технология по способу «жидкий сэндвич» [1, 2], предусматривающая образование композитного двухслойного слитка путем последовательной заливки в изложницу через заданный интервал времени двух расплавов различного состава (рис. 1) позволяет снизить в осевой части слитка содержание дорогостоящих легирующих элементов (молибдена, ванадия, вольфрама, хрома и др.) и обеспечить высокие механические и эксплуатационные свойства продукции [3].

Композитный быстрорежущий слиток изготовили путем его отливки в изложницу, массой 3,6 тонны, сталью Р6М5 до уровня разъема прибыльной надставки, кристаллизации стали в течение 8 минут и доливки сверху стали 40Х.

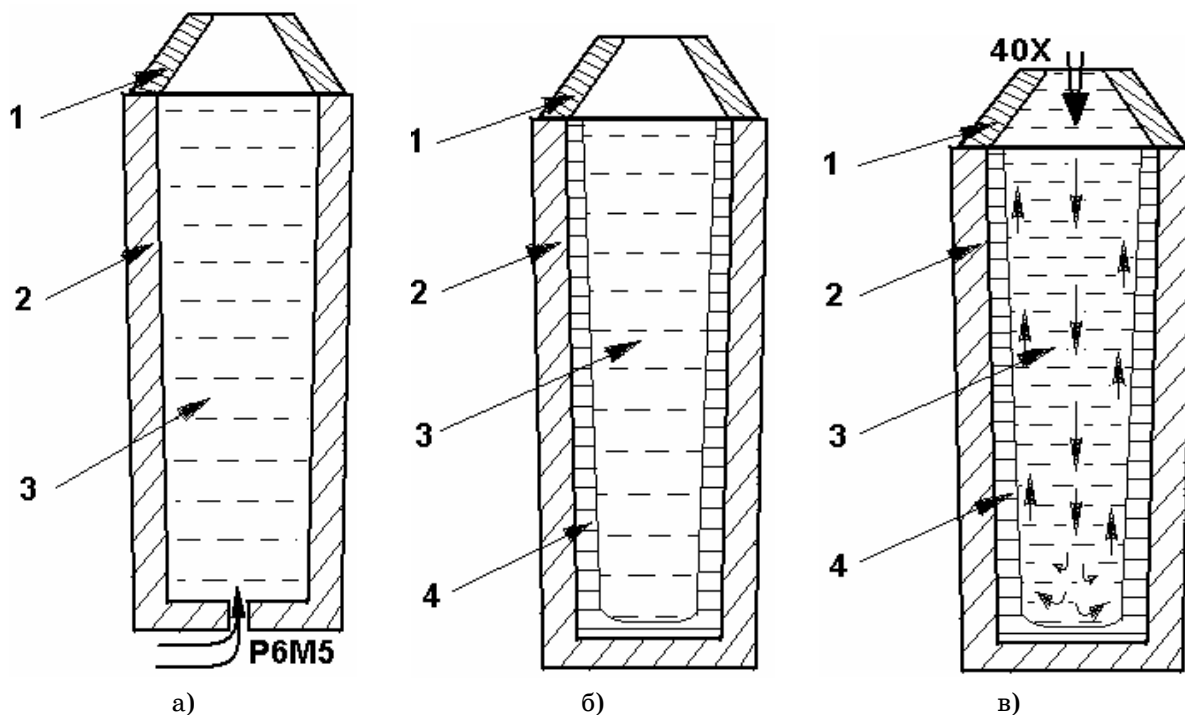


Рисунок 1 – Стадии получения композитного слитка быстрорежущей стали:
 1 – прибыльная надставка; 2 – изложница; 3 – жидкий металл;
 4 – зона закристаллизовавшегося металла.
 а – заливка стали Р6М5; б – частично закристаллизовавшаяся сталь Р6М5;
 в – доливки стали ст. 40Х и формирование внутреннего слоя при смешении жидких объемов двух сталей

За счет кинетической энергии струи происходит перемешивание с исходным металлом, и формирование внутреннего слоя композита, состав которого определяется соотношением объемов прибыльной части слитка и жидкой стали с учетом исходных составов сливаемых расплавов. При этом соединение слоёв с разным содержанием легирующих элементов происходит в жидком состоянии, что обеспечивает их надёжное сплавление, не уступающее по прочности монолитному материалу.

Благодаря большой кинетической энергии и более высокой температуре поступающий металл, возможно, частично оплавляет и замешивает в смешивающихся жидких объемах растущие дендриты основного металла, которые могут являться центрами кристаллизации, что способствует ускорению затвердевания слитка.

Исследования металлургического качества композитной быстрорежущей стали

Подсадочная рыхлость, пузыри, включения, расслоения и трещины отсутствуют как в зоне соединения слоев, так и в целом по сечению слитка, а деформация прошла с удовлетворительным сохранением отношения линейных размеров слоев (табл. 1).

Для оценки качества композитной быстрорежущей стали, изготовленной по предлагаемой технологии, выполнен химический анализ, приведены исследования механических свойств и металлографического анализа структуры.

Таблица 1

Изменение толщины наружного слоя от диаметра проката

Диаметр проката, мм	Толщина наружного слоя, мм	Отношение наружного слоя к внутреннему, %
14	0,66 – 1,0	4,71 – 7,14
22	1,49 – 2,57	6,77 – 11,68
23	1,25 – 1,5	5,43 – 6,52
55	5	9,09
85	10	11,76
105	11	10,48

С целью подтверждения наличия слоев с различным содержанием легирующих в поперечном и продольном сечении, выполнен их химический анализ (рис. 2).

В то же время, из-за возможного развития ликвационных процессов при кристаллизации композитного слитка, наблюдается некоторое колебание химического состава преимущественно внутреннего слоя. Количество легирующих элементов внутреннего слоя может достигать их содержания в поверхностном слое. При этом, однако, возможна некоторая ошибка, заключающаяся в методике определения химического состава. Наружный слой композитного слитка полностью соответствует требованиям ГОСТ 19265 по содержанию легирующих элементов в стали Р6М5.

Граница раздела поверхностного и внутреннего слоев в структуре заготовки является слабо выраженной и выявляется металлографическими методами (рис. 3).



Рисунок 3 – Общий вид поперечного сечения многослойного проката быстрорежущей стали Р6М5 диаметром 14 мм (4х)

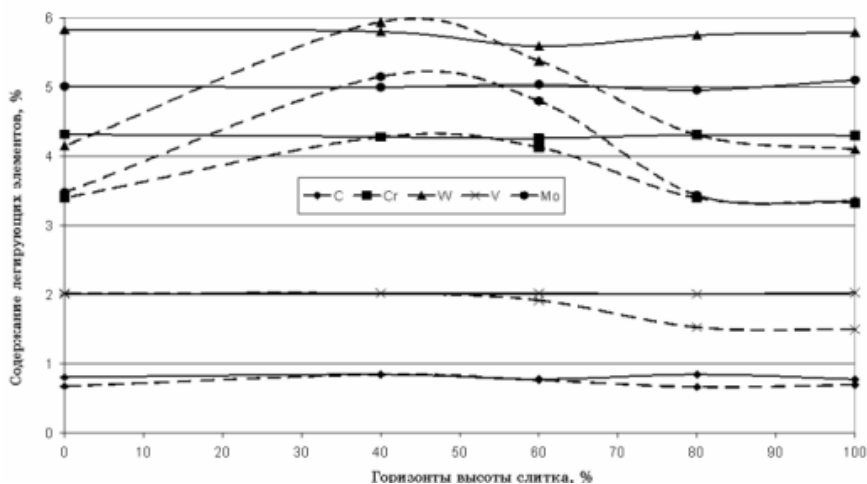


Рисунок 2 – Химический состав стали Р6М5
 ---- - поверхностный слой, - - - - внутренний слой

Исследовали структуру композитной быстрорежущей стали в отожженном и отпущенном состоянии. Отожженная структура поверхностного и внутреннего слоев характеризуется наличием как крупных, так и мелких округлых карбидных включений, образовавшихся из ледебуритной сетки, раздробленной при ковке (рис. 4).

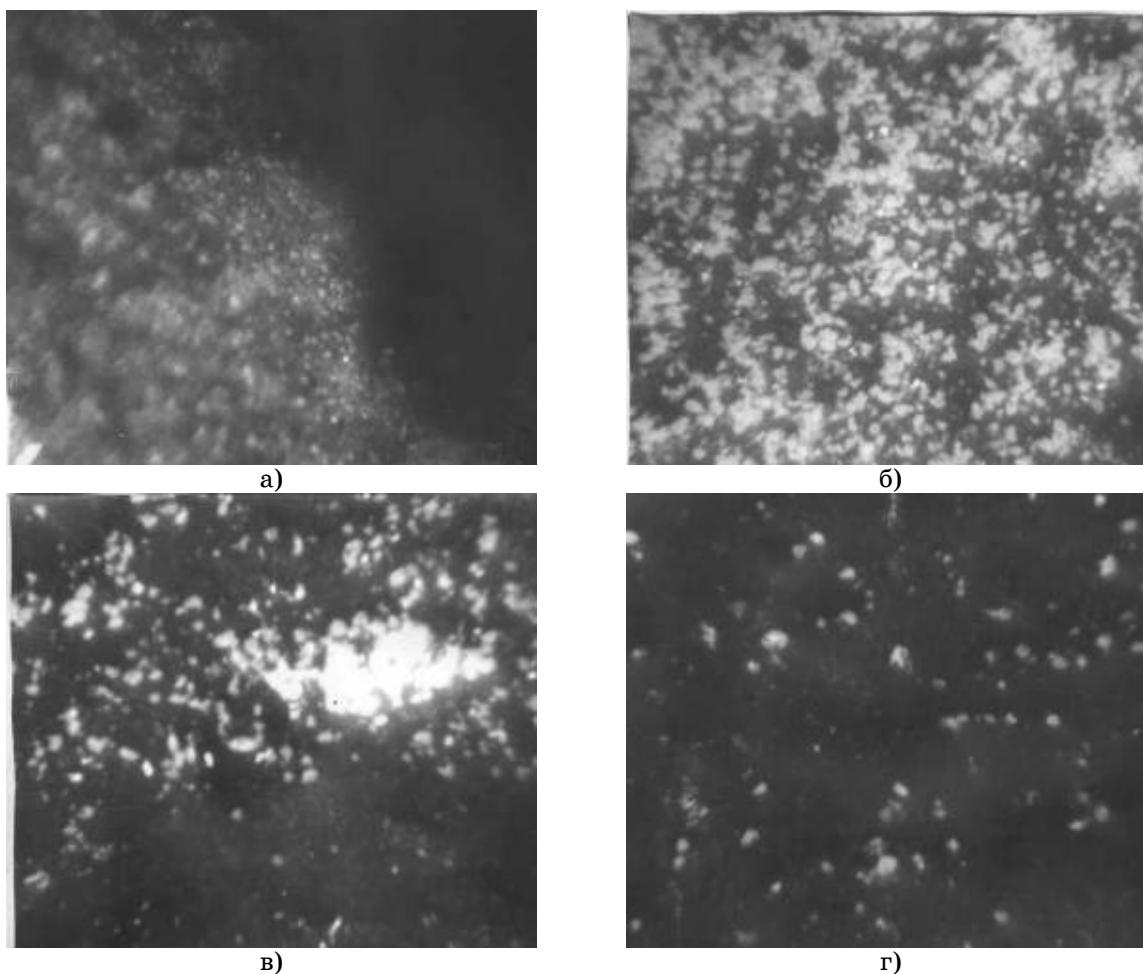


Рисунок 4 – Микроструктура горячекатаного образца, x100.
 а – поверхностный обезуглероженный слой; б – поверхностный слой;
 в – переходная зона; г – внутренний слой

В процессе закалки, заключающейся для стали Р6М5 в нагреве до температуры 1230 °С и двухминутной выдержки, карбиды полностью или частично растворяются в аустените. Отпуск при 550 °С способствует выделению специальных карбидов – Me_6C и MeC из мартенсита. Одновременно с этим правильный многократный отпуск уменьшает устойчивость остаточного аустенита, что способствует более полному его превращению в мартенсит с выделением мелких кристалликов карбида (рис. 5).

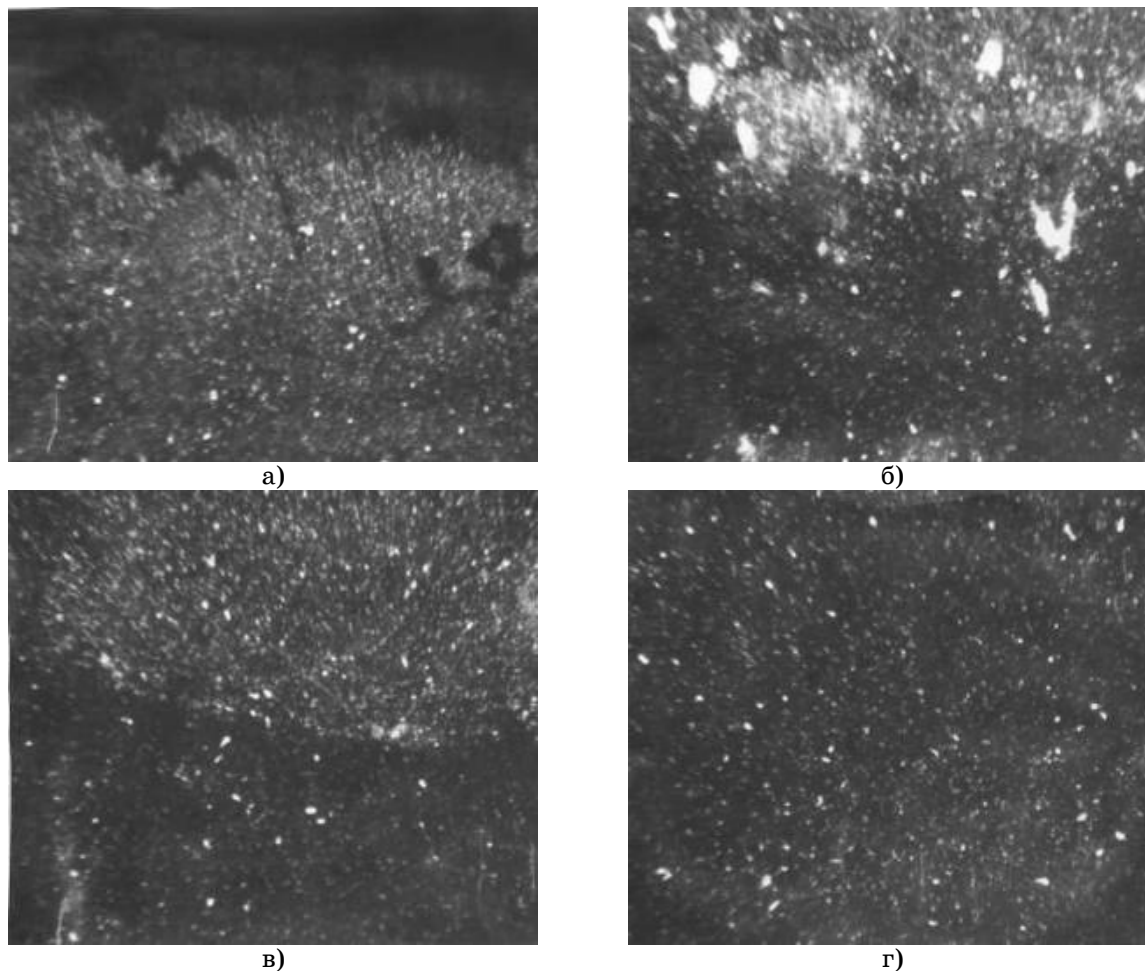


Рисунок 5 – Микроструктура термоупрочненного образца стали Р6М5, х100.
а – поверхностный обезуглероженный слой; б – поверхностный слой;
в – переходная зона; г – внутренний слой

В результате термической обработки твердость стали достигает наибольших оптимальных значений.

Измерения твердости в поперечном сечении композитного прутка быстрорежущей стали диаметром 14 мм в состоянии после отжига представлены на рис. 6.

Твердость композитной быстрорежущей стали на всем протяжении диаметра прутка не превышает 255 НВ, что полностью удовлетворяет требованиям ГОСТ 19265-73.

Установлено, что после термообработки твердость образцов композитной быстрорежущей стали наружного и внутреннего слоя имеют разбег, не превышающий 1-2 ед. HRC. Твердость наружного слоя соответствует твердости стандартной монолитной стали Р6М5 и составляет не менее 62 HRC. Твердость внутреннего слоя 59-61 HRC, что несколько ниже, чем наружного, однако достаточна для обеспечения эффективного процесса резания.

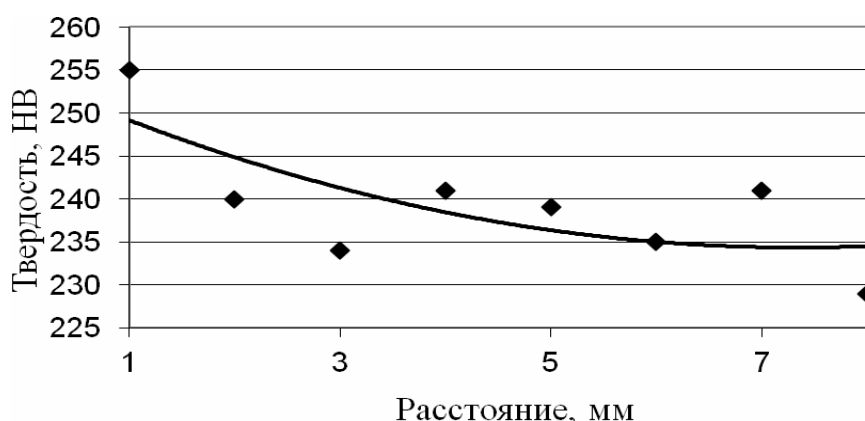


Рисунок 6 – Твердість в поперечному сеченні зразка після отжига

Проведені випробування ударної в'язкості, значення якої у композитній швидкохідній сталі декілька вище, ніж у монолітній (до $0,5 \text{ кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$ проти $0,3 \div 0,4 \text{ кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$), за рахунок наявності внутрішнього більш пластичного шару. При цьому впливу зони з'єднання шарів на характер зламу не виявлено.

Для визначення кращостійкості композитної швидкохідної сталі провели витримку термічно оброблених зразків при 620°C впродовж 4 годин. Твердість за Роквеллом у всіх шарах композита після витримки, згідно ГОСТ 19295-73 була не нижче 56 HRC.

Таким чином, комплексом досліджень структури та випробувань механічних властивостей показано, що композитна швидкохідна сталь за всіма показателями відповідає вимогам, пред'являемым ГОСТ 19265 к швидкохідним сталям.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Кондратенко В.М., Лейбензон В.А., Казаков С.С. и др. Особенности производства и свойства проката из литых многослойных композиций // Металлург. – 2002. – №12. – С. 40–43.
2. Harok M., Pycha B. Novy zpusob vyroby dvouvrstvych ingotu nebo odlitku // Hutnicke listy. – 1973. – №9. – Р. 620–626.
3. Лейбензон В.А., Недопекин Ф.В., Кондратенко В.М. и др. Затвердевание металлических композиций: производство и моделирование. – Донецк, 2005. – 230 с.

УДК:669.168.046.58:669.046.547.001.8

Д.Н.Тогобицкая, В.П.Пиптюк, И.Н.Логозинский,
А.С.Сальников, С.В.Греков, А.А.Аносова, Н.Е.Ходотова

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СВОЙСТВ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ НА ОСНОВЕ КОНЦЕПЦИИ НАПРАВЛЕННОЙ ХИМИЧЕСКОЙ СВЯЗИ

Анотація. Систематизовані дані про склад шлаку на різних етапах виробництва підшипникової і конструкційної електросталі. Розраховані інтегральні фізико-хімічні параметри та спрогнозовані основні властивості шлаків виробництва сталі вказаного призначення. Підготовлено вихідні дані для розробки рекомендацій щодо раціонального шлакового режиму рафінування сталі на УКП, які враховують фізико-хімічні критерії шлаку, та співвідношення, що характеризують його основність і окислення.

Ключові слова: склад шлаку, модель, параметри, прогнозування, властивості.

Аннотация. Систематизированы данные о составе шлака на разных этапах производства подшипниковой и конструкционной электростали. Рассчитаны интегральные физико-химические параметры и спрогнозированы основные свойства шлаков производства стали указанного назначения. Подготовлены исходные данные для разработки рекомендаций по рациональному шлаковому режиму рафинирования стали на УКП, учитывающие физико-химические критерии шлака, и соотношения, характеризующие его основность и окисленность.

Ключевые слова: состав шлака, модель, параметры, прогнозирование, свойства.

Annotation. Data on the composition of the slag the different stages of the production of electric steel bearing and structural electrosteel. Designed integrated physical and chemical parameters and predicted the basic properties of steel slag production specified destination. Prepared raw data to develop recommendations on rational regime slag steel refining in the Installation of ladle furnace, taking into account the physico-chemical criteria slag and relations characterizing its basicity and oxidation.

Keywords: slag composition, the model parameters, forecasting, properties.

Постановка проблемы и актуальность исследования.

Анализ современного сталеплавильного производства свидетельствует о необходимости разработок и внедрения эффективных технологических схем и процессов с целью дальнейшего снижения удельных расходов энергоносителей и сырья, повышения качества и конкурентоспособности металлопродукции. Решение указанных задач может быть ускорено за счёт интеграции фундаментальных научных разработок с производством. Для этого необходим поиск нетрадиционных подходов к изучению сущности явлений и установлению новых закономерностей применительно, в частности, к электросталеплавильным процессам.

Разные этапы производства стали сопровождаются образованием шлаковых расплавов. В зависимости от решаемых при этом задач к составам и свойствам шлаков могут предъявляться разные требования. Состав образующегося шлака определяется целым рядом факторов. К числу основных относят применяемые ферросплавы.

Использование марганецсодержащих ферросплавов при производстве стали сопровождается образованием попутного продукта – марганецсодержащего шлака. Роль шлаков в производстве стали чрезвычайно велика. Использование

рациональных режимов рафинирования стали, разработанных с учётом свойств применяемого шлака, может способствовать повышению эффективности сталеплавильного передела, обеспечит сокращение энергетических и материальных затрат и снизит её себестоимость. Поэтому знание свойств шлака является актуальной научно-технической задачей. Ограниченность соответствующей литературной информации вызывает необходимость исследования свойств шлаков, их оценки и анализа.

Новизна. Методология исследования

Современный уровень научного познания и определения свойств шлаковых расплавов, наряду с традиционно применяемой экспериментальной оценкой, предусматривает использование теоретических методов физико-химического и математического моделирования.

В последние годы в ИЧМ НАНУ в направлении прогнозирования свойств ферросплавов широкого марочного сортамента и шлаков разного состава проводится комплекс теоретических исследований с целью повышения эффективности использования материалов-добавок в процессах производства стали и оптимизации задач рафинирования металла с использованием концепции направленной химической связи.

Анализ последних исследований и публикаций

Ранее на основе анализа качества конверторной стали, произведённой на ПАО «МК Азовсталь», ПАО «ДМКД» и ПАО «ЕМЗ», выполненной систематизации экспериментальных данных о вязкости, серопоглотительной способности марганецсодержащих сталеплавильных шлаков, поверхностного и межфазного натяжения стали и шлака и др. характеристик с применением параметров межатомного взаимодействия в расплавах получены физико-химические модели и спрогнозированы основные свойства шлаков с содержанием MnO в пределах 0,10-9,08% для разных этапов передела [1-3]. Применительно к процессу десульфурации металла, произведённого в условиях ПАО «ДМКД», изложена методика, результаты расчётно-аналитического анализа шлакового режима и граничные условия в терминах состав – свойства, определяющие получение кондиционной по сере стали трубного марочного сортамента [4].

Изложение основного материала

В настоящих исследованиях продолжено прогнозирование основных характеристик марганецсодержащих рафинировочных шлаков электросталеплавильного передела применительно к используемым на ПАО «ДСС» их составам при производстве подшипниковой (ШХ15) и конструкционных марок стали сортамента СПЦ-3.

Для расчёта вязкости (η), плотности (D) и поверхностного натяжения (σ) использовали физико-химическую модель шлаковых (оксидных) расплавов [5]. Серопоглотительную способность (C_s) шлаков рассчитывали по уравнению, приведенному в [3].

$$\lg C_s = 2,97\Delta e + 12,07\rho - 3,17Z_{(k-a)} - 2,06 \quad (1)$$

$$\lg \eta = 2,35 - 5,2d - 1,76\Delta e + 28,6\text{tg}\alpha + 0,76\rho + 5383,4/T \quad (2)$$

$$D = 2,45 + 0,023\Delta e - 5,0\text{tg}\alpha + 1,3\rho \text{ и} \quad (3)$$

$$\sigma = 1828,28 - 596,18\rho - 142,485d - 0,3433t \quad (4)$$

где $d, \Delta e, \rho, \text{tg}\alpha$ и $Z_{(k-a)}$ - параметры межатомного взаимодействия физико-химической модели шлаковых расплавов.

Для стали ШХ15 анализу подвергали шлаки 4^{-х} серий промышленных плавов. При этом шлаки плавов 1^{-ой} и 2^{-ой} серий анализировали от проб, отобранных в начале и конце обработки металла на установке ковш-печь (УКП), а шлаки плавов 3^{-ей} (с CaF₂) и 4^{-ой} серий (без CaF₂) – от проб из ковша после обработки металла твёрдыми шлаковыми материалами (ТШМ) на выпуске из дуговой сталеплавильной печи (ДСП), от проб на УКП после обновления шлака, от проб после обработки на УКП и от проб после вакуумирования.

Усреднённые значения свойств шлака производства стали ШХ15 4^{-х} серий плавов приведены в таблице.

Таблица

Свойства марганецсодержащего шлака промышленных плавов стали ШХ15, %

Номер серии плавов	В начале обработки на УКП				В конце обработки на УКП			
	C _S Ч10 ⁴	η _{1600°С} , Па·с	D, г/см ³	σ, мДж/м ²	C _S Ч10 ⁴	η _{1600°С} , Па·с	D, г/см ³	σ, мДж/м ²
1	703,37	0,128	2,80	409,87	676,81	0,140	2,79	420,95
2	1576,30	0,113	2,83	410,51	603,44	0,137	2,79	412,24
3*	206,65	0,029	2,70	454,49	91,74	0,039	2,66	467,52
4*	110,89	0,135	2,76	392,14	79,67	0,154	2,75	407,41

* - только соответствующие пробы

На рисунке 1, в качестве примера, приведены зависимости некоторых свойств шлаков плавов 1^{-ой} и 2^{-ой} серий стали ШХ15 от основности (CaO/(SiO₂+Al₂O₃)), из которых следует, что изменение приведенных и других исследованных свойств в начале обработки стали на УКП для плавов 1^{-ой} и 2^{-ой} серий практически совпадают, а в конце несколько отличаются, находясь в пределах разброса данных. Результаты прогнозирования свойств шлака плавов 3^{-ой} и 4^{-ой} серий свидетельствовали о том, что введение в состав ТШМ CaF₂ повысило C_S в 2-3 раза, уменьшило η, незначительно понизило D и σ (3^{-я} серия) по сравнению со шлаком плавов 4^{-ой} серии.

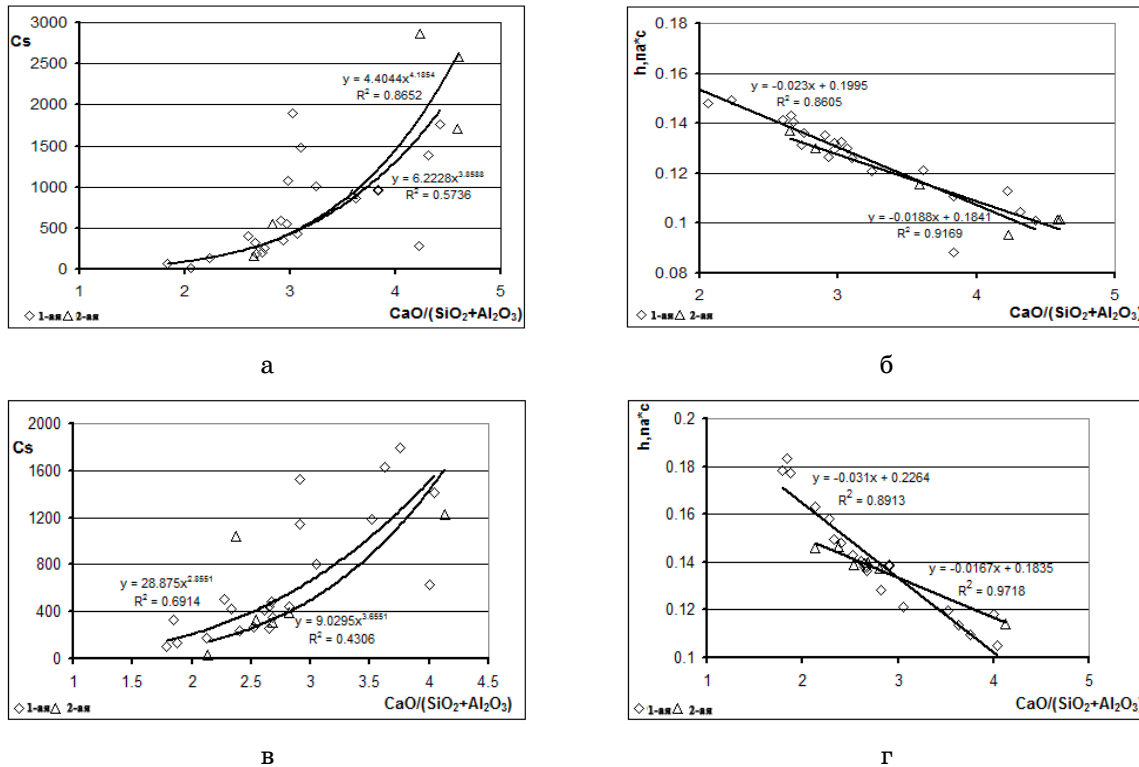


Рисунок 1 – Изменение CS и η шлака в начале (а, б) и в конце обработки стали на УКП (в, г) от основности (CaO/(SiO₂+Al₂O₃)). Обозначение: маркеры – номер серии плавов

На рисунку 2 представленны зависимости серопоглотительной способности шлаков стали марочного сортамента СПЦ-3 (подшипниковая и конструкционные марки).

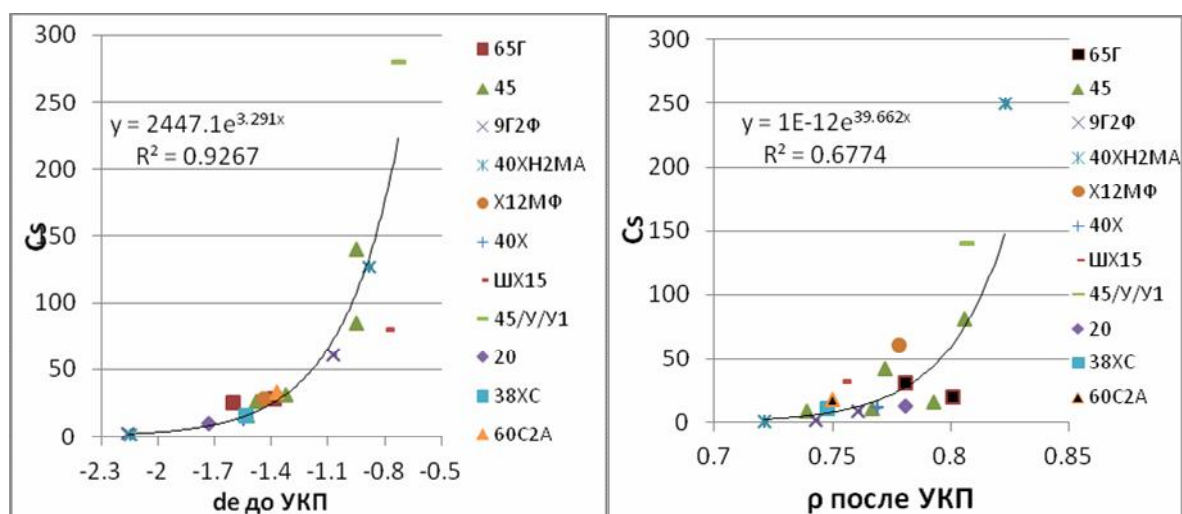


Рисунок 2 - Изменение CS шлака в начале и в конце обработки стали на УКП от интегральных параметров взаимодействия

Как следует из указанных выше зависимостей, эффективность десульфурации стали в начале обработки на УКП в значительной степени лимитируется процессом локализации электронов в направлении связи катион-анион; после обработки величина серопоглотительной способности определяется показателем заполненности катионной подрешетки ρ .

Следует отметить, что шлаковые режимы производства стали марок 45, 65Г, 9Г2Ф, 40ХН2МА, Х12МФ отличаются высокой серопоглотительной способностью ($C_s \geq 100$).

Выявленные зависимости компонентного состава шлаков позволили сформулировать рекомендации по рациональному соотношению компонентов шлака, лимитирующих его серопоглотительную способность, в частности, соотношение $CaO/(SiO_2 + Al_2O_3)$ и $(FeO + MnO)$.

Подготовлены данные для разработки рационального шлакового режима десульфурации на УКП электростали конструкционного и подшипникового сортамента СПЦ-3 ПАО «ДСС».

Выводы

1. Систематизированы данные о составе шлака на разных этапах производства 4-х серий плавок стали ШХ15 и стали конструктивных марок. С использованием физико-химической модели шлаковых расплавов рассчитаны значения интегральных физико-химических параметров и спрогнозированы свойства марганецсодержащих шлаковых систем электросталеплавильного передела применительно к производству стали подшипникового и конструкционного марочного сортамента в условиях ПАО «ДСС»

2. Подготовлены исходные данные для разработки рекомендаций по рациональному шлаковому режиму при рафинировании стали на УКП, учитывающие физико-химические критерии шлака, а также соотношения, характеризующие его основность и окисленность.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Физико-химические свойства рафинировочных шлаков сталеплавильного передела /В.П.Пиптюк, А.Ф.Петров, А.Ф.Хамхотыко и др. // Сб. науч. тр. ИЧМ

НАНУ «Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии». – 2009. – Вып. 20. – С.114-124.

2. Прогнозирование свойств ферросплавов и шлаков на основе моделей структуры расплавов /В.П.Пиптюк, А.Ф.Петров, А.Ф.Хамхотько и др. // Системные технологии. Регион.межвуз. сб. науч. тр. – Днепропетровск. – 2010. - Вып 2(67). – С.44-50.

3. Аналитическая оценка серопоглотительной способности шлаков сталеплавильного передела /Д.Н.Тогобицкая, В.П.Пиптюк, С.В.Греков и др. // Сб. науч. тр. ИЧМ НАНУ «Фундаментальные и прикладные проблемы чёрной металлургии». – 2011. – Вып. 24. - С.136-144.

4. К вопросу оптимального состава шлака десульфуратора трубных марок стали /Д.Н.Тогобицкая, В.П.Пиптюк, В.А.Кондрашкин и др. // Сб. науч. тр. ИЧМ НАНУ «Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии». – 2014. – Вып. 28. - С.170-178.

5. Приходько Э.В. Металлохимия многокомпонентных систем. – М.: Металлургия.- 1995. - 320с.

УДК 669.15'74-198:628.5.001.57

С.П. Шуваев, Ю.И. Коркодол, Л.А. Куцевол, М.И. Гасик, А.В. Жаданос

**ИНТЕГРАЛЬНАЯ ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
ПРОИЗВОДСТВА МАРГАНЦЕВОГО АГЛОМЕРАТА НА
БОАФ И МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ
РАСПРОСТРАНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И
АСПИРАЦИОННЫХ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ВЫБРОСОВ В
ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ**

Анотація Виконано аналіз реалізованого комплексу заходів щодо модернізації технологічного і газоочисного обладнання виробництва марганцевого агломерату на БЗАФ (Богданівська збагачувальна агломераційна фабрика) з заміною гідромеханічної системи очищення газів високоефективною системою сухого очищення з рукавними фільтрами та застарілих нагнітачів імпортними. Викладені результати математичного моделювання розповсюдження пилогазових викидів за розробленою методикою

Ключові слова виробництво марганцевого агломерату, характеристика газоочисного обладнання, математичне моделювання, розповсюдження пилогазових викидів, навколишнє середовище.

Аннотация Выполнен анализ реализованного комплекса мероприятий по модернизации технологического и газочистного оборудования производства марганцевого агломерата на БОАФ (Богдановская обогатительная агломерационная фабрика) с заменой гидромеханической системы очистки газов високоефективной системой сухой очистки с рукавными фильтрами и устаревших нагнетателей импортными. Изложены результаты математического моделирования распространения пылегазовых выбросов по разработанной методике

Ключевые слова производство марганцевого агломерата, характеристика газочистного оборудования, математическое моделирование, распространение пылегазовых выбросов, окружающая среда.

Summary The analysis of realized complex of measures for modernization of technological and gas cleaning equipment for producing manganese agglomerate at the BEAF (Bogdanovska enrichment agglomeration factory) with replacing of hydro-mechanical gas treatment system by high efficiency dry gas cleaning with bag house and outdated compressors by import have been performed. The results of mathematical modeling of gas and dust emissions spreading by the developed technique have been outlined.

Key words producing of manganese agglomerate, characteristic of gas-cleaning equipment, mathematical modeling, dust and gas emissions spreading, environment.

Актуальность исследования

В числе основных задач промышленных предприятий горно-металлургического комплекса Украины является разработка и внедрение IT-технологий, уменьшающих образование пылегазовых выбросов, а также сооружение газоочистных установок на всех технологических стадиях производства металлургической продукции с целью дальнейшего снижения выделения и распространения пылегазовых выбросов в окружающую среду.

Богдановская обогатительно-агломерационная фабрика ПАО «БОАФ» в последнее десятилетие была подвергнута существенной модернизации практически всего

комплекса обогатительного, агломерационного оборудования и газоочистных установок. В настоящее время БОАФ представляет собой мобильное, высокотехнологичное, практически полностью механизированное, автоматизированное и экологически чистое обогатительно-агломерационное предприятие.

В ранее опубликованных наших статьях была представлена общая характеристика обогатительно-агломерационного комплекса оборудования и действующей технологии производства марганцевого агломерата с использованием окисных и карбонатных концентратов, произведенных обогатительными фабриками в составе ПАО «ОГОК». Наряду с этими материалами были изложены принципиальные положения разработанной и в значительной мере реализованной программы поэтапной модернизации газоочистного оборудования, что позволило существенно снизить выбросы твердых пылегазовых веществ в окружающую среду.

Настоящая статья посвящена характеристике природоохранной программы и системы пылегазоочистных установок на всех основных и вспомогательных участках производства марганцевого агломерата на БОАФ, моделированию явлений и процессов распространения пылегазовых образований в том числе и воздействия метеорологических и атмосферных параметров.

В связи с постановкой цели настоящей статьи, анализу распространения выбрасываемых пылегазовых выбросов предшествует краткая характеристика разработанной и внедренной эффективной пылегазоочистной системы при производстве марганцевого агломерата марки АМ-2 на БОАФ.

Краткая характеристика оборудования улавливания и очистки пылегазовых образований при производстве марганцевого агломерата марки АМ-2 на БОАФ

В период 2013-2015 г.г. на БОАФ специалистами ПАО «ОГОК» и института ДЭС проведена значительная работа по внедрению более эффективной системы пылегазоочистки в зоне спекания и зоне охлаждения агломерата с установкой рукавных фильтров ФРИР-7700 и ФРИР-5000. Проведена замена действовавших устаревших двух нагнетателей на новые нагнетатели типа DHRV-35-1400/К фирмы «Venti Oelde» (Германия) в зоне спекания и ДН-26х2Ф поставки ЗАО «РУВЕН» в зоне охлаждения. Установка нового нагнетателя на ФРИР-7700 позволила заменить устаревшую систему пылегазоочистки в зоне спекания на более эффективную с использованием искрогасителя ЦГ-450 и рукавного фильтра ФРИР-7700 [1].

Введение в эксплуатацию более мощного нагнетателя DHRV-35-1400/К позволило достигать разрежения в коллекторе отходящих газов до 12-14 кПа. В связи с этим появилась возможность увеличить доленое участие мелких марганцевых концентратов крупностью 1,0-0 мм в концентратной шихте с 5% до 20%. Ниже на рис. 2 приведена современная аппаратно-технологическая схема производства марганцевого агломерата и схема пылегазоочистных установок на БОАФ после существенной модернизации всего комплекса обогатительного, агломерационного и пылегазоочистного оборудования.

Установка нового нагнетателя ДН-26х2Ф в зоне охлаждения ФРИР-5000 позволила уйти от существующей низкоэффективной гидромеханической очистки газа и применить высокоэффективный рукавный фильтр ФРИР-5000 с сухой выгрузкой пыли в концентратную шихту.

Внедрение системы пылегазоочистки с возвратом уловленной пыли непосредственно в шихту, позволило снизить удельный расход марганцевого концентрата с 1,44 т/т до 1,422 т/т агломерата и уменьшить потери марганцевого концентрата в пересчете на марганец при производстве агломерата с 3% до 1,7% [1].

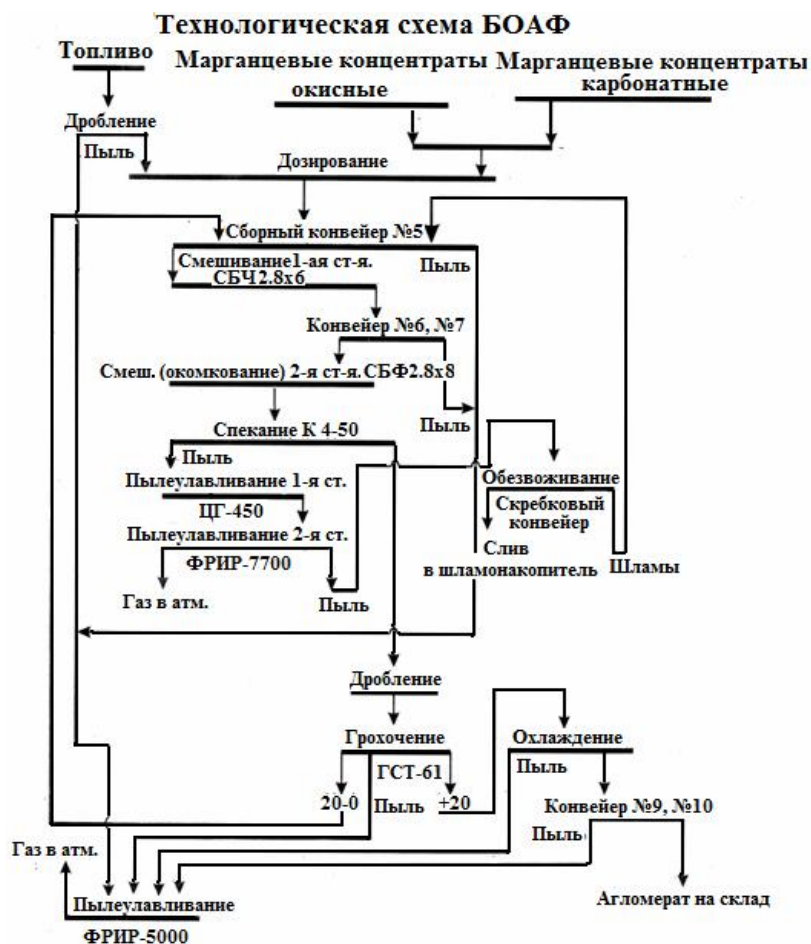


Рисунок 1 – Современная аппаратно-технологическая схема производства марганцевого агломерата и система пылегазоочистных установок на «БОАФ» ПАО «ОГМК»

Ниже в табл. 1 приведены сравнительные данные технологических показателей производства марганцевого агломерата до и после внедрения новой пылегазоочистки на БОАФ.

Таблица 1

Сравнительные показатели производства марганцевого агломерата на БОАФ до внедрения (2014 г.) и после внедрения (2015 г.) пылеочистки при спекании и охлаждении агломерата [1]

Показатели	До внедрения новой ПГОУ (2014 г.)			После внедрения новой ПГОУ (2015 г.)			Отклонение факта до и после внедрения +/-
	план	факт.	откл.	план	факт.	откл.	
Производство агломерата, тыс. тонн	325	287,06	-37,94	242	195,04	-46,96	-
Удельный расход концентрата, т/т агломерата	1,482	1,44	-0,042	1,48	1,422	-0,058	-0,018
Потери марганца при производстве агломерата	4,00	3,08	-0,92	4,00	1,67	-2,33	-1,41

Начиная с 2012 года, на БОАФ освоено производство мелкозернистых оксидных концентратов путем обогащения шламов шламохранилищ ОГОК обогатительных фабрик БОАФ. Отработана технология агломерации марганцевых концентратов с использованием мелкозернистых концентратов крупностью 0-1 мм в составе агломерационной шихты с максимально возможным долевым участием. При промышленном освоении этой важной технологии с вовлечением в производство обогащенных шламов техногенных хвостохранилищ существенное внимание было уделено вопросам улавливания и очистки пылегазовых образований на всех стадиях производства марганцевого агломерата.

Экологическая характеристика Богдановской агломерационной фабрики

Основными компонентами, которые поступают в атмосферу при агломерации марганцевых руд, являются марганец и его соединения, прочие взвешенные вещества, оксид углерода, оксиды азота, сернистый ангидрид [2]. С целью сокращения антропогенного воздействия на окружающую среду на БОАФ установлены, как отмечено выше, современные фильтры ФРИР-7700 и ФРИР-5000 конструкции [ГП УкрНТЦ "Энергосталь"](#), обеспечивающие высокую уровень очистки (табл. 2). Прошедшие очистку газы выбрасываются из вытяжной башни высотой 100 м и диаметром 4,2 м [1].

Таблица 2

Мощность пылегазовых выбросов из вытяжной башни по компонентам и данные о ПДК вредных веществ со ссылкой на экологические нормативы Украины [1]

Наименование веществ	Разрешены			До уст. фильтров		После уст. фильтров	
	мг/м ³	г/с	Нормативный документ	мг/м ³	г/с	мг/м ³	г/с
MnO ₂	5	1,247	Приказ Минприроды №309 от 27.06.06	5,2	0,93	1,65	0,29
Пыль	10	-	Приказ Минприроды №671 от 21.12.12	19	3,4	5,9	0,98
CO	5499	-		5452	975	4996	923,6
NO _x	170	-		168,9	30,2	94,3	17,43
SO ₂	280	-		39,8	7,12	0,9	0,16

Таким образом, установленная система сухой газоочистки обеспечивает выполнение предприятием экологических нормативов Украины. Вместе с тем, подписание соглашения с Европейским союзом об ассоциированном членстве накладывает на наше государство обязательство привести экологические нормативы в соответствии с европейскими нормами. Сравнительный анализ экологических норм ЕС и Украины представлен в табл. 3.

Анализ данных таблицы показывает, что в более жесткие нормы на выбросы CO, SO₂, NO_x (по сравнению ЕС). При этом в ЕС более жесткие нормативы на выбросы недифференцированной пыли и соединений марганца. В Европейском союзе в соответствии с рекомендацией Европейского регионального бюро Всемирной организации здравоохранения [7] по пыли принят стандарт PM₁₀, согласно которому пыль с частицами размером менее 10 мкм независимо от ее химического состава является высокотоксичной, так как глубоко проникает в дыхательные пути человека, приводя к их заболеванию.

Таблиця 3

Сравнительные требования по приземным ПДК в населенных пунктах в Украине и Европейском союзе [3-6]

Загрязняющее вещество	Время осреднения	Украина, мг/м ³	ЕС, мг/м ³
CO	30 мин.	5	-
	8 часов	-	10
	24 часа	3	-
NO _x	30 мин	0,085	-
	1 час	-	0,2 не должна быть превышена более чем 18 раз за год
	24 часа	0,04	0,125 не должна быть превышена более чем 3 раза за год.
	Средняя за год	-	0,04
SO ₂	30 мин	0,5	-
	1 час	-	0,350 не должна быть превышена более чем 24 раз за год
	24 часа	0,05	0,125 не должна быть превышена более чем 3 раза за год.
	Средняя за год	-	0,02
MnO ₂	30 мин	0,01	-
	24 часа	0,001	-
	Средняя за год	-	0,00015
Пыль недифф.	24 часа	0,15	0,05 не должна быть превышена более чем 3 раза за год
	Средняя за год	-	0,02
PM ₁₀	30 мин.	-	-
	24 часа	-	0,05 не должна быть превышена более чем 3 раза за год
	Средняя за год	-	0,02

С использованием спектрального, химического, петрографического и рентгеноструктурного анализов авторами [8] выполнен вещественный анализ состава марганецсодержащей пыли газоочистки аспирационных систем при агломерации марганцевых руд и выплавке марганцевых ферросплавов. Выполненные исследования [8] позволили определить химический (табл. 4) и дисперсный (табл. 5) состав пыли, образующейся при агломерации марганцевых руд выплавке марганцевых ферросплавов.

Таблиця 4

Химический состав пыли, образующейся при агломерации марганцевых руд и выплавке марганцевых ферросплавов

SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	сажа	п.п.п
9,8	5,65	6,5	10,7	1,6	43	0,06	0,63	22,06

Таблиця 5

Дисперсный состав пыли, образующейся при агломерации марганцевых руд и выплавке марганцевых ферросплавов

Размер, мкм	50-250	10-50	5-10	2-5	1-2	<1
%	1,7	16,4	15,6	23,3	15,2	27,3

Поэтому, несмотря на достигнутые успехи в вопросах защиты окружающей среды на БОАФ необходимо оценить насколько выполненная модернизация системы улавливания пылегазовых выбросов соответствует нормативам Европейского союза. И, в случае необходимости, продолжить внедрение мероприятий по улучшению экологических показателей.

**Математическая модель процесса распространения
аспирационных пылегазовых образований**

Процесс распространения газовых выбросов включает в себя несколько взаимосвязанных составляющих: диффузионный фактор, фактор ветровой нагрузки (который отражает направленное перемещение газовых выбросов силой ветра; в отличие от диффузии, которая в отсутствие других причин создает симметричное по всем направлениям поле концентраций, ветровая нагрузка распределена неравномерно как по направлению, так и по времени); химический фактор (который характеризует интенсивность воздействия каждого компонента выбросов с компонентами атмосферы) [9, 10] (рис. 2).

Известны два подхода в математическом моделировании процесса распространения загрязняющих веществ в приземном слое атмосферы [11]. Первый из них основан на решении уравнения турбулентной диффузии и получил развитие в основном в государствах СНГ. Этот подход позволяет исследовать задачи с источниками пылегазовых выбросов разного типа (различными граничными условиями, характеристиками среды). Численные решения уравнения атмосферной диффузии с различными граничными условиями в дальнейшем были приняты в качестве основы инженерной модели, выполненной в Главной геофизической обсерватории им. А.И. Воейкова и принятой в качестве нормативного документа ОНД-86 [12].

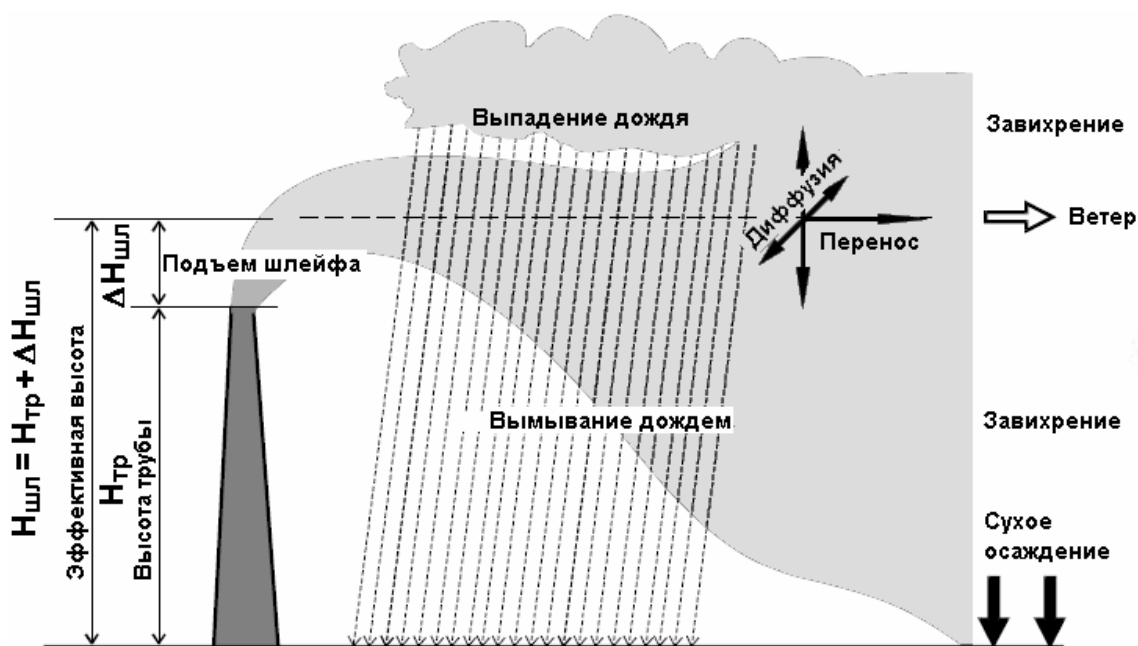


Рисунок 2 – Рассеивание загрязняющих веществ, выбрасываемых в атмосферу [10]

Второй подход, использующий эмпирико-статистический метод, в основном получил развитие в Европе и США. Соответствующие ему математические модели называются «гауссовыми». Они описываются плотностью распределения Гаусса. Эта методика рекомендована Агентством по охране окружающей среды США для проведения расчетов, носящих нормативный характер. Преимуществом методики Гаусса является ее сравнительно высокая точность при достаточно простой параметризации влияющих на рассеяние примесей факторов, а также возможность подстройки эмпирических параметров с учетом специфики конкретного источника пылегазовых выбросов [11].

Поэтому наиболее целесообразно для решения поставленной в настоящей работе задачи использовать модели рассеивания Гаусса. Концентрация загрязнений, выбрасываемых из точечного источника, описывается уравнением (1) [12].

$$c(x,y,z) = \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot u_{\text{Ншл}} \cdot \sigma_y(x) \cdot \sigma_z(x)} \cdot \exp\left(-\frac{y^2}{2 \cdot \sigma_y^2(x)}\right) \cdot \left\{ \exp\left(-\frac{(z-H_{\text{шл}})^2}{2 \cdot \sigma_z^2(x)}\right) + \exp\left(-\frac{(z+H_{\text{шл}})^2}{2 \cdot \sigma_z^2(x)}\right) \right\} \quad (1)$$

где $c(x, y, z)$ – концентрация выбрасываемого вещества в точке с координатами x, y, z , мг/м³; Q – мощность непрерывного источника, мг/с; $u_{\text{Ншл}}$ – скорость ветра на высоте Ншл, м/с; x – расстояние от источника, м; y – поперечное расстояние от оси шлейфа, м; z – высота над поверхностью земли, м (рис. 2); Ншл – конечный подъем шлейфа над землей (эффективная высота подъема шлейфа), м, $\sigma_y(x), \sigma_z(x)$ – стандартные отклонения рассеивания по осям y, z .

В уравнении (1) принимается допущение, что направление ветра совпадает с направлением оси Ox , а начало координат находится в основании источника (трубы) (рис. 3).

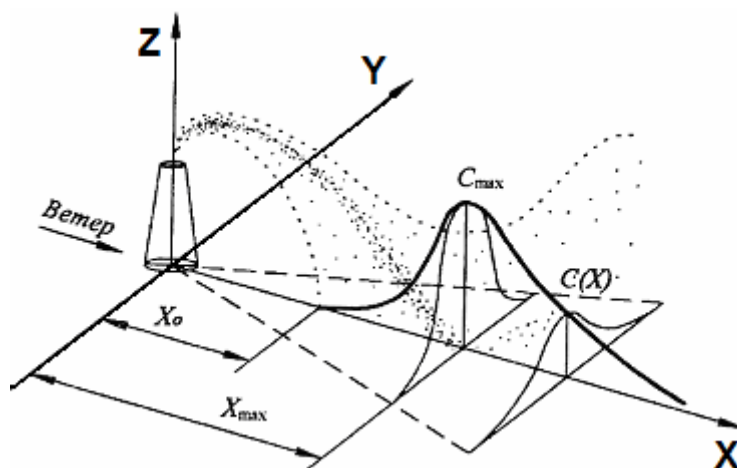


Рисунок 3 – Распространение газовых выбросов от точечного источника [14]

Существует несколько частных случаев моделей Гаусса, которые отличаются между собой способами функционального описания σ_y, σ_z . Одной из наиболее распространенных моделей является модель Пасквилла-Гиффорда, которая применяется для оценки загрязнений в радиусе 10 км от источника выбросов [15]. Значения стандартных отклонений σ_y, σ_z зависят от шести классов устойчивости атмосферы А-Ф – классов Пасквилла, которые позволяют учитывать различные метеорологические условия [16].

Таблица 6

Классы устойчивости атмосферы по Пасквиллу [16]

Скорость ветра, м/с	Классы устойчивости атмосферы А-Ф				
	Дневное время.			Ночное время.	
	Уровень солнечного освещения			Облачность	
	Сильный	Средний	Слабый	> 50%	< 50%
<2	А	А-В	В	Е	Ф
2-3	А-В	В	С	Е	Ф
3-5	В	В-С	С	Д	Е
5-6	С	С-Д	Д	Д	Д
>6	С	Д	Д	Д	Д

Пасквиллом и Гиффордом [16] предложены следующие уравнения для определения σ_y , σ_z :

$$\sigma_y = 456,12 \cdot x \cdot \tan\{0,0175[n-d \cdot \ln(x)]\}, \quad (2)$$

$$\sigma_z = a \cdot x^b, \quad (3)$$

где σ_y, σ_z – стандартные отклонения, м; x – расстояние от источника выброса, км; a, b, n, d – эмпирические коэффициенты, зависящие от классов устойчивости атмосферы [16].

Скорость ветра на эффективной высоте (т.е. Ншл) источника выбросов $u_{Ншл}$ рассчитывается из выражения:

$$u_{Ншл} = u \cdot \left(\frac{H_{тр}}{h_z} \right)^p \quad (4)$$

где $H_{тр}$ – высота источника выбросов, м; h_z – высота замера приземной скорости ветра (обычно 10 м); p – эмпирический коэффициент, зависящий от классов устойчивости атмосферы и типа местности [16].

Эффективная высота подъема шлейфа Ншл над землей зависит от классов устойчивости атмосферы А-Ф и расстояния от источника выбросов. Для классов устойчивости А-Д этот параметр определяется следующим образом [15]:

$$H_{шл} = H' + 1,6 \cdot \frac{F_b^{1/3} \cdot x_{\max}^{1/3}}{u_{Ншл}} \quad \text{при } x < x_{\max} \quad (5)$$

$$H_{шл} = H' + 1,6 \cdot \frac{F_b^{1/3} \cdot x^{1/3}}{u_{Ншл}} \quad \text{при } x \geq x_{\max}$$

где H' – модифицированная высота источника выбросов, м; F_b – параметр Бриггса; x_{\max} – расстояние достижения максимальной концентрации, м.

$$F_b = g \cdot \omega_0 \cdot D^2 \cdot \left(\frac{T_s - T_a}{4T_s} \right), \quad (6)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с²; ω_0 – скорость выхода газов из источника выбросов, м/с; D – диаметр устья источника выбросов, м; T_s – температура газов, выбрасываемых в атмосферу, °С; T_a – температура окружающего воздуха, °С.

Модифицированная высота источника выбросов зависит от скорости ветра на эффективной высоте источника выбросов и скорости истечения газов из трубы

$$H' = H + 2 \cdot D \cdot \left(\frac{\omega_0}{u_{Ншл}} - 1,5 \right) \quad \text{если } \omega_0 < 1,5 \cdot u_{Ншл} \quad (7)$$

$H' = H$ в остальных случаях

Зная значение параметра Бриггса можно также определить расстояние от источника выбросов, на котором достигается максимальная концентрация вредного вещества.

$$x_{\max} = 49 \cdot F_b^{5/8} \text{ если } F_b < 55 \quad (8)$$

$$x_{\max} = 119 \cdot F_b^{2/5} \text{ } F_b \geq 55$$

Если $1,84 \cdot u_{H_{\text{шл}}} \geq x_{\max}$ методика расчета Ншл для классов устойчивости Е, F проводится, как описано выше для классов А-Д. В случае невыполнения условия эффективная высота источника определяется из выражения

$$H_{\text{шл}} = H' + 2,4 \cdot \left(\frac{F_b}{u_{H_{\text{шл}}} \cdot s} \right)^{1/3} \quad (9)$$

где s – коэффициент стабильности

$$s = g \cdot \frac{\partial \Theta / \partial z}{T_a} \quad (10)$$

По данным [16] $\partial \Theta / \partial z$ для класса стабильности Е равен 0,02 К/м, для F – 0,035 К/м.

Моделирование и анализ результатов

Выполнено моделирование распространения пылегазовых выбросов в зоне влияния Богдановской агломерационной фабрики. Ниже в качестве примера приведены поле приземных концентраций оксидов марганца (в пересчете на MnO_2), образующееся при пылегазовых выбросах из 100 м трубы предприятия (рис. 4).

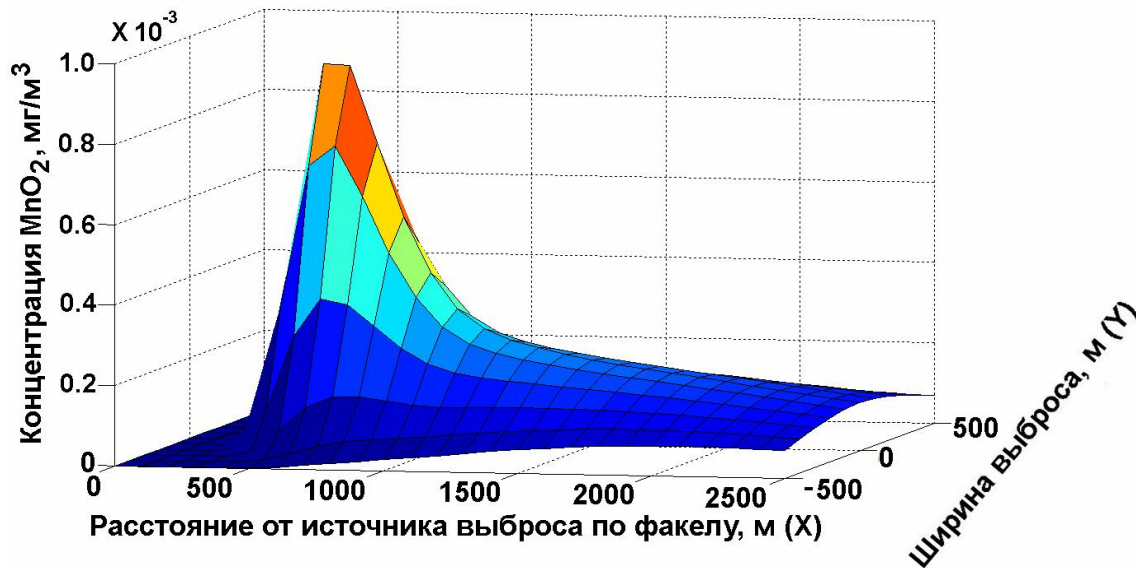


Рисунок 4 – Изменение приземной концентрации соединений марганца после внедрения фильтров (в пересчете на MnO_2) при выбросе из трубы $H_{\text{тр}} = 100$ м, $D = 4,2$ м при следующих начальных условиях: ($Q = 0,29$ г/с, $\omega_0 = 13,35$ м/с, $u = 2$ м/с, $T_s = 80^\circ\text{C}$; $T_a = 20^\circ\text{C}$, день, ясная погода)

Результаты расчетов хорошо согласуются с данными стационарных постов наблюдения г. Орджоникидзе, которые находятся на расстоянии 500-3000 м от источника выбросов.

Выводы

1. Выполнен анализ реализованной программы комплексных мероприятий по модернизации технологического и газоочистного оборудования производства марганцевого агломерата с заменой гидродинамической системы очистки

пылегазовых образований высокоэффективной системой сухой очистки пылегазовоздушной смеси в рукавных фильтрах и устаревших нагнетателей импортными.

2. Произведен анализ экологической характеристики агломерационного оборудования и систем улавливания и очистки пылегазовых образований на стадии спекания и охлаждения агломерата в том числе и при получении агломерата с использованием наряду с окисными и карбонатными концентратами тонкозернистого концентрата мокрого магнитного обогащения шлаков техногенного Свиначевского хвостохранилища.

3. Разработана наиболее приемлемая для условий работы фабрики в режиме агломерации марганцевых концентратов методика оценки распространения пылегазовых выбросов Богдановской агломерационной фабрики из вытяжной колонны высотой 100 м и диаметром 4,2 м. В результате численного моделирования установлено, что концентрация соединений марганца в зоне влияния предприятия не превышает ПДК 0,001 мг/м³. Максимальная приземная концентрация соединений на расстоянии 500 м от источников выбросов составляет 0,0085 мг/м³ (0,85 ПДК). На расстояние 2,5 км от источников пылегазовых выбросов концентрация соединений марганца снижается до 0,0001 мг/м³ (0,1 ПДК).

4. Разработанная модель, базирующаяся на математических соотношениях, имеющая фундаментальную составляющую, позволяет в зависимости от метеорологических условий прогнозировать распространение других твердых и газообразных компонентов и оценивать эффективность создаваемых и внедряемых природоохранных мероприятий по снижению антропогенной нагрузки на окружающую среду работающих предприятий горно-металлургического комплекса.

5. С учетом постепенной гармонизации природоохранного законодательства Украины с нормативами Европейского Союза рекомендуется продолжить усовершенствование систем газоочисток предприятия и дальнейшее внедрение природоохранных программ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Шуваев С.П. Модернизация агломашины, аглооборудования, совершенствование технологии производства марганцевого агломерата и внедрение новых пылеочистных установок на БОАФ / С.П. Шуваев, В.И. Бондарец, Л.А. Куцевол // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2016. – № 1. – С. 34-39.
2. Гасик М.И. Марганец. / М.И. Гасик. – М.: *Металлургия*, 1992. – 608 с.
3. Максименко Ю.Л. Оценка воздействия на окружающую среду и разработка нормативов ПДВ: [справ. изд.]. / Ю.Л. Максименко, И.Д. Горкина, В.Н. Шаприцкий. – М.: “СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ”, 1999. – 480 с.
4. Рекомендации по разработке проектов санитарно-защитных зон промышленных предприятий, групп предприятия. - М.: РЭФИА, 1998. – 86 с.
5. Система стандартов безопасности труда. Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности: ГОСТ 12.1.007-76 (межгосударственный стандарт). – М.: Государственный комитет СССР по стандартам, 1976 (переиздан межгосударственным совет по стандартизации, метрологии и сертификации, 1999). – 4 с.

6. Directive 2008/50/EC of the European Parliament and of the Council of 21 May 2008 on ambient air quality and cleaner air for Europe — <http://eur-lex.europa.eu/LexUriServ/LexUriServ.do?uri=OJ:L:2008:152:0001:0044:EN:PDF>).
7. Воздействие взвешенных частиц на здоровье. Значение для разработки политики в странах Восточной Европы, Кавказа и Центральной Азии. UN City, Marmorvej 51, DK-2100 Copenhagen III, Denmark, 2013 – 35 стр.
8. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов: коллективная монография [под редакцией к.т.н. Куцина В.С. и д.т.н. Гасика М.И.] / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А. Гладких, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак, О.И. Поляков. – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2011. – 508 с.
9. Максименко Ю.Л. Оценка воздействия на окружающую среду и разработка нормативов ПДВ: [справ. изд.] / Ю.Л. Максименко, И.Д. Горкина, В.Н. Шаприцкий – М.: “СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ”, 1999. – 480 с.
10. Замай С.С. Модели оценки и прогноза загрязнения атмосферы промышленными выбросами в информационно-аналитической системе природоохранных служб крупного города: [учеб. пособие]. / С.С. Замай, О.С. Якубайлик. – Красноярск: Красноярский государственный университет, 1998. – 109 с.
11. Сравнительный анализ некоторых математических моделей для процессов распространения загрязнений в атмосфере. И.В. Белов, М.С. Беспалов, Л.В. Клочкова [и др.]. // Матем. моделирование. 1999. – Т. 11, № 7. – С. 52–64.
12. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. ОНД-86. - Л.: Гидрометеопиздат, 1987. – 93 с.
13. Куцин В. С. Анализ процессов образования и распространения пылегазовых выбросов при агломерации марганцевых концентратов и выплавке ферросплавов на основе математического моделирования и экспериментальных данных / В.С. Куцин, А.В. Жаданос, М. И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2011. – № 4. – С. 28-32.
14. Вишнякова К.В. Анализ воздействия атмосферных факторов на распространение газовых выбросов с целью прогноза степени риска в зоне влияния металлургического предприятия: Автореф. дисс...канд. техн. наук. – М.: 2011. – 28 с.
15. Milton R. Beychok. Fundamentals of Stack Gas Dispersion: [4th ed.]. – Newport Beach, CA:, 2005. – 201 p - ISBN 0964458802.
16. Pasquill F. Atmospheric dispersion parameters in gaussian plume modeling: [part II. Possible Requirements for Change in the Turner Workbook Values]. / F. Pasquill // EPA-600/4-76-030b, U.S. Environmental Protection Agency, Research Triangle Park, North Carolina 27711 – 1976.

АНАЛИЗ РАСТВОРИМОСТИ УГЛЕРОДА В ТРОЙНОЙ СИСТЕМЕ Mn-Si-C

Анотація. Досліджено зв'язок між вмістом вуглецю та кремнію в сплавах системи Mn-Si-C при вуглецевотермічному відновленні системи CaO-MnO-SiO₂. Отримано квадратичні рівняння парної кореляції, що дозволяє визначити рівноважну концентрацію вуглецю в сплавах системи Mn-Si-C. Проведено дослідження металографії зразків промислового ферросилікомарганцю.

Ключові слова: ферросилікомарганець, співвідношення, кремній, вуглець, рівняння парної кореляції, структурний аналіз.

Аннотация. Исследована связь между содержанием углерода и кремния в сплавах системы Mn-Si-C при углеродотермическом восстановлении системы CaO-MnO-SiO₂. Получены квадратичные уравнения парной корреляции, что позволяет определить равновесную концентрацию углерода в сплавах системы Mn-Si-C. Проведены исследование металлографии образцов промышленного ферросиликомарганца.

Ключевые слова: ферросиликомарганец, соотношение, кремний, углерод, уравнение парной корреляции, структурный анализ.

Annotation. The relation between carbon and silicon content in alloys of Mn-Si-C system during carbothermal reduction of CaO-MnO-SiO₂ system has been studied. Quadratic equation of pair correlation was obtained, that allows to calculate the equilibrium concentration of carbon in the alloys of the Mn-Si-C system. Metallography researches of industrial ferrosilicomanganese samples has been conducted.

Keywords: errosilicomanganese, relation, silicon, carbon, pair correlation, structural analysis.

Введение

Растворимость углерода в системе Mn-Si-C обусловлена в первую очередь формированием карбидов и силицидов марганца. Согласно диаграмме равновесного состояния в системе Mn-C (рис. 1) образуется несколько карбидов, наиболее вероятным из которых согласно [1-4] является Mn₂₃C₆, Mn₃C, Mn₅C₂, Mn₇C₃ с содержанием в них углерода 5,4%, 6,77%, 8,03% и 8,57% соответственно. При этом содержание углерода в сплаве растет с повышением температуры. В системе Mn-Si (рис.2) предполагается существование семи соединений. Однако, наиболее полно изучены четыре [1-4]: Mn₃Si, Mn₅Si₃, MnSi, MnSi_{1,7}, теплоты образования которых равны 17,0; 24,85; 30,5; и 28,15 кДж/моль, соответственно.

Поскольку в ферросилікомарганце присутствують одночасно вуглерод і кремній, поэтому целесообразнее всего рассматривать тройную систему Mn-Si-C. Полная диаграмма фазовых равновесий данной системы отсутствует, однако изучению равновесия в этой системе уделено много внимания отечественными и зарубежными учеными [1-6]. В промышленных сплавах ферросилікомарганца в зависимости от марки сплава может содержаться до 15-20% железа при 65% марганца. На рис.3. представлен марганцевый угол тройной диаграммы [Mn,Fe]-Si-C при отношении % Mn/% Fe = 4 [4]. Обращает внимание наличие областей существования железомарганцевых силикокарбидов [Mn,Fe]₁₇Si₄C₃, Mn₅Si₃C_x в равновесии с графитом и силикокарбида марганца Mn₅Si₃C в

равновесии с SiC. Положение изотерм растворимости углерода в расплавах системы [Mn,Fe]-Si-C при %Mn:%Fe = 4:1 свидетельствует о том, что с понижением температуры равновесное содержание углерода снижается и процесс сопровождается выделением графита или карбида кремния [5]. Граница равновесия карбосилицидных фаз и расплавов системы Mn-Fe-Si-C с графитом и SiC представлена на рис.3 ломанной линией.

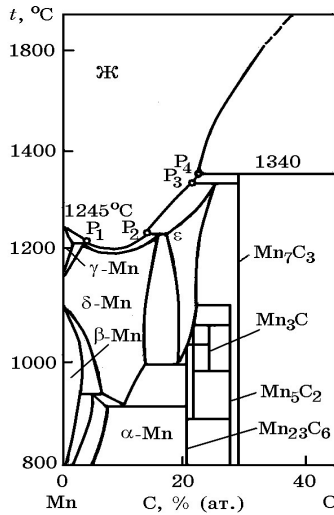


Рисунок 1 – Диаграмма равновесного состояния системы Mn-C

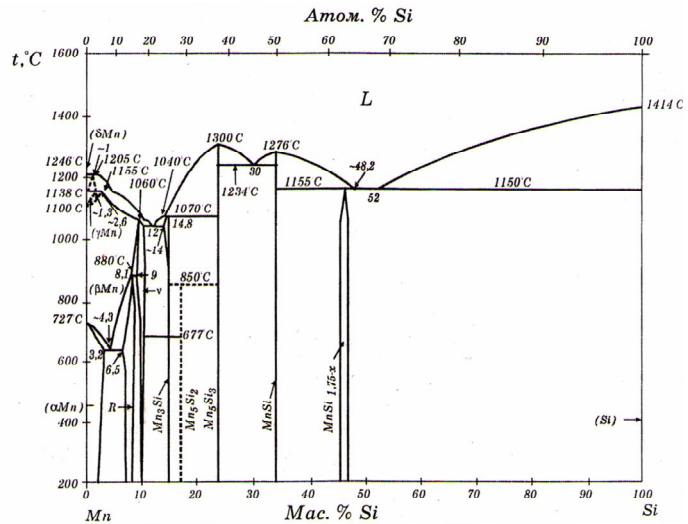


Рисунок 2 – Диаграмма равновесного состояния системы Mn-Si

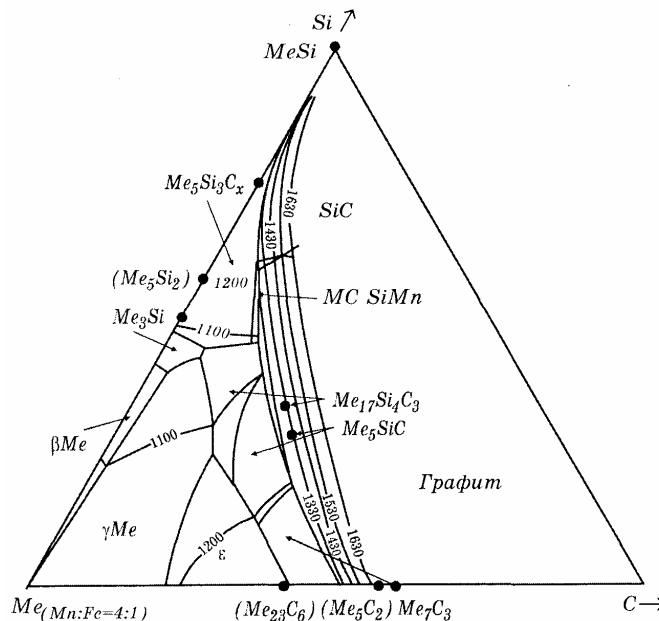


Рисунок 3 – Фазовые равновесия в марганцевом угле диаграммы Me(Mn:Fe=4:1)-Si-C с указанием областей состава сплавов в равновесии с SiC и графитом (INFACON-96); изотермы в °C

Исследование связи между содержанием углерода и кремния в сплавах системы Mn-Si-C

Нами исследовано значительное количество собственных экспериментальных данных, а также данные различных авторов по соотношению содержания углерода и кремния в равновесных сплавах. Результаты математической обработки [7-9] этих данных представлены на рис.4.

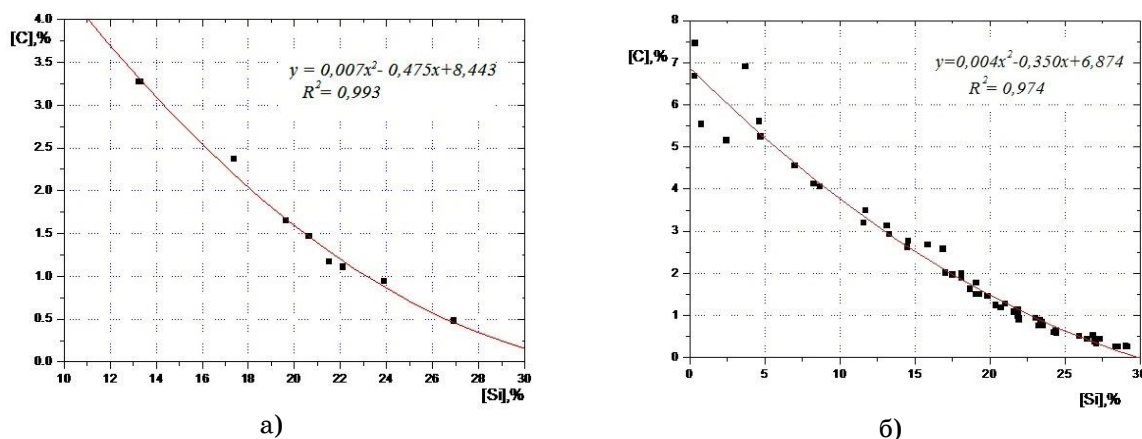


Рисунок 4 – Связь между содержанием углерода ($[C], \%$) и кремния ($[Si], \%$) в металле $Mn - Si - C$ при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$ при:
а) $1600^\circ C$; б) $1550^\circ C$

Получены квадратичные уравнения парной корреляции, характеризующие связь между содержанием углерода и кремния в сплавах системы $Mn-Si-C$ при различной температуре. Надежность и значимость полученных уравнений характеризуется высоким значением коэффициента детерминации R^2 на уровне $0,97$, который характеризует не только вероятность возможности связи между функцией и аргументом, но и подтверждает ее высокую надежность [8]. Это позволяет с использованием одного из параметров парной связи $C-Si$ находить другой с высокой степенью обоснованности полученных результатов. По полученным в уравнениях парной корреляции значениям свободных членов соответственно $6,874$ при $1550^\circ C$ и $8,443$ при $1600^\circ C$ можно судить о максимальном содержании углерода при нулевом значении кремния, т.е. в предельном карбиде марганца, который будет наиболее стабилен при данной температуре. Согласно уравнению, описывающему кривую ликвидус в мольных процентах [3]:

$$\lg[\%C]_{\text{мол}} = \frac{-375}{T} - 0,0374 \quad (1)$$

нами рассчитаны его весовой процент с использованием выражения:

$$[C], \% \text{ вес} = \frac{[C]_{\% \text{ мол}} \cdot M_C}{[C]_{\% \text{ мол}} \cdot M_C + [Mn]_{\% \text{ мол}} \cdot M_{Mn}} \cdot 100 \quad (2)$$

Рассчитанные нами температуры по данным [3], а также результаты собственных исследований с учетом свободного коэффициента в уравнениях регрессии приведены ниже.

Таблица 1

Сравнительные результаты содержания углерода в сплавах системы $Mn-C$.

Параметр	Температура, $^\circ C$						Примечание
	1350	1400	1450	1500	1550	1600	
$[C], \% \text{ вес}$	6,64	7,39	7,53	7,68	7,82	7,92	[2]
$[C], \% \text{ вес}$	7,53	7,53	7,82	8,00	8,25	8,63	[3]
$[C], \% \text{ вес}$	-	-	-	-	6,874	8,443	н.р.*

* н.р. – настоящая работа.

Как видно из приведенных данных результаты расчета по ликвидусным кривым при 1550°C несколько завышены. Это вполне объяснимо, т.к. ликвидусная кривая описывает состав с максимальным содержанием углерода в марганце. Полученные нами данные позволяют заключить, что реальные расплавы Mn-C представляют собой гетерогенную смесь свободного углерода и карбидов с различным предельным содержанием углерода. Так сплав Mn-C, содержащий 8,00% C при 1500°C может быть представлен несколькими карбидами в определенном соотношении и свободным углеродом. Как видно из диаграммы состояния системы Mn-C предельный карбид Mn_7C_3 с содержанием 8,57% C может существовать при температуре 1340°C с дальнейшим разложением на две составляющие – карбидную и углеродистую фазы.

Содержание углерода, представленное свободным членом уравнений регрессии полученными нами, несколько ниже данных [2,3]. Это хорошо объясняет тот факт, что уравнению ликвидусной кривой соответствует массовое количество углерода, которое не соответствует предельному карбиду Mn_7C_3 с содержанием 8,57% C, а углерод, как указывалось ранее, представлен в виде карбида и свободного углерода.

Таким образом, полученные уравнения квадратичной парной корреляции позволяют с высокой степенью вероятности предсказать не только предполагаемое содержание углерода в расплаве по содержанию кремния, но и температурные условия процесса. Для сплава Mn-Si-C с содержанием 16-20% Si содержание углерода колеблется от 2,2% до 1,5% для 1550°C и 2,6% – 1,8% для 1600°C. Повышенное или пониженное содержание углерода в сплаве свидетельствует о температурных условиях процесса.

Для определения структурных составляющих нами исследованы образцы промышленного ферросиликомарганца марки MnC17 следующего состава:

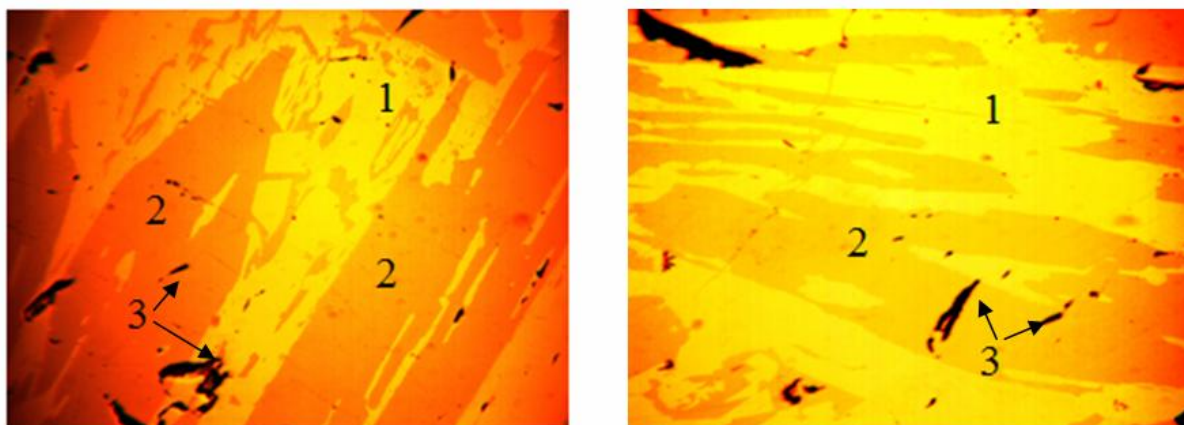
Содержание, %	Mn	Fe	Si	C	P	S
Сплав 1	68,2	12,9	16,7	1,5	0,25	0,01
Сплав 2	73,0	8,6	16,1	1,7	0,27	0,01

Исследование металлографии образцов сплава проводили методом оптической микроскопии с помощью инвертированного фотомикроскопа отраженного света «НЕОРНОТ 21». Выявлено, что ферросиликомарганец представлен в основном двумя фазами (рис.5) «темной» и «светлой», с включениями графита, который наблюдается в виде вытянутых пластин черного цвета. При анализе химизма восстановительных реакций выплавки ферросиликомарганца с различным содержанием кремния следует иметь в виду экспериментально подтвержденный факт, что до концентрации кремния 23,5% равновесной фазой является графит, при большей – только карбид кремния [5].

«Светлая» и «темная» фазы характеризуются как комплексные железомарганцевые силикокарбидные составляющие, различающиеся дифракционными характеристиками, которые зависят от химического состава фазы.

Учитывая данные работы [10] следует, что «светлая» фаза (рис.6, табл.2) является низкокремнистой и в ней повышенное содержание железа, а «темная» - высококремнистая фаза имеет низкое содержание железа.

Несмотря на кажущуюся идентичность микроструктуры сплавов с различным содержанием железа (рис.5) микротвердость «светлой» и «темной» фаз образца ферросиликомарганца с повышенным содержанием железа составила 1180 и 1007 кг/см² соответственно, а микротвердость фаз образца ферросиликомарганца с 73,0% Mn, и 8,6% Fe составила соответственно 1147 и 924 кг/см², что согласуется с ранними исследованиями [11]. Таким образом, добавка железа повышает количество «светлой» фазы и улучшает механические свойства, что должно оказывать положительное влияние на выход годной фракции при формировании товарной партии сплава.



а) - MnC17 (8,6% Fe) x200 б) - MnC17 (12,9% Fe) x200
Рисунок 5 – Структура сплава MnC17: 1 - светлая фаза, 2 - темная фаза, 3 - графит

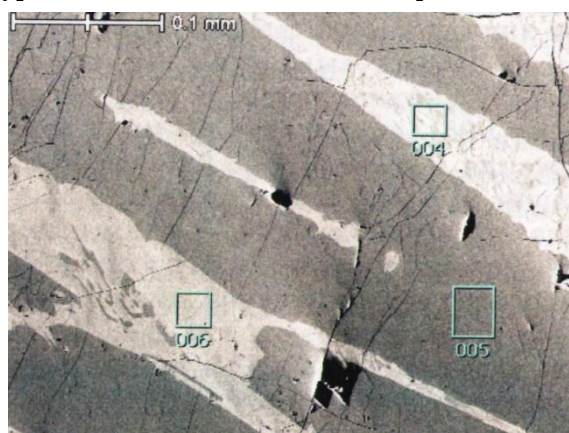


Рисунок 6 – Места анализа аншлифа (отмечено прямоугольниками) исследуемого образца MnC17 методом РСМА

Таблица 2

Химический состав микроучастков исследуемого ферросиликомарганца марки MnC17

Микроучасток	C	Al	Si	P	S	Ca	Ti	Mn	Fe	Всего, %
004	1,78	0,12	12,83	2,7	0	0	0	72,54	10,03	100
005	0,85	0,06	22,69	0,22	0,02	0,04	0,24	67,52	8,36	100
006	2,62	0	10,03	0,18	0	0,01	0,008	78,93	8,16	100

Рентгеновские дифракционные данные образцов сплава получены на автоматическом дифрактометре ДРОН-2,0М³⁰ (геометрия Брэгга-Брентано, $\theta/2\theta$ сканирование; Fe K α -излучение, интервал углов 2θ $20,000 \leq 2\theta \leq 122,000^\circ 2\theta$, шаг сканирования – $0,050^\circ 2\theta$; время сканирования - 3 сек/шаг). Образцы в виде порошков, растёртых из цельных кусков в агатовой ступке, закреплялись в кювете поверхностью к первичному пучку, выводились на ось гониометра и вращались вместе с кюветой в процессе съёмки. Рентгеновский фазовый анализ (РФА) проведен с помощью пакетов программ PowderCell (версия 2.4) и STOE WinXPOW (версия 3.03) методом сравнения рентгеновских профилей, полученных экспериментальных дифрактограмм между собой и с теоретическими дифрактограммами чистых компонентов известных фаз соответствующих двойных, тройных и мультикомпонентных систем. Уточнение кристаллической структуры

³⁰ Исследования проводились в условиях кафедры неорганической химии Львовского национального университета им. И. Франка.

фаз в избранных образцах с высокой степенью кристалличности проведено методом Ритвельда, используя программу PowderCell.

Обсуждение результатов

Сравнение области экспериментальной дифрактограммы образцов промышленного ферросиликомарганца марки МнС17 (CuK α_1 - излучение, дифрактометр STOE STADI P) и теоретических дифрактограмм показали наличие углеродосодержащих и безуглеродистых фаз, т.е. одновременное существование чистых силицидных и силикокарбидных фаз (табл. 3). Также присутствуют и другие фазы, идентифицировать которые с использованием имеющихся справочных данных не удалось.

Таблица 3

Характеристика исследуемых образцов согласно РФА

Фазовый состав			Параметры элементарной ячейки (Е)		
Структурный тип (СТ)	Пространственная группа (ПГ)	Символ Пирсона (СП)	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>
Mn ₄ FeSi ₃ '(Mn _{1-x} Fe _x) ₅ Si ₃ ' Mn ₅ Si ₃	<i>P6₃/mcm</i>	<i>hP16</i>	6.889		4.791
Mn ₈ Si ₂ C Mn _{22,6} Si _{5,4} C ₄ НФ*	<i>P1</i>	<i>aP32</i>	6.448 $\alpha= 85.80^\circ$	6.485 $\beta= 80.38^\circ$	9.943 $\gamma=60.52^\circ$

*НФ – неидентифицированная фаза

По фазовому составу исследуемые образцы с различным содержанием железа практически идентичны. Однако, в сплаве с повышенным содержанием железа (12,9% Fe) превалирует фаза типа (Mn_{1-x}Fe_x)₅Si₃.

Идентифицированные методом РФА [12] фазовые составляющие промышленного ферросиликомарганца позволяют заключить, что углерод в основном связан в карбиды марганца. В промышленных образцах ферросиликомарганца наряду с силикокарбидными фазами марганца выявлены силицидные и неидентифицированные фазы. Установлены две основные силикокарбидные фазы Mn₈Si₂C и Mn_{22,6}Si_{5,4}C₄. Ранее авторами [6] искусственно синтезирована при 950°C силикокарбидная фаза Mn₈Si₂C и определены ее характеристики. В табл.4 приведены сравнительные данные параметров элементарной ячейки синтезированной и выявленной в промышленных образцах фаз Mn₈Si₂C.

Таблица 4

Параметры элементарной ячейки фазы Mn₈Si₂C

Силикокарбид	Параметры элементарной ячейки, нм			Угловые параметры элементарной ячейки, °			Источник
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	α	β	γ	
Mn ₈ Si ₂ C - синтезированный	0,64492	0,65187	0,9944	84,709°	99,588°	119,979°	[6]
Mn ₈ Si ₂ C - промышленный	0,6448	0,6485	0,9943	85,80°	80,38°	60,52°	н.р., [13]

Как видно из табл.4 параметры решетки фазы Mn₈Si₂C синтетического и промышленных образцов совпадают, что позволяет с большой степенью надежности констатировать наличие именно данной фазы в промышленных образцах ферросиликомарганца. Следует отметить, что содержание углерода в

данной фазе составляет 2,3%, что превышает его массовое содержание в исходном ферросиликомарганце. В тоже время содержание кремния составляет 11%, что значительно ниже его массового содержания в исследуемом образце. Вторая силикокарбидная фаза $Mn_{22,6}Si_{5,4}C_4$ содержит 3,3% C и 10,48% Si. В табл.5 приведена расчетная концентрация углерода для сплавов системы Mn-Si-C согласно полученным уравнениям парной корреляции.

Таблица 5

Содержание углерода в сплавах системы Mn-Si-C

[Si], %	Содержание углерода в сплаве при различной температуре, согласно уравнениям, %	
	1600°C	1550°C
	$[C]\% = 0,007[Si]^2 - 0,475[Si] + 8,443$	$[C]\% = 0,004[Si]^2 - 0,35[Si] + 6,874$
10	4,393	3,774
14	3,165	2,758
17	2,391	2,080
20	1,743	1,474

Выявленная силицидная фаза Mn_5Si_3 является превалирующей. В ней 23,4% вес. кремния, что выше среднего содержания кремния в исследованных образцах. Поэтому промышленный сплав ферросиликомарганца представляет собой гетерогенную систему, в которой вместе с карбосилицидными фазами существуют чистая силицидная, а также возможно наличие переходных соединений, которые трудно идентифицировать по имеющимся справочным данным. Следует также отметить, что неоднородный состав промышленных образцов влияет на механические свойства сплава в целом, что было показано в работе [13].

Выводы

Методом математической статистики получены квадратичные уравнения парной корреляции, характеризующие связь между содержанием углерода и кремния в сплавах системы Mn-Si-C, которые характеризуются высоким значением коэффициента детерминации R^2 на уровне 0,97, что подтверждает не только вероятность возможности связи $[C]\% = f[Si]\%$ между функцией и аргументом, но и подтверждает ее высокую надежность. Данные уравнения позволяют определить остаточное содержание углерода в сплавах при изменении концентрации кремния при различных температурах. Методом РФА в промышленных образцах ферросиликомарганца идентифицирована карбосилицидная фаза Mn_8Si_2C , которая была синтезирована ранее другими авторами.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М.И. Марганец. – М.: Металлургия, 1992 – 608с.
2. Эллиот Р.П. Структуры двойных сплавов: Справочник. – М.: Металлургия, 1970, т.1 -445 с., т.2 – 472 с.
3. Шанк Ф. Структуры двойных сплавов: Справочник / Пер. с англ. – М.: Металлургия, 1973. – 760 С.
4. Физикохимия и технология электроферросплавов: Учебник для вузов / Гасик М.И., Лякишев Н.П. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 2008г. – 448с.
5. Гасик М.И., Лысенко В.Ф. Металлофизические исследования фазового состава синтетических и промышленных сплавов системы Mn-Fe-Si-C

- / Сб. Восстановительные процессы в производстве ферросплавов. – М.: Наука, 1977. С.12-15
6. Spinat P., Brouty A., Whuler A., Herpin P. Etude structural de la phase Mn_3Si_2C // Acta Crystallogr., 1975, B31, № 2, P.311-318.
7. Винарский М.С., Жадан В.Т., Кулак Ю.Е. Математическая статистика в металлургии. – К.: Техника, 1973. – 230.
8. Вильям Орвис. Excel для ученых, инженеров и студентов / Пер. с англ., - К.: Юниор, 1999. – 528 с.
9. Цымбал В.П. Математическое моделирование металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1986. – 256 С.
10. Электротермический металлический марганец: учебн. пособ. / Сезоненко О.П., Гасик М.И., Поляков О.Н. – Днепропетровск: НМетАУ, 2011. – 160с. ISBN 978-966-2596-05-2.
11. Лысенко В.Ф., Дедов Ю.Б., Гладких В.А., Филиппов И.Ю., Лях Д.А. Металлографические исследования структуры промышленного силикомарганца с пониженным содержанием марганца / Труды международной научно-практической конференции «Теория и практика электротермии ферросплавов». – Дн-ск: ВПОП «Дніпро», 1996, с.45-47.
12. Гладких В.А., Рубан А.В., Гасик М.И., Гладышевский Р.Е. Структурные исследования техногенных отходов выплавки марганцевых ферросплавов с целью их вовлечения в производство ферросиликомарганца // Труды Конгресса с международным участием и элементами школы ученых «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований». Екатеринбург: Уро РАН, 2014. – С.73-76.
13. Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Гладких В.А., Рубан А.В., Дмитриева И.С., Цибуля Е.И. Влияние состава ферросиликомарганца на его качество и технологические показатели процесса / Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2015. - №1. – С. 36-41.

УДК 669.168.3:669.713.6

А.Ю. Таран, А.Н. Овчарук, В.В. Кривенко, И.В. Цветков,
В.И. Ольшанский, И.Ю. Филиппов

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСИЛИКОАЛЮМИНИЯ

Анотація. Розроблена, досліджена та відпрацьована в лабораторних і напівпромислових умовах технологія електротермічної виплавки ферросилікоалюміній з використанням продуктів переробки абразивних матеріалів. У якості шихтових компонентів застосовувалися: «стара шихта» виробництва карбиду кремнію, шлами абразивного електрокорунду і карбиду кремнію, магнітна фракція виробництва електрокорунду і газове вугілля. В результаті отримано сплав, який містить 61-69% Al + Si.

Ключові слова ферросилікоалюміній, електротермія, комплексний розкислювач, ресурсосбереження, вторинні матеріали абразивного виробництва

Аннотация. Разработана, исследована и отработана в лабораторных и полупромышленных условиях технология электротермической выплавки ферросилікоалюминия с использованием продуктов переработки абразивных материалов. В качестве шихтовых компонентов применялись: «старая шихта» производства карбида кремния, шламы абразивного электрокорунда и карбида кремния, магнитная фракция производства электрокорунда и газовый уголь. В результате получен сплав содержащий 61–69% Al+Si.

Ключевые слова ферросилікоалюминий, электротермия, комплексный раскислитель, ресурсосбережение, вторичные материалы абразивного производства

Annotation. Designed, studied and worked in the laboratory and semi-industrial conditions electrothermal smelting technology of ferrosilicoaluminum using recyclable abrasive materials. As the raw ingredients used, "the old batch" of silicon carbide production, slurries of corundum and silicon carbide, magnetic fraction of corundum production and a gas coal. The result is an alloy containing 61-69% Al + Si.

Keywords ferrosilicoaluminum, electrothermics, complex deoxidizer, resource-saving, recyclable abrasive materials

Введение

Будучи одним из наиболее эффективным раскислителей, алюминий широко применяется в сталеплавильном производстве для окончательного раскисления металла. [1] Алюминий используют в виде чушек чистого или вторичного металла. При этом в первом случае дороговизна раскислителя значительно сказывается на себестоимости продукции, а во втором – в сталь попадает значительное количество примесей цветных металлов (Zn, Sn, Cu, Pb, As), в конечном итоге ухудшающих ее качество [2]. Кроме того, при введении в сталь, 70–90% алюминия окисляется под действием воздуха и шлака, а количество, попадающее в металл и выполняющее свою прямую функцию, трудно прогнозируемо. Несмотря на недостатки, отказываться от алюминия по ряду причин не целесообразно, поэтому становятся актуальными исследования, направленные на замену первичного и вторичного алюминия его сплавами с другими элементами. Выполнение операций по доводке стали с помощью комплексных раскислителей позволяет сократить их расход, улучшить кинетику раскисления, снизить расход тепла на их растворение, улучшить качество

обрабатываемого металла [3]. Наиболее универсальным и перспективным в этом плане, может быть комплексный раскислитель – ферросиликоалюминий.

Ферросиликоалюминий можно получать в промышленных объемах двумя способами: методом смешения и путем совместного восстановления оксидов алюминия и кремния углеродом в рудовосстановительных печах [1]. Метод смешения хотя и позволяет получать комплексные сплавы сложного состава, но экономически не выгоден из-за высокого угара элементов. Кроме того остается проблема использования металлического алюминия.

В свете вышеизложенного наиболее перспективной выглядит электротермическая технология производства комплексных алюминиевых и алюмокремниевых ферросплавов, разработанная и совершенствуема кафедрой электрометаллургии Национальной металлургической академии Украины на протяжении многих лет [4].

Сырьевая база

Несмотря на очевидные преимущества, данная технология в Украине не находит развития. Основной причиной сложившейся ситуации является отсутствие надежной сырьевой базы. В Казахстане, например, производство ферросиликоалюминия активно расширяется [5] за счет использования высокозольных углей Экибастузского месторождения, представляющих собой практически готовую моношихту для выплавки ферросиликоалюминия [6].

Анализ отечественной минерально-сырьевой базы показал, что в качестве рудной части шихты для электротермического производства ферросиликоалюминия возможно использование алюмосиликатных пород: бокситов, глин, первичных и вторичных каолинов, кианиты, силлиманиты и пр. Имеющиеся месторождения этих видов сырья [7], либо не разрабатываются, либо используются для производство электролитического алюминия, электрокорунда, огнеупоров, керамики и т.д.

Наиболее перспективным природным сырьем для выплавки ферроалюминия и ферросиликоалюминия в Украине являются бокситы. Крупнейшее месторождение в Украине – Высокопольское, представленное гибситовыми бокситами (33–45% Al_2O_3 , 5–9% SiO_2 , 26–32% Fe_2O_3 , 1,9–2,3% TiO_2 , 0,1–0,18 CaO), разведанные запасы – 19 млн.т. [8] Высокопольский боксит обладает низкими показателями по содержанию Al_2O_3 , кремниевому и кальциевому модулям, поэтому отечественные производители не используют такое сырье непосредственно для получения глинозема, тем более, когда есть возможность приобретения за границей высококачественного. В то же время для производства комплексных ферросплавов никаких ограничений по использованию этого сырья нет. В свое время были проведены исследования возможности выплавки из предварительно агломерированного Высокопольского боксита ферросиликоалюминия [9], однако дальнейшего развития эта технология у нас в стране не получила.

Для решения проблемы дефицита сырья рассмотрена возможность использования техногенных вторичных материалов абразивного производства, содержащих соединения алюминия, кремния и углерода.

При выплавке абразивного электрокорунда электрофильтрами и системой механической очистки улавливается пыль, химического состава, %:

Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	C	K_2O	Na_2O	CaO
32–37	15–20	8–10	1–2	40–42	3–4	1–1,5	0,15–0,30

Размер частиц пыли <160 мкм.

В процессе переработки куска выплавляемого абразивного электрокорунда на шлифовальные материалы после целого комплекса технологических операций (дробление, мокрое измельчение, обезвоживание, сушка) он подвергается первичному магнитному обогащению. Выведенный из технологической схемы магнитный материал представлен конгломератом, состоящим из попутного низкокремнистого ферросилиция и абразивного электрокорунда. Содержание каждого материала зависит от условий ведения плавки («на блок» или «на выпуск»), выбранной схемы дробления и может колебаться в значительных пределах: содержание корунда, например, может изменяться от 50 до 70%. Наиболее вероятный состав магнитного материала представлен в табл.1.

Таблица 1

Фракционный и химический состав магнитного материала электрокорундового производства

Крупность материала, мкм/%										
1250	1000	800	630	500	400	315	250	200	160	-160
12,2	8,0	12,5	9,0	12,0	7,0	9,0	7,0	6,1	7,4	9,8
Массовая доля компонентов, % мас.										
Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	Al	Ti	Si	Fe	C		
51,4	0,6	0,5	3,1	0,4	0,6	5,1	34,9	0,7		

При производстве шлифовальных материалов из карбида кремния при мокром измельчении исходного куска в шаровых мельницах образуются шламы, содержащие не менее 80% SiC, около 5% свободного углерода, до 14% SiO₂ и 2–3% Fe. В этом же производстве регулярно из технологической схемы выводится так называемая «старая шихта», содержащая до 20% SiC, около 50% SiO₂, более 25% C и вредные для абразивного производства 3–4% Fe₂O₃, 1,5–2,0% Al₂O₃, до 1% CaO. В зимнее время шламы, образующиеся при производстве шлифовальных материалов из абразивного электрокорунда и карбида кремния, при транспортировке их на фильтроочистные сооружения смешиваются, и имеет следующий состав: 50–58% Al₂O₃, 4–5% Fe₂O₃, 20–25% SiO₂, 5–6% SiC, 5–6% C.

В основном перечисленные материалы представлены элементами, необходимыми для ферросиликоалюминия (Si, Al, Fe, C) с незначительным количеством примесей (Ca, Ti), которые не представляют опасности для готового сплава. Это подтверждает возможность вовлечение их в производство.

Карбид кремния в составе шихты

Техногенные материалы абразивного производства в значительном количестве содержат карбид кремния. Будучи комплексным восстановителем, это соединение способно оказывать ощутимый положительный эффект на выплавку ферросиликоалюминия. Реакции восстановления оксидов кремния и алюминия карбидом кремния и углеродом и затраты тепла по ним приведены в табл.2.

Таблица 2

Реакции восстановления оксидов кремния и алюминия

Реакция	$\Delta G^0_T = \Delta H^0 - T\Delta S^0$	кДж моль Si(Al)	МДж кг Si(Al)
$SiO_2 + 2SiC = 3[Si] + 2CO$	$\Delta G^0_T = 823796 - 320,83T$	274,6	9,81
$SiO_2 + 2C = [Si] + 2CO$	$\Delta G^0_T = 689818 - 353,91T$	689,8	24,64
$Al_2O_3 + SiC = 2[Al] + SiO_2 + CO$	$\Delta G^0_T = 723814 - 171,57T$	361,9	13,40
$Al_2O_3 + 3C = 2[Al] + 3CO$	$\Delta G^0_T = 1346643 - 542,02T$	673,3	24,94

Как видно из приведенных расчетов, в случае использования SiC в роли восстановителя вместо углерода, ожидается снижение расхода тепла, на восстановления кремния в 2,5 раза, алюминия – 1,8 раза. Таким образом использование карбида кремния в качестве восстановителя способно существенно снизить расход электроэнергии на выплавку ферросиликоалюминия. Сам по себе металлургический карбид кремния является очень ценным и дорогим материалом, что лишней раз указывает на целесообразность его использования в составе техногенного сырья абразивного производства, которое в существующем виде не находит применения в промышленности.

Опытные плавки ферросиликоалюминия

С целью разработки рациональной технологии получения ферросиликоалюминия были проведены опытные плавки на печи Таммана с использованием различных сочетаний шихтовых материалов. Характеристика исходного сырья приведена в табл.3. Исследуемую шихту нагревали с одинаковой скоростью, при этом фиксировали температуру и массу шихты. Каждую шихту нагревали до 1800°C. Исходя из потерянной массы, была рассчитана степень восстановления той или иной шихты. Результаты опытных плавки приведены в табл.4.

Таблица 3

Химический состав шихтовых материалов для производства ферросиликоалюминия

Материал	Содержание компонентов, %									
	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	Si	Fe	SiC	C	ППП
Боксит	38,4	4,7	32,4	3,5	–	–	–	–	–	21
Кварцит	0,52	97,5	0,63	–	0,9	–	–	–	–	–
Антрацит	1,329	2,528	0,475	–	0,147	–	–	–	95	–
Шламы производства электрокорунда и карбида кремния	56,82	1,9	4,4	1,57	–	–	–	25,51	8,4	–
Отходы производства SiC – старая шихта	2,7	50,57	2,6	–	–	–	0,03	21,4	22	–
Магнитная фракция – продукт переработки куска электрокорунда	54,1	0,6	0,5	3,1	–	5,1	34,9	–	0,7	–

Степень восстановления шихт, содержащих вторичные материалы, оказалась значительно выше, что связано с наличием в них как уже восстановленных, металлических фаз, так и комплексного восстановителя – карбида кремния. Это сырье представляет значительный интерес и находит, на данный момент, широкое применение в металлургическом и литейном производствах. Исследование физико-химических и металлургических свойств карбидокремниевых материалов как восстановителей, особенно в электрометаллургии ферросплавов, является актуальной задачей для повышения эффективности производства.

Показатели опытных плавов ферросиликоалюминия в печи Таммана

Показатель	Шихта		
	1	2	3
Содержание компонента шихты, %			
Боксит	44,3	–	47,75
Кварцит	36,25	–	–
Антрацит	19,45	–	2,55
Шламы	–	10	–
Отходы SiC	–	55	49,7
Магнитная фракция	–	35	–
Длительность плавки, мин	25	28	27
Расчетная масса металла, г	13,35	20,53	16,55
Масса полученного металла, г	9,31	19,57	13,49
Доля восстановившегося металла, %	69,74	95,32	81,51
Состав металла, %:			
Al	14,97	17,12	12,13
Si	28,65	45,97	42,47
Ti	1,07	1,18	0,83
Al+Si	43,62	63,09	54,6

Экспериментальные исследования выплавки ферросиликоалюминия с применением в качестве восстановителя карбидокремния

Выплавка сплава производили в лабораторной электропечи мощностью 250 кВА с электродами диаметром 100 мм. Ванна печи имела диаметр 450 мм, глубину 240 мм. Выплавку производили на ступени напряжения в 49 В и силе тока 1–2 кА.

Было проведено 23 плавки и в целом за компанию выплавлено 299 кг сплава. Оценку процесса выплавки ферросиликоалюминия производили по 10 плавкам (№ 10-19), при проведении которых были минимальные нарушения технологического режима. По результатам этих плавов посчитаны производительность печи, удельный расход электроэнергии и другие технологические показатели. Результаты опытных плавов представлены в табл.5.

В процессе всей опытной компании, корректировка шихты не проводилась. На плавку загружали 50 кг брикетированной шихты, а длительность плавки, в среднем, не превышала двух часов.

При постоянном количестве загружаемой шихты на плавку имело место отклонение среднечасового съема электроэнергии от средней величины за компанию (от 32,3 до 40,5 кВт·ч, при среднем значении 36,82 кВт·ч). Такая работа печи сказалась и на прочих показателях: производительность печи колебалась от 3,71 кг/ч до 7,93 кг/ч, удельный расход электроэнергии от 4914 до 8889 кВт·ч/т. По этой же причине колебался химический состав продуктов плавки: содержание алюминия изменялось от 7,92 до 15,14, а кремния от 58,77 до 51,42% (табл.6). В то же время сумма алюминия и кремния в сплаве колебалась незначительно. Указанная нестабильность среднечасового съема электроэнергии вызвана в основном конструктивной особенностью печного агрегата: различное расстояние между электродами, несовершенство леточного узла (из-за которого

время вскрытия летки неоправданно увеличивалось), слабый контакт графитированного электрода в электрододержателе, приводили к проскальзыванию электрода и вынужденным простоям.

Таблица 5

Показатели опытных плавов ферросиликоалюминия в электропечи мощностью 250 кВА

№ плавки	Длительность плавки, ч	Загружено брикетов, кг	Масса плавки, кг	Расход эл/энергии на плавку, кВт·ч	Удельный расход эл/энергии, кВт·ч/т	Производительность, кг/ч	Среднечасовой съём эл/энергии, кВт·ч
10	1,58	50	11,0	64	5818	6,96	40,5
11	1,33	50	10,5	56	5333	7,89	42,1
12	1,48	50	7,2	52	7222	4,86	35,1
13	1,70	50	6,3	56	8889	3,71	32,9
14	2,08	50	16,5	83,2	5042	7,93	40,0
15	2,08	50	10,5	67,2	6400	5,05	32,3
16	1,92	50	15,0	65,6	4373	7,81	34,1
17	1,92	50	14,0	68,8	4914	7,29	35,8
18	2,00	50	12,1	72	5950	6,05	36,0
19	2,13	50	15,0	84	5600	7,04	39,4
Среднее значение	1,82	50	11,81	66,9	5954	6,49	36,8

Процесс выплавки ферросиликоалюминия был практически беспшлаковым, содержание алюминия и кремния были очень близки к расчетным (в отдельных плавках даже соответствовало планируемому). В отдельных плавках извлечение алюминия составило 79,5%, а кремния 71%.

Таблица 6

Химический состав продуктов плавки

№ плавки	Al	Si	Fe	Ca	C	P	S	Al+Si
10	11,97	53,13	34,31	0,21	0,34	0,044	0,026	65,10
11	13,69	55,24	30,27	0,41	0,35	0,044	0,004	68,93
12	12,03	56,97	30,42	0,21	0,33	0,032	0,003	69,00
13	10,82	58,03	30,71	0,21	0,19	0,027	0,002	68,85
14	7,92	58,77	32,77	0,21	0,25	0,046	0,016	66,69
15	10,03	56,72	32,62	0,11	0,38	0,039	0,102	66,75
16	10,67	50,09	38,63	0,11	0,40	0,035	0,037	60,76
17	10,38	51,48	37,67	0,11	0,29	0,034	0,038	61,86
18	9,16	54,27	36,47	0,06	0,04	0,018	0,003	63,43
19	15,14	51,42	32,71	0,11	0,58	0,008	0,031	66,56

Расход брикетов составил 4234 кг на тонну сплава, в том числе старой шихты карбида кремния – 2530 кг, шламов абразивного электрокорунда и карбида кремния – 616 кг, магнитного материала – 873 кг, газового угля – 215 кг. Удельный расход электроэнергии составил 10860 кВт·ч/т.

Выводы

Разработана, исследована и отработана в лабораторных и полупромышленных условиях (более 46 часов непрерывной работы электропечи) технология выплавки ферросиликоалюминия с использованием вторичных материалов абразивного производства.

Доказана возможность утилизации техногенного сырья, не находящего до сих пор применение, и производства конкурентоспособного и качественного комплексного раскислителя. Эта схема, являясь ресурсосберегающей, позволяет решать вопросы, связанные с необходимостью комплексного использования в народном хозяйстве ценного и дефицитного минерального сырья и охраны окружающей среды.

Наличие в шихте карбида кремния и металлического железа позволили значительно улучшить условия протекания восстановительных процессов, что позволило, по сравнению с действующими технологическими схемами, на 30% снизить удельный расход электроэнергии.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Электроплавка алюмосиликатов. Гасик М. И., Емлин Б. И. – М.: Металлургия. 1971. – 304 с.
2. Внепечная обработка чугуна и стали. Кудрин В. А. – М.: Металлургия. 1992. – 336 с.
3. Металлургия стали. Кудрин В. А. – М.: Металлургия. 1989. – 560 с.
4. Физикохимия и технология электроферросплавов: Учебник для вузов / М. И. Гасик, Н. П. Лякишев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448 с.
5. М.Ж.Толымбеков. Перспективы расширения производства ферросиликоалюминия в Казахстане \ IV Международная научно-техническая конференция УкрФА «Ключевые вопросы развития электрометаллургической отрасли». Киев, 20–21 апреля, 2011 г. – С. 42–48.
6. Получение комплексных ферросплавов из минерального сырья Казахстана / М. И. Друинский, В. И. Жучков – Алма-Ата: Наука, 1988. – 208 с.
7. Мінеральні ресурси України та світу на 01.01.2006 р. / Ю. І. Третяков, В. І. Мартинюк, А. Г. Суботін та ін. // Державне науково-виробниче підприємство «Геоінформ України». – Київ 2007. – 560 с.
8. Характеристика бокситов Высокопольского месторождения и анализ традиционных способов его обогащения / А. Н. Овчарук, А. Ю. Таран, В. К. Руденко, М. И. Гасик // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2008. – № 6. – С. 22–26.
9. Емлин Б.И., Манько В.А., Друинский М.И. и др. Выплавка ферросиликоалюминия из агломерированного боксита // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 1973. – №10. – С.903–904.

УДК 669.15 – 198:669.782

Гладких В.А., Куцин В.С., Рубан А.В., Ольшанский В.И.,
Филиппов И.Ю., Дедов Ю.Б., Дмитриева И.С., Цыбуля Е.И.

ОЦЕНКА РАВНОВЕСНОГО СОДЕРЖАНИЯ КРЕМНИЯ В ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦЕ

Анотація. Вивчено залежність вмісту кремнію в металі від основності шлаку при вуглецевотермічному відновленні системи CaO-MnO-SiO₂. Для оцінки впливу оксидного розплаву на вміст кремнію в марганцевих сплавах запропоновано використовувати в якості критеріальних параметрів температуру процесу і співвідношення (CaO+MnO)/SiO₂ замість загальноприйнятого CaO/SiO₂. Наведено детальний регресійний аналіз експериментальних даних, а також статистичні рівняння, за якими розраховано вміст кремнію в сплаві.

Ключові слова: ферросиликомарганець, оксидний розплав, відновлення, рівновага, кремній, основність, парна кореляція.

Аннотация. Изучена зависимость содержания кремния в металле от основности шлака при углеродотермическом восстановлении системы CaO-MnO-SiO₂. Для оценки влияния оксидного расплава на содержание кремния в марганцевых сплавах предложено использовать в качестве критеріальных параметров температуру процесса и отношение (CaO+MnO)/SiO₂ вместо общепринятого CaO/SiO₂. Приведен детальный регрессионный анализ экспериментальных данных, а также статистические уравнения, по которым рассчитано содержание кремния в сплаве.

Ключевые слова: ферросиликомарганец, оксидный расплав, восстановление, равновесие, кремній, основность, парная корреляция.

Annotation. The relation of the silicon content in the metal from slag basicity during carbothermal reduction of CaO-MnO-SiO₂ system has been researched. To evaluate the effect of oxide melt on the silicon content in manganese alloys was proposed to use as criteria process parameters temperature and the ratio (CaO+MnO)/SiO₂ instead of a conventional CaO/SiO₂. The detailed regression analysis of the experimental data and statistical equations, which were used to calculate silicon content in the alloy has been given.

Keywords: ferrosilicomanganese, oxide melt, reduction, balance, silicon, basicity, pair correlation.

Введение

При выплавке ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца возникают проблемы с обеспечением требуемого химического состава сплава согласно ДСТУ 3548-97 и ДСТУ 3547-97 прежде всего по содержанию кремния. Причем, данные требования диаметрально противоположны. Ферромарганец обычно содержит 2-4% кремния при максимуме семи процентов, а для ферросиликомарганца его содержание в наиболее промышленно востребованном сплаве марки МнС17 должно быть на уровне 16,5-18,5%. Поэтому, при выплавке ферросиликомарганца необходимо решать вопросы интенсификации восстановления марганца и кремния одновременно. В большинстве работ, посвященных термодинамическим промышленным исследованиям уделяется внимание главным образом вопросу интенсификации процесса восстановления марганца.

Для оценки влияния оксидного расплава на показатели выплавки марганцевых сплавов углеродотермическим методом в большинстве случаев в качестве одного из критериальных параметров используют основность шлака, выраженную отношением CaO/SiO_2 (C/S) реже $(CaO+MgO)/SiO_2$ и крайне редко рассматривают отношение $(CaO+MnO)/SiO_2$ ($C+Mn/S$). В то же время в работах [1-8] указывается на значительную роль реакции силикотермического восстановления марганца протекающей за счет кремния, образующегося путем углеродотермического восстановления его из кремнезема.

Авторы [8], рассматривая равновесие между металлом, шлаком и газовой фазой системы $Mn-Ca-Si-O-C$ учитывают протекание углеродотермического восстановления оксидов марганца и кремния по реакциям:



а также реакцию:



и рассматривают их параллельное протекание по ходу процесса с учетом взаимного влияния образовавшегося марганца и кремния на процесс восстановления.

Регрессионный анализ экспериментальных данных.

Нами методом математической статистики [10] обработаны данные по изучению равновесия между оксидной и металлической фазами при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$ при температуре 1450-1600°C с интервалом в 50°C.

На рис. 1-4 приведены зависимости содержания кремния в металле от основности шлака, выраженной отношениями CaO/SiO_2 и $(CaO+MnO)/SiO_2$ при различной температуре, а в табл. 1 и табл.2 даны уравнения парной корреляции.

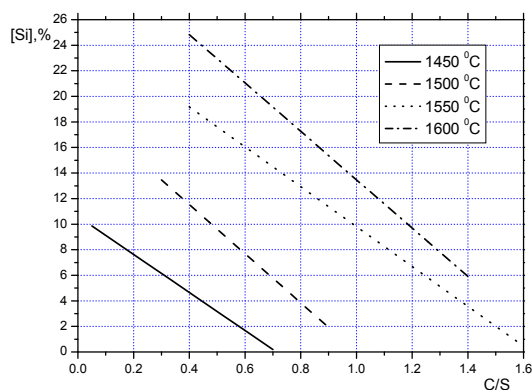


Рисунок 1 – Зависимость содержания кремния в металле ($[Si]$, %) от отношения CaO/SiO_2 (C/S) в шлаке при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$

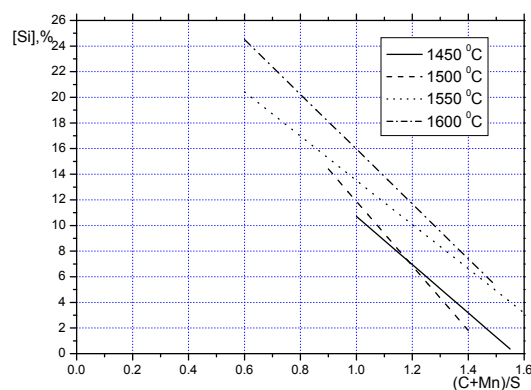


Рисунок 2 – Зависимость содержания кремния в металле ($[Si]$, %) от отношения $(CaO+MnO)/SiO_2$ ($(C+Mn)/S$) в шлаке при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$

Таблица 1

Корреляционные уравнения и значение коэффициента детерминации R^2 (к рис.1).

$t, ^\circ C$	Уравнение	R^2
1600	$[Si] = -18.916(CaO / SiO_2) + 32.399$	0.950
1550	$[Si] = -15.613(CaO / SiO_2) + 25.428$	0.963
1500	$[Si] = -19.231(CaO / SiO_2) + 19.232$	0.988
1450	$[Si] = -14.879(CaO / SiO_2) + 10.609$	0.931

Таблиця 2

Корреляційні рівняння і значення коефіцієнта детермінації R^2 (к рис.2)

$t, ^\circ\text{C}$	Уравнение	R^2
1600	$[Si] = -21.364((CaO + MnO) / SiO_2) + 37.322$	0.970
1550	$[Si] = -17.256((CaO + MnO) / SiO_2) + 30.785$	0.946
1500	$[Si] = -25.224((CaO + MnO) / SiO_2) + 37.119$	0.982
1450	$[Si] = -18.817((CaO + MnO) / SiO_2) + 29.532$	0.979

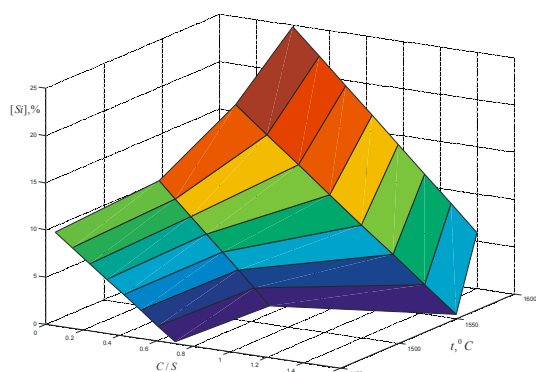


Рисунок 3 - Связь между содержанием кремния в металле ($[Si]$, %), отношением CaO/SiO_2 (C/S) в шлаке и температурой (t , $^\circ\text{C}$) при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$

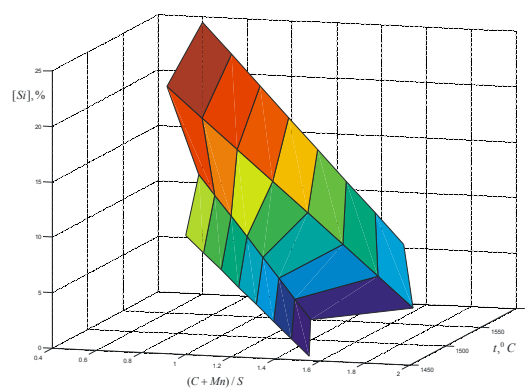
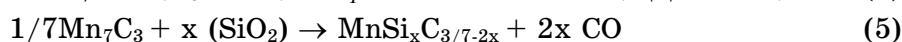
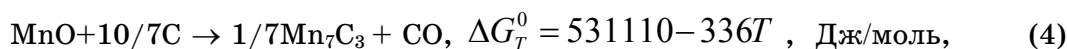


Рисунок 4 – Связь между содержанием кремния в металле ($[Si]$, %), отношением $(CaO+MnO)/SiO_2$ $((Ca+Mn)/Si)$ в шлаке и температурой (t , $^\circ\text{C}$) при углеродотермическом восстановлении системы $CaO-MnO-SiO_2$

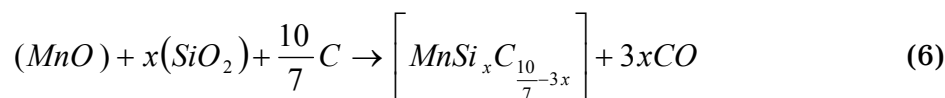
Обсуждение результатов

Влияние состава оксидной фазы системы $CaO-MnO-SiO_2$, выраженной отношением C/S (рис. 1, 3), необходимо рассматривать отдельно для каждой температуры. Несмотря на общую закономерность снижения содержания кремния в сплаве с повышением основности C/S указанной системы характер вариации кремния определяется температурой. Так при одном и том же отношении $C/S = 0,6$ содержание кремния в равновесном сплаве колеблется от 2% при 1450°C до 22% при 1600°C .

Вместе с тем оценка влияния состава оксидной фазы на содержание кремния в сплаве с использованием отношения $(C+Mn)/S$ уменьшает воздействие фактора температуры и позволяет оценить влияние состава шлаковой фазы (рис. 2, 4). С нашей точки зрения, подобный характер зависимости определяется параллельным протеканием реакции взаимодействия марганца и кремния, оксидов марганца и кремнезема между собой при углеродотермическом процессе. В начальной стадии процесса преимущественно протекает восстановление марганца с образованием его карбида согласно реакции (4), который вступает в реакцию с кремнеземом и приводит к образованию комплексного силикокарбида марганца по реакции (5) при минимальном содержании кремния в сплаве.

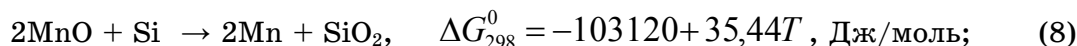


Рассматривая совместно уравнения (4) и (5) получим:

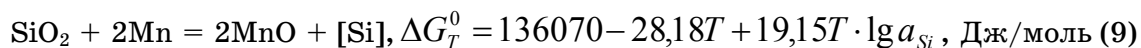


$$K_{P_5} = \frac{\left[MnSi_x C_{\frac{10}{7}-3x} \right]}{(MnO)(SiO_2)^x} \quad (7)$$

Содержание кремния в конечном сплаве зависит от концентрации MnO и SiO₂ в оксидном расплаве. По ходу процесса с повышением температуры по мере накопления в металле кремния и снижения MnO в оксидной фазе, когда замедляется процесс углеродотермического восстановления марганца, получает развитие реакция силикотермического восстановления оксида марганца [1]:



Авторы [8] при лабораторном исследовании равновесия между оксидной и металлической фазой при анализе углеродотермического восстановления системы CaO-MnO-SiO₂ предполагают также протекание реакции восстановления кремнезема марганцем, образовавшимся на ранней стадии процесса, что может быть представлено реакцией (9) с учетом химического потенциала диссоциации и образования оксидных соединений [9]:



При однопроцентном содержании кремния температура равновесия реакции (9) составит 1589К (1316°C), что согласуется с условиями образования карбида марганца по уравнению (4).

Приведенная на рис.2 зависимость вполне может быть объяснена одновременным протеканием углеродотермического восстановления оксидов марганца и кремния с учетом силикотермического восстановления образовавшимся кремнием оксидов марганца (8). Таким образом, равновесное содержание кремния в сплаве может быть наиболее объективно оценено зависимостью $[Si]=f((CaO+MnO)/SiO_2)$.

В табл.3 приведено содержание кремния в сплаве, полученное расчетным путем с использованием уравнений различных авторов [5,7-9], из анализа которых видно, что содержание кремния в сплаве на уровне 16-17% может быть получено при 1500-1550°C при характеристике восстановительного процесса комплексным показателем (CaO+MnO)/SiO₂. При температуре процесса 1450-1500°C разница в содержании кремния между двумя оценочными параметрами увеличивается. Особенно большой разбег наблюдается для основности CaO/SiO₂ (рис.1, 3), в то время как для показателя (CaO+MnO)/SiO₂ разбег незначительный (рис. 2, 4).

Необходимо обратить внимание на то, что снижение температуры процесса с 1600 до 1450°C практически при одной и той же основности CaO/SiO₂ приводит к повышению показателя (CaO+MnO)/SiO₂ особенно в интервале температур 1450-1500°C. Это может служить косвенным подтверждением ухудшения условий восстановления марганца, а также его расходом на протекание реакций (5) и (6). Высокий показатель (CaO+MnO)/SiO₂ на уровне 1,5-2 свидетельствует, что для успешной реализации процесса получения ферросиликомарганца с содержанием 16-18% кремния недостаточно температуры 1450°C. Повышение температуры до 1500-1550°C позволяет получить сплав заданного состава и обеспечивает низкое остаточное содержание MnO в шлаке, так как разница между основностью CaO/SiO₂ и (CaO+MnO)/SiO₂ не превышает 0,22 единицы, тогда как при 1450°C она достигает практически единицы.

Таблиця 3

Статистические уравнения и расчетное содержание кремния в сплаве при углеродотермическом восстановлении системы MnO-CaO-SiO₂

№ п/п	Уравнение	Параметры		Содержание кремния [Si], % вес.	Примечание
		$\frac{CaO}{SiO_2}$	$\frac{(MnO+CaO+MgO)}{SiO_2}$		
1	$[Si] = 29,733 - 6,1 \frac{(MnO+CaO+MgO)}{SiO_2}$	0,5	1,00	26,66	лаб. эксперимент [7]
2	$[Si] = 34,610 - 10,51 \frac{(MnO+CaO+MgO)}{SiO_2} + 0,903 \left(\frac{(MnO+CaO+MgO)}{SiO_2} \right)^2$	0,3	0,74	27,35	лаб. эксперимент [7]
3	$[Si] = 44 - 22 \frac{X_{MnO} + X_{CaO} + X_{MgO}}{X_{SiO_2}}$	0,42	0,92	22,80	пром. данные [6]
4	$[Si] = 44 - 22 \frac{MnO + CaO + MgO + 1,33 Al_2O_3}{SiO_2}$	0,40	0,90	24,50	пром. данные Al ₂ O ₃ < 10% [6]
5	$[Si] = -18,92 \frac{CaO}{SiO_2} + 32,399$	0,51	0,67	22,75	н.р.
6	$[Si] = -21,36 \frac{MnO+CaO}{SiO_2} + 37,322$	0,51	0,67	23,29	н.р.
7	$[Si] = -15,61 \frac{CaO}{SiO_2} + 25,428$	0,57	0,79	16,5	н.р.
8	$[Si] = -17,26 \frac{MnO+CaO}{SiO_2} + 30,785$	0,57	0,79	17,15	н.р.
9	$[Si] = -19,23 \frac{CaO}{SiO_2} + 19,232$	0,52	0,83	9,23	н.р.
10	$[Si] = -25,22 \frac{MnO+CaO}{SiO_2} + 37,119$	0,52	0,83	16,19	н.р.
11	$[Si] = -14,88 \frac{CaO}{SiO_2} + 10,609$	0,54	1,52	2,6	н.р.
12	$[Si] = -18,817 \frac{MnO+CaO}{SiO_2} + 29,532$	0,54	1,52	0,9	н.р.

Выводы

Таким образом, при оценке эффективности углеродовосстановительного процесса системы CaO-MnO-SiO_2 необходимо учитывать температуру и комплексную характеристику системы в виде показателя $(\text{CaO}+\text{MnO})/\text{SiO}_2$. При одной и той же характеристике CaO/SiO_2 на уровне 0,5 с повышением температуры понижается показатель $(\text{CaO}+\text{MnO})/\text{SiO}_2$ с 1,52 при 1450°C до 0,67 при 1600°C. Особенно интенсивно снижается показатель $(\text{CaO}+\text{MnO})/\text{SiO}_2$ в интервале с 1,52 до 0,82 т.е. на 0,7 единиц. Это свидетельствует о преимущественном развитии восстановительного процесса марганца. В тоже время, в этом интервале температур происходит интенсивное восстановление кремния. Его содержание в равновесном металле повышается с 0,9% до 16,19% (см.табл.3), что свидетельствует об интенсификации восстановления кремния углеродом и за счет его дополнительного растворения в образовавшемся марганце.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М.И. Марганец. – М.: Металлургия, 1992. – 608с.
2. Гасик М.И., Лякишев Н.П., Емлин Б.И. Теория и технология производства ферросплавов. – М.: Металлургия, 1988. – 784с.
3. Хитрик С.И., Гасик М.И., Кучер А.Г. Электротермия марганцевых ферросплавов. – К.: Техніка, 1971. – 188 с.
4. Грищенко С.Г., Райченко Т.Ф., Москалева Н.М. О взаимосвязи химико-минералогического состава и восстановимости марганцево-рудных материалов различных месторождений. – М.: Металлы – Сообщ.1, 1991, №3, С.13-18; Сообщ.2, 1991, №5, С.5-11.
5. Rao V.K.D.P., Gaskel D.R. The thermodynamic properties of melts in the system MnO-SiO_2 / Metall Trans.B., 1981, v.12B, p.311-317.
6. Толстогузов Н.В. Теоретические основы восстановления марганца, кремния и примесей при выплавке ферромарганца и силикомарганца: Новокузнецк. – СибМИ., 1991. – 128с.
7. Гладких В.А., Гасик М.И., Хитрик С.И. Цылев Л.М. Высокотемпературные процессы при выплавке силикомарганца на брикетированной шлакоугольной шихте и участие в них серы. / Сб. изико-химические основы металлургии марганца. – М.: Наука, 1997, С.50-58.
8. Weizhong Ding, Sverre E. Olsen. Reaction equilibria in the production of manganese ferroalloys. - Metallurgical and materials transaction B. – Vol.27B, February, 1996, p.5-17.
9. Куликов И.С. Термодинамика оксидов. – М.:Металлургия, 1986. – 344с.
10. Винарский М.С., Жадан В.Т., Кулак Ю.Е. Математическая статистика в металлургии. – К.: Техника, 1973. – 230.

УДК 621.396.9

В. Головки, Н. Михайловский, А. Селегей, И. Тригуб, М. Рыбальченко

ПРИМЕНЕНИЕ РАДИОЛОКАЦИИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УРОВНЯ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТАХ

Анотація. Встановлено, що радары близького дії є ефективним засобом вимірювання рівня засипу в металургійних агрегатах. Розроблена методика визначення форми поверхні сипучих матеріалів за результатами радіолокаційного зондування в режимі прямої видимості та із застосуванням перевідбивачів.

Ключові слова: сипучий матеріал, форма поверхні, радіолокаційне зондування

Аннотация. Установлено, что радары ближнего действия являются эффективным средством измерения уровня засыпи в металлургических агрегатах. Разработана методика определения формы поверхности сыпучих материалов по результатам радиолокационного зондирования в режиме прямой видимости и с применением переотражателей.

Ключевые слова: форма поверхности, сыпучие материалы, радиолокационное зондирование

Abstract. It is established that the close-range radars are effective in measuring of the level of the grain bill in metallurgical aggregates. The method of determining the surface form of the granular materials according to the results of radar sounding in the mode line of sight and with the use of overreflectors.

Keywords: surface form, granular material, radar sounding

Постановка проблемы и актуальность исследования

Большинство материалов, которые потребляются и перерабатываются в черной металлургии, относится к сыпучим. Уровень материалов в технологических емкостях и расстояние до контролируемой поверхности остаются одними из наиболее распространенных информативных параметров в металлургии [1]. В связи с этим в доменном и коксохимическом производствах актуальна задача определения формы поверхности сыпучих тел.

Разнообразие технологических и эксплуатационных условий [2,3] переработки, хранения, использования и утилизации металлургических материалов, неоднородность их физико-химических свойств, а также многообразие конструкций технологического оборудования затрудняет как выбор способа контроля, так и создание измерительной аппаратуры широкого применения. В результате, в настоящее время оснащение оборудования средствами определения формы сыпучих тел и их использование в металлургии оцениваются как неудовлетворительные [1].

Анализ последних исследований и публикаций

Идея использования радарных систем для измерения формы поверхности сыпучих материалов возникла еще в начале 60-х годов [4]. Однако применяемая тогда двухантенная импульсная техника не позволяла решить задачу зондирования засыпи в промышленных объектах.

По оценке отечественных и зарубежных исследователей [5,6], радиолокационные дальномеры с маломощным непрерывным радиоизлучением и унитарной приемо-передающей антенной являются наиболее приемлемыми для

промышленного использования по сравнению с механическими, лазерными, изотопными и другими средствами измерения по надежности, сложности конструкции, монтажа и обслуживания, точностным характеристикам, экологической безопасности и стоимости.

Формулировка целей статьи

Из анализа условий измерения уровня материалов в поточно–транспортных комплексах металлургических цехов следует, что одним из определяющих факторов эффективности информационного обеспечения АСУ ТП является создание датчиков, работоспособность и точность измерения которых не зависят от свойств материалов, условий их применения и состояния окружающей среды.

Принципиальная возможность создания профиломеров на базе радиолокационных дальномеров определяется возможностью обеспечения необходимого диапазона сканирования поверхности материала при различных схемах размещения радаров.

Основная часть

Определение формы поверхности в режиме прямой видимости обеспечивается расчетом координат участка поверхности материала в процессе сканирования без применения различного рода переотражателей электромагнитной энергии. Определение формы поверхности осуществляется на основании измерения расстояния H_p от апертуры антенны радиолокационной системы до участка поверхности.

При наличии текущих значений угла поворота $\alpha_{\Pi}(t)$ и соответствующих им величин $H_p(t)$ форма поверхности представляет собой набор точек в полярной системе координат. В результате определение формы поверхности сводится к переводу этих точек в декартову систему координат, привязанную к геометрическому параметру, например, оси агрегата и базовому (технологическому, нулевому) уровню (рис. 1) по следующим формулам:

$$\begin{cases} X = R_{\Pi} - \Delta x - H_p \sin(\alpha_{\Pi} + \psi_{\Pi}), \\ Y = H_p \cos(\alpha_{\Pi} + \psi_{\Pi}) - \Delta y, \end{cases} \quad (1)$$

где X, Y – декартовы координаты каждой точки поверхности формы в момент времени t (расчетные величины); R_{Π} – радиус (характерный размер) внутренней полости агрегата; $\Delta x, \Delta y$ – расстояние от оси вращения сенсорного блока, соответственно, до стенки агрегата и базового уровня (технологического нуля); α_{Π} – угол поворота СБ; ψ_{Π} – начальный угол установки сенсорного блока.

Расчет, накопление и представление информации на основе значений X и Y предопределяет основную последовательность операций по определению параметров формы поверхности.

Использование пассивных переотражателей при сканировании является одним из важных вопросов в создании профиломеров, так как позволяет не только избежать (или в достаточной мере снизить) влияние техногенных факторов на работу системы, но и расширить зону радиолокационного обзора поверхности.

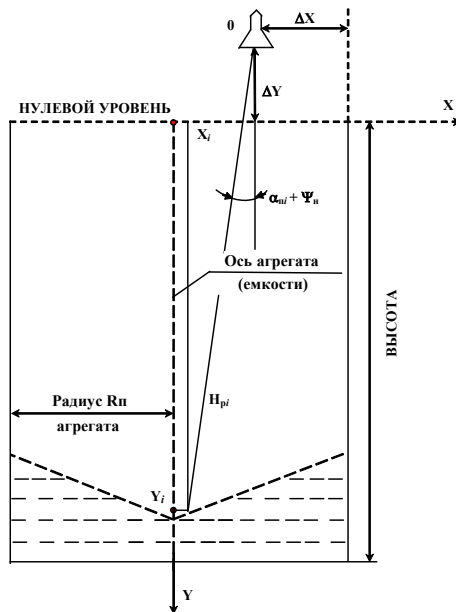


Рисунок 1 – Определение формы поверхности в режиме прямой видимости

Применение пассивного переотражателя основывается на создаваемом плоским зеркалом мнимом изображении O' источника излучения, в котором пересекаются продолжения отраженных лучей за поверхностью переотражателя. В связи с этим при действительном положении оси вращения (рис. 2) радиолокатора в точке O мнимая ось вращения смещается в точку O' . С учетом подвеса переотражателя в точке A расстояния L_x и h_y в общем случае будут равны

$$\begin{aligned} L_x &= (\Delta x \pm l_x \pm h_{\text{пер}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}}) (1 - \cos 2 \gamma_{\text{п}}), \\ h_y &= (\Delta x \pm l_x \pm h_{\text{пер}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}}) \sin 2 \gamma_{\text{п}}, \end{aligned} \quad (2)$$

где $h_{\text{пер}}$ – расстояние по горизонтали от точки подвеса переотражателя до точки O' (из рис. 2 величина $h_{\text{пер}} = 0$); $\gamma_{\text{п}}$ – угол наклона переотражателя относительно горизонтальной плоскости.

С учетом значений L_x и h_y скорректированные значения Δx и Δy для выражения (1) составят –

$$\begin{aligned} \Delta x' &= (\Delta x \pm l_x \pm h_{\text{пер}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}}) (1 - \cos 2 \gamma_{\text{п}}) - \Delta x, \\ \Delta y' &= \Delta y - (\Delta x \pm l_x \pm h_{\text{пер}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}}) \sin 2 \gamma_{\text{п}}. \end{aligned} \quad (3)$$

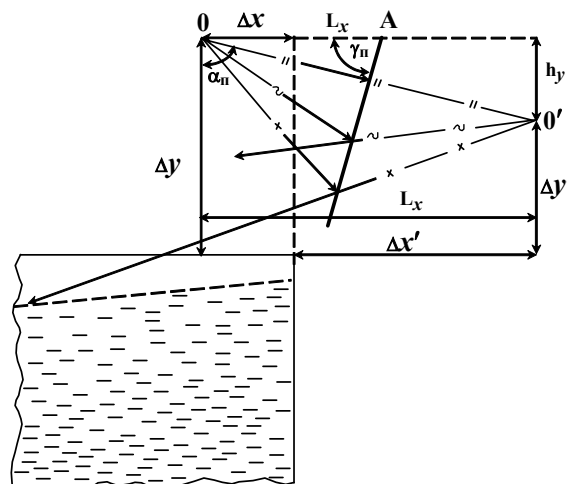


Рисунок 2 – Определение формы поверхности с использованием пассивного переотражателя

Рациональные значения установки переотражателя $\gamma_{\text{п}}$, $h_{\text{пер}}$ и другие величины в каждом конкретном случае могут быть определены в процессе его наладки на основе выражений (1) и (3) при максимальных (минимальных) заданных значениях X и Y .

Существенно расширяет диапазон углов сканирования применение цилиндрического переотражателя. С целью методического единообразия расчетов в этом случае будем исходить из того, что для цилиндрической поверхности радиусом $R_{\text{пр}}$ можно в каждой точке переотражения электромагнитной волны провести касательную плоскость, представляющую собой мнимый плоский переотражатель, установленный на расстоянии l_x от стенки бункера (рис. 3). При этом в каждом случае

$$l_x = l_{\text{п}} \sin \alpha_{\text{п}} + H_{\text{п}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}} - \Delta x = l_{\text{п}} \sin \alpha_{\text{п}} + l_{\text{п}} \cos \alpha_{\text{п}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}} - \Delta x, \quad (4)$$

где $l_{\text{п}}$ – расстояние от точки O установки сенсорного блока до переотражателя в момент переотражения энергии; $H_{\text{п}}$ – расстояние от горизонтальной плоскости оси сенсорного блока в момент переотражения энергии; $\gamma_{\text{п}}$ – угол наклона мнимого плоского переотражателя в момент переотражения энергии

$$\gamma_{\text{п}} = \alpha_{\text{п}} + \arcsin \left[\frac{L_{\text{п}}}{R_{\text{пр}}} \sin (\alpha_{\text{п}} \pm \beta_{\text{r}}) \right]; \quad (5)$$

где $L_{\text{п}}$ – расстояние от центра $A_{\text{п}}$ окружности цилиндрического переотражателя до точки O установки сенсорного блока; β_{r} – угол установки сенсорного блока относительно центра цилиндрического переотражателя.

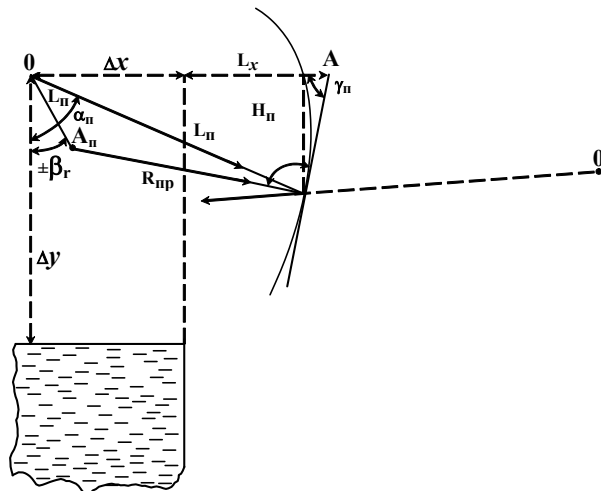


Рисунок 3 – Определение формы поверхности с использованием переотражателя с цилиндрической поверхностью

Из выражения

$$R_{\text{пр}}^2 = l_{\text{п}}^2 + L_{\text{п}}^2 - 2 l_{\text{п}} L_{\text{п}} \cos (\alpha_{\text{п}} \pm \beta_{\text{r}}) \quad (6)$$

величина $l_{\text{п}}$ равна

$$l_{\text{п}} = L_{\text{п}} \cos (\alpha_{\text{п}} \pm \beta_{\text{r}}) \pm \sqrt{R_{\text{пр}}^2 - L_{\text{п}}^2 \sin^2 (\alpha_{\text{п}} \pm \beta_{\text{r}})}. \quad (7)$$

В наиболее простом случае, если точка подвеса мнимого переотражателя находится на одном уровне с осью вращения сенсорного блока, определение значений координат X и Y по (1) выполняется с учетом скорректированных величин Δx и Δy –

$$\begin{aligned} \Delta x' &= l_{\text{п}} (\sin \alpha_{\text{п}} + \cos \alpha_{\text{п}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}})(1 - \cos 2 \gamma_{\text{п}}) - \Delta x, \\ \Delta y' &= \Delta y - l_{\text{п}} (\sin \alpha_{\text{п}} + \cos \alpha_{\text{п}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}}) \sin 2 \gamma_{\text{п}}. \end{aligned} \quad (8)$$

Основные выводы и перспективы использования результатов исследований

Установлено, что радары ближнего действия являются эффективным средством измерения уровня засыпи в металлургических агрегатах. Разработана методика определения формы поверхности сыпучих материалов по результатам радиолокационного зондирования в режиме прямой видимости и с применением переотражателей.

Полученные результаты могут быть использованы для решения задач логистики и ресурсосбережения насыпных грузов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Серов Ю.В. Метрологическое обеспечение технологических процессов черной металлургии (метрология и информатика): Справ. изд. в 2-х кн. Кн. 1, 2. – М.: Металлургия, 1993. – 624 с.
2. Праздников А.В., Клоцман Е.Я., Головко В.И. Системы шихтоподачи в доменном производстве. – М.: Металлургия, 1980. – 198 с.
3. Ловчиновский Э.В., Вагин В.С. Машины и механизмы сталеплавильного производства. – М.: Металлургия, 1982. – 270 с.
4. Grisse H.J. Radar technology makes the blast furnace more transparent // *Steel Times*. – 1991. – 219, №11. – P. 612–614. – англ.
5. Measurement of Burden Profile in Blast Furnaces and Analysis of Measured Results / T.Iwamura at al. // *Tetsu to hagane*. – 1984. – Vol.81, №9. – P. 1059–1065. – англ.
6. Головко В.И., Кукушкин О.Н., Михайловский Н.В. и др. Радиолокационный контроль металлургических процессов. – Днепропетровск, Журфонд, 2010. – 428 с.

**ОПЫТ ЕВРОПЕЙСКОЙ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ОТРАСЛИ
В ВОПРОСАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ.
СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СТАНДАРТОВ И
ТРЕБОВАНИЙ К ПРОИЗВОДСТВУ В УКРАИНЕ И ЕС**

УДК 669.168:669-97

Величко Б. Ф., Куцин В. С., Беспалов О. Л., Овчарук А. Н.,
Ольшанский В. И., Филиппов И. Ю., Бобуцкий В. И.

**РУДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЕ ЭЛЕКТРОПЕЧИ
ПОВЫШЕННОЙ МОЩНОСТИ – НОВЫЙ ЭТАП В
РАЗВИТИИ ЭЛЕКТРОТЕРМИИ НА СТЫКЕ ДВУХ ТЫСЯЧЕЛЕТИЙ**

Анотація. Проаналізовано умови роботи основних елементів конструкції футеровки рудовідновних печей підвищеної потужності, що виплавляють марганцеві феросплави на Нікопольському заводі феросплавів. Встановлено причини руйнування проектних футеровок, розроблені параметри, запропоновані конструкція і матеріали, які були впроваджені на заводі при капітальному ремонті печей, що дозволило підвищити термін служби до 20–25 років. Виконано порівняльний аналіз стійкості футеровок сучасних печей, що виплавляють різні сплави за шлаковою технологією, викладені припущення про причини їх аварійних зупинок.

Ключові слова: рудовідновні печі, марганцеві сплави, фосфор, футеровка, хімічна ерозія, карбід кремнію, набивка, холоднонабивна маса, термін служби футеровки.

Аннотация. Проанализированы условия работы основных элементов конструкции футеровки рудовосстановительных печей повышенной мощности, выплавляющих марганцевые ферросплавы на Никопольском заводе ферросплавов. Установлены причины разрушения проектных футеровок, разработаны параметры, предложены конструкция и материалы, которые были внедрены на заводе при капитальном ремонте печей, что позволило повысить срок службы до 20–25 лет. Выполнен сравнительный анализ стойкости футеровок современных печей, выплавляющих различные сплавы по шлаковой технологии, изложены предположения о причинах их аварийных остановок.

Ключевые слова: рудовосстановительная печь, марганцевые сплавы, фосфор, футеровка, химическая эрозия, карбид кремния, набивка, холоднонабивная масса, срок службы футеровки.

Annotation. The conditions of operation of the main structural elements of the lining of high-power ore reduction furnaces, smelting manganese ferroalloys in the Nikopol Ferroalloy Plant were analyzed. The causes of the destruction of the design of linings were determined, parameters were designed, design and materials were proposed and have been implemented at the plant during overhaul of furnaces, thus improving the service life of up to 20-25 years. A comparative analysis of the resistance lining modern furnaces, smelting different alloys of the slag technology, outlines assumptions about the reasons for their emergency stops.

Keywords: ore reduction furnace, manganese alloys, phosphorus, lining, chemical erosion, silicon carbide, padding, service life of lining.

Наибольшая концентрация мощности по производству марганцевых ферросплавов в мире сосредоточена на Никопольском заводе ферросплавов, на котором установлено 16 рудовосстановительных печей, мощность 14 из которых оставляет от 63 до 81 МВ·А [1].

Освоение технологии производства марганцевых ферросплавов в закрытых и герметизированных печах началось 27 августа 1968 г. с момента ввода в эксплуатацию печи № 11 цеха № 2. Печи типа РКЗ-16,5 (№ 11 и 12) предназначались для проведения дефосфорации марганцевого сырья Никопольского месторождения (Марганецкий и Орджоникидзевский ГОКи),

характеризующегося высоким удельным содержанием фосфора, электрометаллургическим способом.

В печи N 11 начали осваивать технологию производства силикомарганца. В процессе освоения были отработаны основные технологические параметры ведения процесса – определено оптимальное соотношение агломерата и концентрата в шихте, навеска восстановителя, основность шлака, оптимальное значение фактической мощности и др., которые легли в основу технологических режимов работы печей повышенной мощности. В кратчайшее время печь была выведена на проектную мощность, обеспечила производительность 100 т/сутки и была признана «типичной» печью такой мощности для производства силикомарганца. В дальнейшем, с пуском печей повышенной мощности для производства марганцевых ферросплавов и возникшей необходимостью обеспечить получение сплавов с требуемым содержанием фосфора, печи N 11 и N 12 были переведены на выплавку малофосфористого марганцевого шлака. На этих печах была освоена технология производства высокоуглеродистого ферромарганца с особо низким содержанием фосфора – 0,05 %.

5 марта 1969 года была введена в эксплуатацию печь N 13 типа РПЗ-48М01 с прямоугольной ванной шестиэлектродная, предназначенная для выплавки силикомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца непрерывным процессом.

Основные параметры головного образца печи следующие:

Номинальная мощность трансформаторов печи	63000 кВ·А (ЗЧ21000)
Максимальный ток на фазе	11200 А
Число фаз	3
Тип электрода	самоспекающийся
Количество электродов	6
Размеры электрода в сечении	650Ч2800 мм
Расстояние между электродами	3300 (3200 – 3400) мм
Средняя скорость перемещения электродов	0,5 м/мин.
Ход электрода	1200 мм
Число контактных щек на один электрод	8
Размеры плавильного пространства:	
- длина	20340 мм
- ширина	6000 мм
- высота	2800 мм
Число леток	3
Расход воды на охлаждение печи	520 м ³ /час
в т.ч. на охлаждение свода	240 м ³ /час
Вес футеровки	900 т
Расстояние между осями леток	6600 мм

Особенностями конструкции данного агрегата является прямоугольная форма ванны печи, наличие 6 прямоугольных электродов, расположенных в линию. Печь закрыта секционным водоохлаждаемым сводом с прямоугольными окнами для электродов и загрузки шихты, снабжена системой мокрой газоочистки с шестью газозаборными каналами. Перепуск и маневрирование электродами осуществляется с помощью гидравлических устройств, управляемых дистанционно с пульта управления. Впервые в мировой практике электротермического производства осуществлен глубокий ввод высокого напряжения – 154 кВ непосредственно к печным трансформаторам. В печных трансформаторах устроены дополнительные обмотки, составляющие совместно с высоковольтными конденсаторами устройство продольной емкостной компенсации (УПК) реактивной мощности.

Пусковой период печи N 13 характеризовался постепенным набором мощности, отработкой технологических параметров процесса производства силикомарганца и устранением существенных недостатков конструктивных элементов печи. Так, к концу марта фактическая мощность печи достигала 27 МВт, а ее производительность была уже 116 т/сутки при удельном расходе электроэнергии 5482 кВт·ч/баз.т силикомарганца, а в апреле эти показатели были в пределах 31,2 МВт, 159,6 т/сутки и 4625 кВт·ч/баз.т соответственно.

Существенными недостатками проектной конструкции печи являются, прежде всего, слишком громоздкая тяжеловесная система подвески свода печи, выполненная из магнитной стали, система загрузки шихты с установкой промежуточных бункеров, обеспечивающих подачу шихтовых материалов в загрузочные воронки электродов, что обуславливало перетекание тока по трубопроводам от электрода к электроду, величина которого достигала 630 А, особенно на трубопроводах между электродами разных фаз [2, 3, 4], что приводило к их прогару, нарушению сплошности и просыпанию шихтовых материалов на свод печи.

При капитальном ремонте головного образца печи РПЗ-48 N 13 постепенно устраняли недостатки системы загрузки шихты, подвески свода печи, его конструкции и системы охлаждения. В настоящее время на современных печах повышенной мощности все конструктивные элементы свода печи, его подвески, наконечники загрузочных воронок выполняются из немагнитной стали, что значительно снижает энергетические потери за счет уменьшения токов наводки и увеличивает срок их службы.

В процессе освоения прямоугольных печей РПЗ-48 проводились многочисленные замеры температуры шихтовых материалов в печи, поверхности колошника, кожуха печи, металла и шлака на выпуске из печи, охлаждающей воды, отходящих газов и др. с целью составления теплового баланса печных агрегатов. Следует отметить, что при работе печи с проектными геометрическими параметрами ванны – высота ванны по футеровке всего 2800 мм, температура поверхности колошника на фактической мощности 40–45 МВт достигала 900–1050°C.

Столь высокая температура колошника и низкая стойкость водоохлаждаемых частей загрузочных воронок свидетельствуют о недостаточной глубине ванны печи. Поэтому при строительстве печи N 16 глубина ванны была увеличена на 400 мм, а высота обстановочных угольных блоков уменьшена на 650 мм. Эксплуатация этой печи подтверждает правильность такого решения. Температура поверхности колошника печи N 16 не превышает 800°C, а в большинстве случаев ниже на 200–300°C. Значительно повысилась также стойкость загрузочных воронок. В течение года работы на печи N 16 заменили только 1 воронку, в то время как на других печах не менее 5.

Замеры токов шихтовой проводимости показывают уменьшение ответвления токов в сторону футеровки, что следует считать положительным фактором.

В результате увеличения глубины печи и изменения футеровки показатели работы печи N 16 оказались лучше, нежели остальных печей, тем не менее на печах N 15, 16 наблюдались симптомы всплытия блоков подины, так как спустя 4 месяца с момента ввода в эксплуатацию и на этих печах наблюдалось нарушение сплошности футеровки подины печей.

В связи с невысокой стойкостью существующих подин была разработана новая конструкция подины, отличающаяся тем, что обработанные угольные блоки (ранее применялись не обработанные) высотой 1000 мм устанавливаются на торец, швы между ними заполняются углеродистой пастой при тщательной подгонке блоков друг к другу. Сверху блоки подины покрываются холоднонабивной подовой массой, состав которой разработан специалистами завода и сотрудниками кафедры электрометаллургии НМетАУ. Масса изготавливается на НЗФ в цехе электродной массы [5]. Выпускные отверстия располагаются на 250–350 мм выше уровня подины с целью создания защитного слоя металла на подине. В дальнейшем по такой схеме осуществляется футеровка всех печей НЗФ, что позволяет решить вопрос стойкости футеровки сверхмощных печей и повысить их срок службы до 15–20 лет.

В дальнейшем [2, 6] глубина ванны печи была увеличена до 3800 мм, водоохлаждаемые загрузочные воронки заменены неводоохлаждаемыми, установлена фиксация электродов, усилены леточные блоки и осуществлено их охлаждение, уменьшен ход электрода на 400 мм и внедрен разовый перепуск электродов на 30 мм против 100 мм по проекту. Эти и другие мероприятия позволили вывести печи РПЗ-48 на проектную мощность 55–57 МВт и вплотную приблизиться к проектной производительности.

Первые серьезные нарушения работы футеровки печи типа РПЗ-48 были установлены в конце декабря 1969 г. на печи N 13. В результате прогара около 200 тонн сплава вышло из печи через термопарный канал задней стенки под электродом N 5. Аналогичная авария произошла и на печи N 14 спустя четыре месяца после ее пуска.

Состояние подины печи после покраснения кожуха пытались определить путем зондирования через воронки стальными прутьями. Замеры после прогара печи и выхода расплава 9 сентября 1970 г. показали отсутствие вспучиваний, а максимальное увеличение глубины печи относительно начального уровня подины достигает 1970 мм (под электродом N 2). Углубления зафиксированы по всей ванне между 1 и 6 электродами, что подтверждает возможность всплытия блоков подины в результате ее разрушения.

При остановках печей РПЗ-48 N 13 и 14 на капитальный ремонт впервые в отечественной и мировой практике проводились исследования характера разрушения футеровки, производились отборы проб выломок шихты, продуктов процесса и их петрографический анализ.

На рис. 1 представлен характер разрушения футеровки печи N 13.

На основании визуального анализа характера разрушения футеровки печей РПЗ-48 N 13 и выполненных петрографических исследований выломок элементов футеровки, шихтовых материалов и продуктов плавки было установлено, что основной причиной разрушения подины является тот факт, что при проектировании печей такого типа, предназначенных для производства марганцевых ферросплавов, была принята футеровка печей, выплавляющих кремнистые сплавы, процесс производства которых является практически безшлаковым, а сплав характеризуется химической инертностью к углеродистым материалам и значительно более низким удельным весом по сравнению с марганцевыми ферросплавами, что и исключает разъедание швов между блоками и их всплытие.

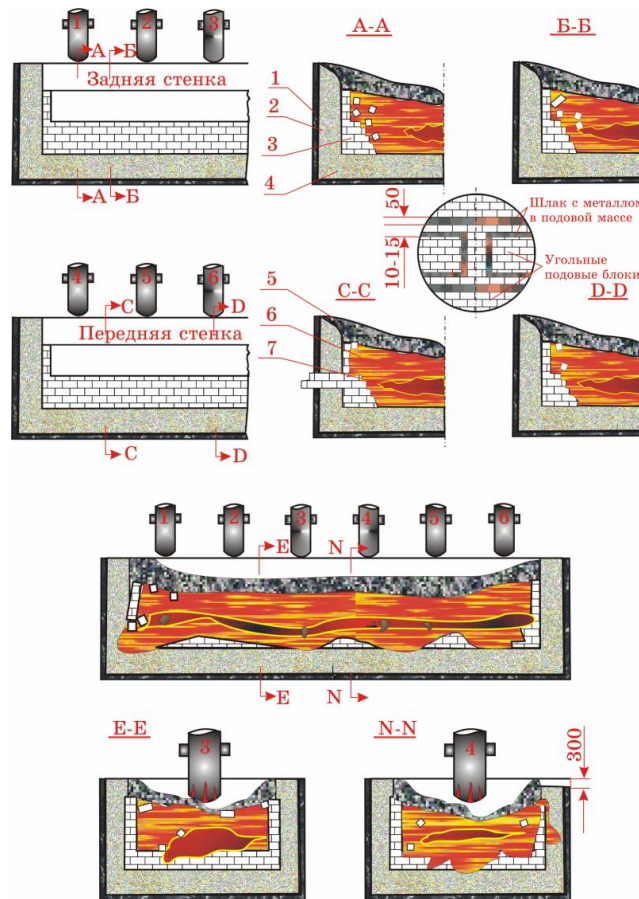


Рисунок 1 – Характер разрушения футеровки печи N 13 – РПЗ-48

Петрографические исследования выломков шихтовых материалов и продуктов плавки позволили установить механизм восстановительных процессов по мере продвижения шихты от колошника печи до подины. Более детально материалы этих исследований изложены в работе [7]. Установлено, что в верхних горизонтах печи происходит восстановление железа, а затем восстанавливается фосфор, содержание которого в корольках металла достигает 30%, что исключает возможность его улета в газовую фазу, и он практически полностью переходит в готовую продукцию. Поэтому для получения низкофосфористых марок марганцевых ферросплавов необходимо использовать высококачественное марганцевое сырье с низким содержанием фосфора или использовать электрометаллургический способ дефосфорации исходного марганцевого сырья, технология которого успешно освоена на НЗФ и позволяет получать конкурентоспособные на мировом рынке марганцевые сплавы требуемого качества [8].

Производство малофосфористого шлака характеризуется работой печи с недостатком восстановителя и большим количеством жидкоподвижного агрессивного, по отношению к углеродистым материалам, шлака. Поэтому разрушение футеровки печей, выплавляющих малофосфористый шлак, происходит путем химической эрозии обстановочных углеродистых блоков за счет его взаимодействия с углеродом футеровки.

С целью повышения стойкости футеровки было предложено изменить параметры печи – увеличить диаметр рабочего пространства, что обеспечило, совместно с орошением кожуха ванны, образование гарнисажа, позволяющего значительно продлить срок ее службы.

В настоящее время практически все электротермические печи, работающие на производстве многошлаковых сплавов, переводятся на работу с образованием гарнисажа, который образуется за счет орошения кожуха ванны печи или за счет

вмонтирования в футеровку холодильников. Особенно остро проблема повышения стойкости футеровки стоит при электротермической переработке окисленных никелевых руд при получении черного ферроникеля, кратность шлака при котором составляет 6–10.

В условиях Побужского ферроникелевого комбината произошел прогар футеровки печи мощностью 48 МВ·А, выплавляющей ферроникель, с выходом и попаданием расплава в печную подстанцию, что привело к возгоранию трансформаторного масла в количестве около 40 т, большому разрушению конструкций здания цеха и значительным материальным потерям [9].

Таковую же судьбу постигли суперсовременные печи постоянного тока (рис. 2), предназначенные для электротермической переработки мелкодисперсных руд для производства высокоуглеродистого ферромарганца в условиях Актюбинского ферросплавного завода [10]. По истечении примерно 8 месяцев после ввода в эксплуатацию печи, футерованные современными высококремнеземистыми огнеупорными материалами, прогорели.

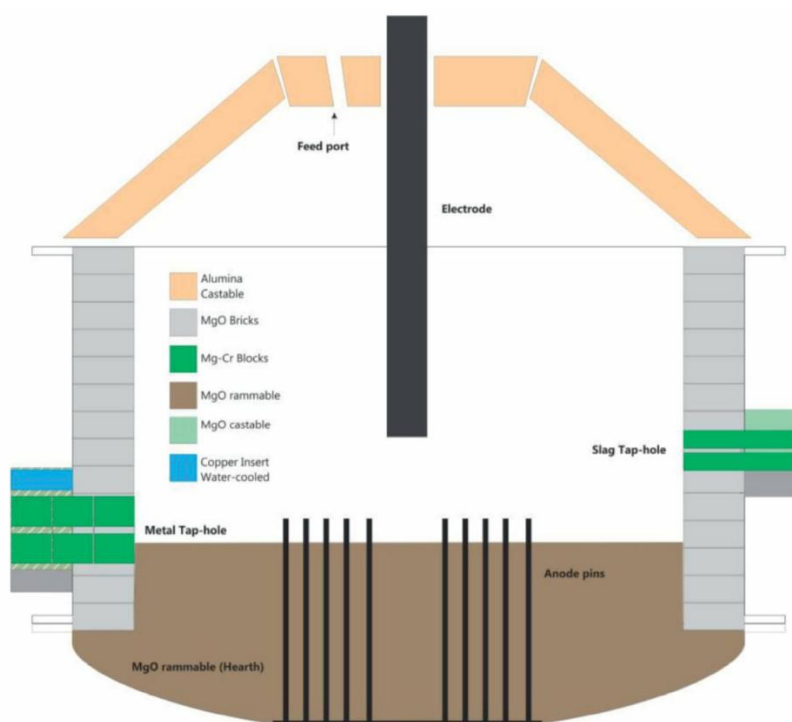


Рисунок 2 – Футеровка печи постоянного тока Mintek Актюбинского ферросплавного завода

На наш взгляд, причиной этому явилось то, что хромистые руды Казахстана характеризуются повышенным содержанием MgO , который при температуре электротермических процессов активно взаимодействует с Al_2O_3 футеровки с образованием шпинели $MgO \cdot Al_2O_3$, растворимость Al_2O_3 в котором достигает 85,5% молей, что и приводит к разрушению высокоглиноземистой футеровки [11].

Таким образом, при проектировании и строительстве современных рудовосстановительных печей повышенной единичной мощности должно базироваться не только на теплотехнических расчетах и расчетах параметров ванны печи, но и особое внимание необходимо уделять физико-химическим процессам, протекающим в ванне печи при ведении восстановительной плавки, учитывать химический состав продуктов плавки и предусмотреть их возможное взаимодействие с материалами футеровки.

Выводы

Выполненные исследования позволили установить основные причины выхода из строя элементов конструкции головного образца рудовосстановительной печи повышенной мощности типа РПЗ-48 с ванной прямоугольной формы. Разработаны рекомендации и выполнена реконструкция системы подвески свода печи и загрузки шихтовых материалов с использованием немагнитной стали, что значительно снизило потери энергии и повысило срок и службы. Анализ выломов шихтовых материалов и продуктов плавки, отобранных из печи при ее остановке на капитальный ремонт после аварийного выхода расплава через кожух ванны печи, позволил установить характер разрушения подины печи и механизм протекания восстановительных процессов.

Разработана конструкция футеровки ванны печи, технология ее изготовления и материалы позволили довести срок безаварийной службы до 20 – 25 лет.

При проектировании современных рудовосстановительных печей повышенной мощности, этих сложнейших электротермохимических реакторов, необходимо учитывать всю совокупность взаимовлияния электрических, теплотехнических, физико-химических параметров процессов, протекающих в них при выплавке конкретных сплавов, характеризующихся особенностями температурного, шлакового режимов и физико-химических свойств расплава.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов. Под редакцией д.т.н. Куцина В.С. и академика НАН Украины Гасика М.И. – Днепропетровск: НМетАУ, 2011. – 508 с.
2. Освоение выплавки силикомарганца в прямоугольных ферросплавных печах РПЗ-48. / В.И.Матюшенко, С.И.Хитрик, Ю.В.Чепеленко, А.Н.Овчарук и др. // Бюллетень ЦНИИЧМ. – 1972. – N 2 (670). – С. 30–33.
3. К вопросу электрического режима и параметров печей РПЗ-48, выплавляющих товарный силикомарганец / В.И.Матюшенко, В.А.Кравченко, А.Н.Овчарук и др. // Металлургия и коксохимия: К.: Техніка, 1972. – Вып. 31. – С.38–41.
4. Влияние фактической мощности печи РПЗ-48 на основные технико-экономические показатели процесса выплавки силикомарганца / В.И.Матюшенко, Ю.В.Чепеленко, В.А.Кравченко, А.Н.Овчарук и др. // Металлургия и коксохимия: К.: Техніка, 1972. – Вып. 31. – С. 32–34.
5. Патент Украины N 49728. Подовая масса для холодной набивки футеровки ванны электропечей.
6. Работа реконструированной печи РПЗ-48 на проектной мощности / Ю.В.Чепеленко, В.И.Матюшенко, А.Н.Овчарук и др. // Сб. НИИМ. Производство ферросплавов. – Металлургия, 1974. – N 3. С. 5–10.
7. Петлеваный Л.Ф., Овчарук А.Н., Матюшенко В.И., Чепеленко Ю.В. Характер разрушения футеровок закрытых печей РКЗ-16,5 и РПЗ-48, выплавляющих малофосфористый шлак и товарный силикомарганец // первая научно-техническая конференция ферросплавщиков Украины. – Днепропетровск, 1972. – С. 24–25.
8. Овчарук А. Н. Ресурсосберегающие технологии выплавки конкурентоспособных марганцевых ферросплавов в мощных электропечах на основании рационального использования марганцевых концентратов и вторичных материалов / Дисс. докт. техн. наук. – Днепропетровск: НМетАУ, 1977 г.
9. Соколов К. Д. Совершенствование технологии конкурентоспособного ферроникеля в условиях ООО «ПФК» с использованием сырья зарубежных месторождений / Дисс. канд. техн. наук. – Днепропетровск: НМетАУ, 2012 г.
10. Geldenhuys I. J. Aspects of DC chromate smelting at Mintek – an overview. INFACON XIII, Kazakhstan, Almaty, 2013, p. 31–47.
11. Бережной А.С. Многокомпонентные системы оксидов // К.: Наукова думка, 1970. – С. 120–121.

ИННОВАЦИОННЫЕ ПОДХОДЫ ПРИ СОЗДАНИИ И РАЗВИТИИ ПАО «НИКОПОЛЬСКИЙ ЗАВОД ФЕРРОСПЛАВОВ»

Государственное предприятие «Украинский научно-технический центр «Энергосталь», созданное в 2001 г., – правопреемник старейших в СНГ научно-исследовательских и проектных институтов «Гипросталь» и УкрНИИМет, основанных в 1928 г., а также НИПИ «Энергосталь» (1967 г.) и НИПКТИ «Металлургмаш» (2000 г.).

Сегодня ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» (далее Центр) является одной из крупнейших в СНГ научно-исследовательских, технологических, инжиниринговых и производственных организаций, осуществляющих работы по созданию производств с полным технологическим циклом для предприятий горно-металлургического комплекса: разрабатывает новые технологии, проектирует строительство новых и реконструкцию действующих производств, изготавливает и поставляет стандартное и нестандартное экологическое и энергетическое оборудование, выполняет строительно-монтажные, шефмонтажные и пусконаладочные работы, выводит объекты на проектную мощность.

В состав Центра в настоящее время входят в качестве структурных подразделений научно-исследовательские, проектные институты, конструкторские подразделения, научно-технический и производственный комплекс, а также филиалы в городах Украины.

Одно из структурных подразделений ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» – НИПИМП «Гипросталь», вошедший в состав Центра в 2004 г. – с 1963 г. являлся головным институтом по проектированию ферросплавного производства СССР.

Следует отметить, что именно по проектам Центра была создана ферросплавная подотрасль горно-металлургического комплекса СССР и построены такие ферросплавные заводы, как Запорожский, Кузнецкий, Актюбинский, Ключевский, Серовский, Стахановский, Никопольский и Ермаковский (ныне Аксуский).

На Челябинском электрометаллургическом комбинате, который был спроектирован и построен фирмой «Демаг» (Германия) в 1928–1931 гг., по проектам Центра в 1950–1998 гг. произведена полная реконструкция и создано пять новых цехов для производства ферросплавов.

В НПО «Тулачермет» Центром созданы цеха по производству феррованадия и высококислотного электролитического рафинированного хрома.

В 1998–1999 гг. для ЗАО «Алаш» (г. Темиртау, Казахстан) выполнен проект и осуществлено перепрофилирование карбидных электропечей мощностью 60 МВА на выплавку марганцевых ферросплавов.

В ЗАО «Ферротрейдинг» (г. Запорожье, Украина) пущен цех с тремя электропечами ДСПТ-12 на постоянном токе для выплавки высокоуглеродистого феррохрома и спецстали.

В 2008 г. осуществлен пуск нового завода по производству высокоуглеродистого феррохрома в г. Тихвине (РФ).

В странах дальнего зарубежья (Китае, Северной Корее, Египте, Болгарии, Индии, Словакии) по проектам Центра построены и введены в эксплуатацию девять цехов и специализированных установок по производству различных ферросплавов (марганцевых, ферровольфрама, ферромolibдена, пятиокси ванадия и феррованадия, ферросиликокальция, ферросилиция, ферросиликохрома, низкоуглеродистого феррохрома). Проектные работы по ферросплавному производству выполнялись также для предприятий Германии, Ирака, Бразилии, Вьетнама.

Заводы и ферросплавные цеха бывшего СССР, построенные по проектам Центра, производили около 5,6 млн т/год различных ферросплавов, предприятия дальнего зарубежья – около 400 тыс. т/год [3].

Номенклатура продукции, производимой на этих предприятиях, насчитывает более 200 наименований ферросплавов, модификаторов и лигатур. Это электропечные ферросплавы и металлургические, конвертерные и вакуумированные, азотированные и порошковые, полученные методом электролиза и сплавления, гидрометаллургическим способом и методом смешивания жидких расплавов, электроплавленные флюсы и комплексные модификаторы. Суммарная мощность 260 электропечей (герметичных, закрытых, полужакрытых и открытых), установленных на этих предприятиях, составляет ~ 470 МВА, из них электропечей мощностью 63 МВА – 14 штук, 75 МВА – 6 штук, 33 МВА – 20 штук [1, 3].

В 2011 г. была разработана и получила положительное заключение Главгосэкспертизы России проектная документация на 1-й этап строительства Енисейского ферросплавного завода с годовым объемом производства до 250 тыс. т марганцевых ферросплавов.

Два завода – Никопольский (Украина, проектная мощность 1,2 млн т ферросплавов в год) и Аксуский (Казахстан, проектная мощность 1,0 млн т ферросплавов в год) в настоящее время являются одними из самых крупных ферросплавных заводов мира.

Особое место в истории трудовой деятельности Центра занимает 50-летнее плодотворное сотрудничество в области проектирования, строительства и развития наиболее крупного в Европе завода по производству марганцевых сплавов – ПАО «Никопольский завод ферросплавов».

История создания Никопольского завода ферросплавов началась в середине 50-х годов прошлого столетия, когда ферросплавный отдел института «Гипросталь», возглавляемый Бабенко В.Т. и пополненный выпускниками кафедры электрометаллургии стали и ферросплавов Днепропетровского металлургического института, активно работал над превращением отечественной ферросплавной промышленности в передовую подотрасль горно-металлургического комплекса страны. Эти работы велись совместно со специалистами научно-исследовательских институтов, металлургических вузов и действующих ферросплавных заводов и были направлены на создание новых прогрессивных технологий и оборудования для производства ферросплавов [3]. К тому времени отдел вплотную подошел к решению вопроса укрытия ферросплавных рудовосстановительных электропечей водоохлаждаемыми сводами.

Решения, найденные отделом, можно назвать технической революцией в производстве ферросплавов. Они позволяли улучшить технико-экономические показатели печи; механизировать и автоматизировать систему шихтоподготовки и

подачи шихты в электропечи; улавливать, очищать и использовать как топливо ферросплавный газ; полностью автоматизировать управление печью; увеличить мощность электропечей с 16,5 МВА до 60–80 МВА и выше; резко улучшить условия труда в цехе, а с установкой продольно-емкостной компенсации реактивной мощности повысить коэффициент мощности электропечи с 0,66 до 0,92 [4]. Все это дало возможность грамотно подойти к решению вопроса эффективного использования бедных фосфористых марганцевых руд при выплавке марганцевых ферросплавов в мощных ферросплавных электропечах (эти руды непригодны для плавки в доменных печах). Запасы таких руд в украинском Никополь-Токмакском бассейне позволяли надежно планировать на длительный период производство ферромарганца и силикомарганца.

Исходным сырьем Никопольского бассейна являются окисные и карбонатные руды, которые имеют высокое содержание фосфора (0,16–0,42 %), кремнезема (13–16 %) и относительно низкое содержание марганца (17–33 %). Эти руды могут быть использованы только после обогащения на ГОКах (путем получения из них марганцевых концентратов) [5].

Перед проектировщиками встала задача разработки технологии обогащения, окускования и обесфосфоривания этих руд.

В содружестве с ЦНИИЧерметом, Запорожским заводом ферросплавов и Гипрорудой институтом «Гипросталь» был разработан рациональный способ обогащения, окускования и металлургической переработки окисных и карбонатных руд Никопольского месторождения, который лег в основу проектирования строительства нового завода ферросплавов в г. Никополе.

Придавая большое значение использованию никопольских руд, Днепропетровский Совнархоз организовал и 23 марта 1958 г. утвердил Государственную комиссию для выбора площадки под строительство нового завода ферросплавов на Украине в районе г. Никополь. В работе комиссии принимали участие представители «Гипростали» под руководством главного инженера проекта Кошкина Г.Л.

15 мая 1958 г. Совет Министров СССР Постановлением № 501 вынес решение о строительстве в Никополе нового завода по производству марганцевых ферросплавов, и институт приступил к сбору исходных данных для проектирования, а также – к согласованию технологий производства марганцевых ферросплавов, выбору типа и мощности электропечей.

В мае 1959 г. «Гипросталью» была разработана «Схема развития производства ферросплавов в СССР и их потребления на 1965–1970 годы» с учетом строительства и ввода в эксплуатацию Никопольского завода ферросплавов.

15 апреля 1960 г. специальная Правительственная комиссия рассмотрела тип и мощность устанавливаемых на новом заводе ферросплавных электропечей. На основании расчетов институтов «Гипросталь» и ВНИИЭТО комиссия приняла решение: в цехе № 1 установить прямоугольные шестиэлектродные печи мощностью по 60 МВА, а в цехе № 2 – круглые печи мощностью по 30 МВА.

В 1960–1961 гг. институт разработал проектное задание строительства нового завода ферросплавов в г. Никополе с объемом производства марганцевых ферросплавов 1,2 млн т в год. Мощность завода была принята согласно заданию Госплана УССР № 24-9а/1066 от 04.06.1960 г.

Проектное задание и дальнейшее проектирование Никопольского завода ферросплавов разрабатывались коллективом высококвалифицированных специалистов института во главе с главным инженером проекта Лихачевым А.А. и технологами-ферросплавщиками Бабенко В.Т. и Шестаковским О.Ф.

По проектному заданию (основному проектному и финансовому документу, по которому в те годы осуществлялось рабочее проектирование и финансирование капитального строительства) предусматривалось строительство Никопольского завода ферросплавов в составе двух основных цехов № 1 и 2, с установкой в них 14 мощных ферросплавных печей (для выплавки 720 тыс. т в год углеродистого ферромарганца и 440 тыс. т в год силикомарганца), специализированного цеха № 9 (для производства 40 тыс. т в год электроплавленных сварочных флюсов и флюсов для электрошлакового переплава стали и сплавов), цеха электродной массы мощностью 44 тыс. т в год, аглофабрики с объемом производства агломерата из марганцевой руды 2,5 млн т в год, блока ремонтно-вспомогательных цехов, экспериментального цеха и других объектов инфраструктуры, необходимых для нормальной работы предприятия.

Впервые в практике проектирования ферросплавных заводов был принят глубокий ввод высокого напряжения 154 кВ непосредственно к печным трансформаторам, устанавливаемым на открытой эстакаде, и запроектирована установка продольно-емкостной компенсации (УПК) реактивной мощности, не имеющая аналогов в мировой практике ферросплавного производства [4].

В июне 1961 г. проектное задание было рассмотрено и положительно оценено на Техническом Совете Днепропетровского Совнархоза. В протоколе Техсовета от 6 июня 1961 г. № 744 отмечалось, что проектное задание разработано с учетом применения последних достижений науки и техники в ферросплавном производстве, а рекомендуемые к установке печи значительно больше по мощности, чем самые крупные зарубежные аналоги.

Проектное задание строительства Никопольского завода ферросплавов было рассмотрено Главгосэкспертизой страны и также получило положительную оценку.

В своем заключении Госстрой СССР отметил, что руды Никопольского месторождения непригодны для переплава их в доменных печах и в проектном задании правильно принят электрометаллургический способ производства марганцевых ферросплавов в закрытых электропечах большой мощности (впервые примененных в мировой практике), а доменные печи, выплавляющие ферромарганец, могут быть переведены на выплавку чугуна. Было также отмечено, что Никопольский завод ферросплавов запроектирован на высоком техническом уровне, который обеспечит при строительстве и эксплуатации завода высокие технико-экономические показатели.

Президиум Совета Министров СССР протоколом от 15 ноября 1961 г. № 38 одобрил разработанное институтом «Гипросталь» проектное задание.

8 декабря 1961 г. Совет Министров СССР Постановлением № 1089 утвердил проектное задание строительства Никопольского завода ферросплавов.

Таким образом, проектное задание, разработанное и утвержденное институтом «Гипросталь», дало путевку в жизнь флагману отечественной индустрии, самому крупному в Европе производителю марганцевых ферросплавов – Никопольскому заводу ферросплавов.

В соответствии с проектным заданием институтом была разработана проектно-сметная документация, по которой в ноябре 1962 г. началось строительство ферросплавного завода в г. Никополе.

Рабочая документация на первый пусковой комплекс предусматривала строительство и ввод в эксплуатацию флюсоплавильного цеха № 9 со всей необходимой инфраструктурой. Строительство комплекса было успешно завершено. 6 марта 1966 г. состоялась первая плавка флюса АНФ-6 [9], а 25 марта официально был введен в эксплуатацию флюсоплавильный цех.

Таким образом, эта дата вошла в историю Никопольского завода ферросплавов и института «Гипросталь» как день рождения завода.

Следующими этапами стали строительство и ввод в эксплуатацию цеха электродной массы и основных плавильных цехов № 1 и 2, на которые возлагалась задача производства основной продукции завода – марганцевых ферросплавов.

К этому времени в стране выявился значительный дефицит марганцевых ферросплавов и Госплан СССР на основании Постановления Совмина СССР от 20.06.67 г. поручил «Гипростали» разработать новое проектное задание развития Никопольского завода ферросплавов, которое включало в себя расширение цехов № 1 и 2 (с установкой в них дополнительно четырех печей мощностью по 63 МВА каждая), а также увеличение выпуска электроплавленных флюсов до 60 тыс. т в год, а электродной массы – до 78 тыс. т в год.

Экспертиза Минчермета СССР отметила высокий технический уровень решений, принятых в новом проектном задании, и оно было утверждено приказом Минчермета СССР от 31.12.1969 г. № 758. Рабочая документация на строительство основных цехов, разработанная институтом в соответствии с новым проектным заданием, включала в себя ряд новейших прогрессивных технологических решений.

В декабре 1968 г. на заводе вошел в строй цех электродной массы.

Большим достижением в ферросплавном производстве явилось создание и установка на Никопольском заводе ферросплавов прямоугольных шестиэлектродных печей, закрытых водоохлаждаемым сводом типа РПЗ-48, и герметичных печей РПЗ-63 с установленной мощностью трансформаторов 63 МВА, предназначенных для выплавки углеродистого ферромарганца и силикомарганца. Конструкторская документация на эти печи с УПК была разработана институтом ВНИИЭТО по техническому заданию института «Гипросталь», печи изготавливались на заводе «СИБЭЛЕКТРОТЕРМ». Технические решения, не имевшие на тот момент мировых аналогов, позволяли увеличить активную мощность печных трансформаторов и производительность печей на 30–40 %, подняв коэффициент использования мощности с 0,66 до 0,92 благодаря применению установок продольно-емкостной компенсации [3].

Впервые в отечественной практике ферросплавного производства институтом была разработана централизованная система разгрузки поступающего на завод сырья с помощью вагонопрокидывателя, передачи его в объединенные склады, шихтоподготовки для аглофабрики и плавильных цехов, шихтоподдачи конвейерами на аглофабрику и в цеха № 1 и 2. Система позволяла значительно снизить капитальные затраты при строительстве, обеспечивала высокий уровень механизации и автоматизации, уменьшала численность обслуживающего персонала.

Впервые для разливки сплавов были установлены высокопроизводительные двухконвейерные разливочные машины длиной 70 м, что также сократило капитальные вложения. Данные машины разрабатывались и изготавливались по техническому заданию института «Гипросталь».

В августе 1968 г. был передан в эксплуатацию цех № 2 [9].

В 1969–1970 гг. институтом «Гипросталь» совместно с заводом и институтом «Центрэнергочермет» были проведены исследования в области использования ферросплавного газа взамен природного. Их результаты нашли отражение в разработанной технической документации: отныне ферросплавный газ использовался на заводе как топливо в системе отопления предприятия, в аглоцехе, в гаражах размораживания [4, 10].

В 1971 г. в эксплуатацию был введен цех шихтоподготовки [9].

В конце 1972 г. по проектам «Гипростали» была создана первая, а в 1973 г. – вторая агломерационная машина. До этого времени отечественные ферросплавные заводы не имели в своем составе аглофабрик [5].

По проекту института был построен и передан в эксплуатацию в 1972 г. цех по переработке ферросплавных отвальных шлаков. С пуском отделения переработки шлаковых коржей и отходов производства, вошедшего в состав цеха, был полностью решен вопрос по переводу завода на работу без шлаковых отвалов. Извлеченный из отвального шлака металл возвращался в основное производство, а полученные щебень, граншлак, песок и абразивный порошок реализовывались как дополнительная товарная продукция [7].

С пуском печи № 11 выявились недостатки в конструктивных элементах: летке, загрузочных воронках, подвеске свода и др. Была проделана большая работа по их исследованию и поиску оптимальных вариантов реконструкции печи. В данной работе активное участие принимали специалисты «Гипростали» [10].

После реконструкции и успешного освоения печей РПЗ-48 на их основе была разработана герметизированная прямоугольная шестиелектродная печь РПЗ-63И1 для производства силикомарганца и углеродистого ферромарганца [8].

Все эти новшества вошли в проекты «Гипростали», по которым был построен и 31 декабря 1975 г. вступил в строй плавильный цех № 1.

В декабре 1979 г. и в апреле 1980 г. на заводе начали эксплуатироваться электропечи № 17 и 18 РКГ-75 производства японской фирмы «Танабэ» [9].

По проектам «Гипростали» на Никопольском заводе ферросплавов в 1983 г. были построены и введены в эксплуатацию: гараж для размораживания вагонов с сырьем, блок ремонтных цехов № 2, тепловозо-вагонное депо, профилакторий на 300 мест.

В 1989 г. институт подготовил рабочую документацию капитального ремонта с модернизацией оборудования разгрузочной части агломашинок № 3 и 4. В документации был разработан новый способ укладки агломерата на охладитель агломашины, ее удлинение, а также исключен узел грохочения горячего агломерата, уменьшено количество технологического оборудования и значительно улучшены условия труда в разгрузочной части агломерационного корпуса и на тракте подачи возврата агломерата.

В 1991 г. состоялся пуск цеха шлакового литья.

В 1992 г. институтом разработана рабочая документация комплекса по производству шлакоблоков на импортном оборудовании (с участком вяжущих материалов) производительностью 32 млн штук в пересчете на условный кирпич.

Это далеко не полный перечень работ, которые были осуществлены ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» с целью создания и развития ПАО «Никопольский завод ферросплавов».

ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» не только выполняет проектные работы в качестве генерального проектировщика ПАО «НЗФ», но и осуществляет для завода изготовление и поставку оборудования, проводит строительные-монтажные, шефмонтажные, пусконаладочные работы, ввод в эксплуатацию объектов с авторским сопровождением и выводением их на проектную мощность [1, 2].

За последние 5 лет Центр реализовал программу работ, направленных на оздоровление воздушного бассейна Никопольского завода ферросплавов.

В 2010 г. были осуществлены изготовление, поставка, шефмонтажные и пусконаладочные работы рукавного фильтра с импульсной регенерацией ткани ФРИР-7000 для газоочистки аспирационных выбросов от печи № 2 и разливочной машины № 3.

Программой развития ПАО «НЗФ» на 2012 г. предусматривалось строительство реконструированных аспирационных систем В-3 и В-5 агломашин № 3 и 4 аглоцеха. Рабочий проект реконструкции этих систем Центр разработал в 2008 году.

ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» разработана конструкторская документация, осуществлены изготовление и поставка рукавных фильтров ФРИР-7000, а также – авторский надзор за строительством, шефмонтажные, пусконаладочные работы, обучение персонала и паспортизация аспирационных систем В-3 и В-5 [2, 6].

Впервые в СНГ Центром были разработаны, реализованы и введены в эксплуатацию централизованные системы очистки (в рукавных фильтрах производительностью 1 млн м³ в час) аспирационных выбросов разгрузочной зоны и линейных охладителей двух агломашин, спекающих марганцевый агломерат на НЗФ. Строительство газоочистки и монтаж воздухопроводов диаметром до 3000 мм были осуществлены в условиях действующего производства с полным обеспечением агломератом ферросплавных электропечей.

До реконструкции очистка аспирационных газов на заводе производилась в мокрых пылеуловителях с остаточной запыленностью выбросов более 150 мг/нм³, что в 15 раз превышало требования действующих экологических нормативов по выбросам марганцевой пыли. После реконструкции остаточная запыленность выбросов составила 4–5 мг/м³ при проектной гарантии 10 мг/м³ [2, 6].

12 марта 2013 г. на заводе по проекту Центра в расширяемой части склада готовой продукции № 2 цеха № 9 был построен и введен в эксплуатацию дробильно-сортировочный комплекс.

В период с 2013 г. по 2015 г. Центр изготовил и произвел поставку основных пылеулавливающих аппаратов газоочистки вентсистем В-21, В-22, В-23 (фильтров с импульсной регенерацией ФРИР-5500), а также выполнил шефмонтажные и пусконаладочные работы газоочистки.

Последняя работа по выполнению программы развития ПАО «НЗФ» была осуществлена Центром 23 декабря 2015 г. Это пуск в эксплуатацию (после реконструкции) действующих газоочисток вентсистем В-21, В-22, В-23 с установкой современных рукавных фильтров разработки и конструкции ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» (с подключением к ним источников пылевыделения от оборудования поточно-транспортной системы шихтоподачи агломерационного цеха). Введенная в эксплуатацию газоочистная система обеспечивает отбор,

улавливание и очистку пыли от более чем двухсот источников пылевыделения аглоцеха. Суммарный рабочий объем газозадушной смеси, поступающий на газоочистку, составляет 750 000 м³ в час. Остаточная запыленность выбросов после газоочистки составила менее 2 мг/м³ (то есть в 5 раз меньше допустимого предела).

Центром ежегодно проводятся работы по выполнению метрологических экспертиз. На основании данных инвентаризации выбросов и материально-сырьевых балансов разрабатываются удельные показатели выбросов загрязняющих веществ в окружающую среду.

Осуществляя более пятидесяти лет функции генерального проектировщика Никопольского завода ферросплавов, Центр выполняет научно-исследовательские работы, разрабатывает проектно-сметную документацию для строительства, реконструкции и технического перевооружения завода, выполняет геологические и геодезические изыскания, осуществляет авторский надзор за строительством запроектированных объектов.

Все работы для капитального строительства завода проводились и проводятся под непосредственным руководством главных инженеров института: Новгородцева А.В. (1954–1971 гг.), Бабенко В.Т. (1971–1986 гг.), Полещук П.Н. (1986–1996 гг.), Павленко А.А. (1996–2010 гг.), Петрова Ю.Л. (2011–2016 гг.) и заместителей генерального директора Пирогова А.Ю. (2001–2016 гг.), Мантулы В.Д. (2001–2016 гг.) и Китченко В.К. (2001–2004 гг.).

Проектные работы по заводу возглавляли главные инженеры проекта: Кошкин Г.Л. (1958–1960 гг.), Лихачев А.А. (1960–1977 гг.), Полещук П.Н. (1977–1986 гг.), Бабенко В.Т. (1986–1999 гг.), Шевченко В.Ф. (1999–2005 гг.), Лысенко Г.В. (2005–2014 гг.).

Четыре совместные работы ПАО «НЗФ» и ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» были высоко оценены на государственном уровне:

– в 1984 году – Государственная премия УССР за успешно разработанный и внедренный комплексный проект по защите воздушного бассейна от выбросов ферросплавных печей и использованию вторичных энергоресурсов Никопольского завода ферросплавов. От «Гипростали» награждены Мищенко П.А., Моцарь Н.В., Чатченко А.Я., Полещук П.Н.;

– в 1991 году – Премия Совета Министров СССР за комплекс научных исследований, проектно-конструкторских разработок по техническому перевооружению и расширению электротермического производства марганцевых ферросплавов с внедрением электропечей большой мощности, эффективных прогрессивных технологий и оборудования. От «Гипростали» награждены Полещук П.Н., Амброжевич В.М.;

– в 1998 году – Государственная премия Украины за электрометаллургический марганцевый комплекс Украины: научные и проектно-конструкторские разработки, освоение уникальных электропечей, внедрение новых энерго- и ресурсосберегающих технологий производства ферросплавов, повышение конкурентоспособности продукции и решение экологических задач. От «Гипростали» награжден Полещук П.Н.;

– в 2015 году – Государственная премия Украины за новейшие энергосберегающие технологии производства марганцевых ферросплавов в электропечах. От Центра награжден Петров Ю.Л.

Уже пятьдесят лет ПАО «Никопольский завод ферросплавов» и ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» объединяет плодотворное творческое, деловое и стратегическое партнерство.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Сталинский Д. В. Инновационные подходы при создании экологичных, энергетически эффективных ферросплавных заводов / Д. В. Сталинский, А. А. Павленко, Ю. Л. Петров // Экология и промышленность. – 2011. – № 4. – С. 4–7.
2. Stalinsky D. V. Innovative approaches when creating modern environmentally safe and energy efficient ferroalloy productions / D. V. Stalinsky, Y. L. Petrov // Energy efficiency and environmental friendliness are the future of the global Ferroalloy industry: Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress INFACON XIV (May 31 – June 4, 2015, Kiev, Ukraine). – 2015. – Vol. 2. – P. 733–737.
3. Создание объектов ферросплавного производства за 80 лет деятельности института «Гипросталь» – головного института по проектированию ферросплавных заводов / Ю. Л. Петров, О. Ф. Шестаковский, Ю. П. Поспелов и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – № 1. – С. 17–20.
4. Петров Ю. Л. Технологические мероприятия в ферросплавном производстве по энергосбережению / Ю. Л. Петров, О. Ф. Шестаковский, Ю. П. Поспелов // Экология и здоровье человека. Охрана воздушного и водного бассейнов. Утилизация отходов : сб. науч. ст. XVI Междунар. науч.-практ. конф. : в 2-х т. / УкрНТЦ «Энергосталь». – Х. : Изд-во «Сага», 2008. – Т. 1. – С. 173–176.
5. Металлургия марганца Украины / Б. Ф. Величко, В. А. Гаврилов, М. И. Гасик и др. – К. : Техника, 1996. – 471 с.
6. Сухая очистка аспирационных выбросов от марганецсодержащей пыли на ПАО «Никопольский завод ферросплавов» / Д. В. Сталинский, А. Ю. Пирогов, Ю. Л. Петров и др. // Экология и промышленность. – 2012. – № 4. – С. 49–52.
7. Петров Ю. Л. Проектные решения по утилизации марганецсодержащей пыли и шламов газоочисток и аспирационных установок на ферросплавных заводах / Ю. Л. Петров, Г. Ф. Пшемьский, Т. Ю. Бочарник // Экология и промышленность. – 2012. – № 2. – С. 96–101.
8. Никопольские ферросплавы / М. И. Гасик, В. С. Куцин, Е. В. Лапин и др. – Днепропетровск : Системные технологии, 2004. – 272 с.
9. У руля Никопольского завода ферросплавов. – Днепропетровск, 2010. – 187 с.
10. Анализ основных исследовательских работ в привязке к реальным условиям проектирования производства марганцевых ферросплавов на Никопольском и Запорожском заводах ферросплавов / П. Н. Полещук, О. Ф. Шестаковский, В.Т. Бабенко, Г. А. Лазарев // Изв. ВУЗов. Черная металлургия. – 1992. – № 12. – С. 36–39.

С.Г. Грищенко, Л.Б. Медовар, В.К. Грановский

О ВОЗМОЖНЫХ ПУТЯХ РАЗВИТИЯ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ВО ВЗАИМОСВЯЗИ С ВИДОИЗМЕНЕНИЯМИ В ПРОИЗВОДСТВЕ СТАЛИ

Анотація: Проведено аналіз сучасного стану світової ферросплавної промисловості. Подано статистичні дані виробництва основних видів ферросплавів. Їх подано на тлі статистичних даних виробництва світової чорної металургії останніх років, до 2015 р включно. Подані дані щодо стану виробництва сталі та ферросплавів в Україні. Прогнозується покращення ситуації в найближчі роки.

Ключові слова: сталь, ферросплави, легування, сортамент виробництва, ринкова ситуація, енергоспоживання

Анотация: Проведен анализ современного состояния ферросплавной промышленности в мире. Приведены статистические данные производства основных видов ферросплавов на фоне данных мирового производства стали последних лет вплоть до 2015. Приведены данные о производстве стали и ферросплавов в Украине. Прогнозируется улучшение ситуации в ближайшие годы.

Ключевые слова: сталь, ферросплавы, легирование, сортамент производства, рыночная конъюнктура, энергопотребление.

Abstract: Analysis of the present situation of the world ferroalloys industry are given. Statistical data of ferroalloys manufacturing outlined as well as world steel manufacturing figures of the recent years including 2015. At the same time, Ukrainian steel and ferroalloys industry situation presented. Also positive forecast for it improvement within coming years are formulated.

Key words: steel, ferroalloys, alloying, manufacturing program, market situation, energy consumption

Анализ ситуации в мировом сталеплавильном производстве представляет особый интерес для специалистов ферросплавной промышленности. Прежде всего, следует еще раз напомнить о фундаментальной работе М.И. Гасика и Н.П.Лякишева [1], четко показавшей взаимосвязь ферросплавного и сталеплавильного производств. При этом, как отмечалось и на недавнем Международном ферросплавном конгресса ИНФАКОН-14, речь идет не только об очевидной связи объемов выплавки ферросплавов с соответствующим показателем производства стали. Современные тенденции увеличения выплавки стали электрометаллургическим способом на т.н. «мини – заводах», равно как и опережающий рост производства специальных высоколегированных сталей и сплавов [2], неизбежно влекут за собой рост потребности в ферросплавах, а значит – и объемов их производства. Появление в последние годы нового класса сталей – комплексно легированных и микролегированных, не только специальных, но и низколегированных сталей группы HSLA, где наряду с традиционными элементами – Mn, Si и Cr – включены также до 0,5% Ni, 0,5% Mo, 0,3% Nb, 0,3% V и 0,05% B – требует также соответствующего расширения сортамента производимых ферросплавов.

В 2015 году мировое производство стали по данным WSA составило 1,599 млрд. тонн, уменьшившись по отношению к историческому максимуму 2014 г. (1,637 млрд. тонн) на 2,6% (рис.1).

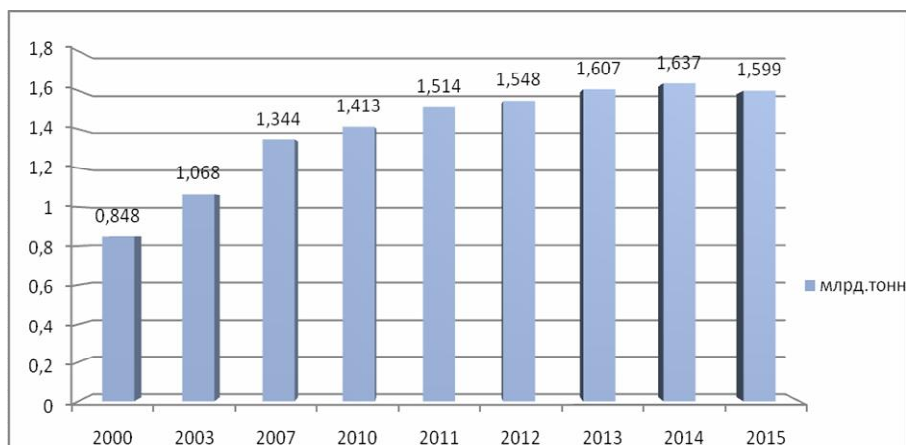


Рисунок 1 – Динамика мирового производства стали в 2000-2015 годах

Представляет интерес проанализировать как изменились в прошлом году показатели выплавки стали в странах, входящих в первую «десятку» лидеров в мире – т.н. ТОП-10 (мы далее для анализа расширили этот показатель до ТОП-12).

Напомним [3], что в 2014 г. практически все страны, входящие в ТОП-10 улучшили свои показатели по отношению к 2013 году, а уровень мирового производства превысил показатели 2013 г. на 1,1%. В США производство стали возросло на 1,7% (кроме того, на 35% возрос импорт металлопродукции в США). В Южной Корее выплавка стали возросла на 7,5%; на 2,3% возрос этот показатель в Индии и на 0,9% возрос в Китае; в остальных странах, входящих в первую десятку мировых лидеров, кроме Украины, показатели производства стали в 2014 г., в основном, сохранились на уровне прошлогодних.

По большинству прогнозов, сделанных в начале прошлого года, ожидалось, что в 2015 году выплавка стали возрастет незначительно - до 1,662 млрд., но к 2020 году мировое производство стали увеличится до 1,814 млрд. тонн, а к 2030 г. ожидается рост производства стали в мире на уровне 2, 29 млрд. тонн (рис.2).

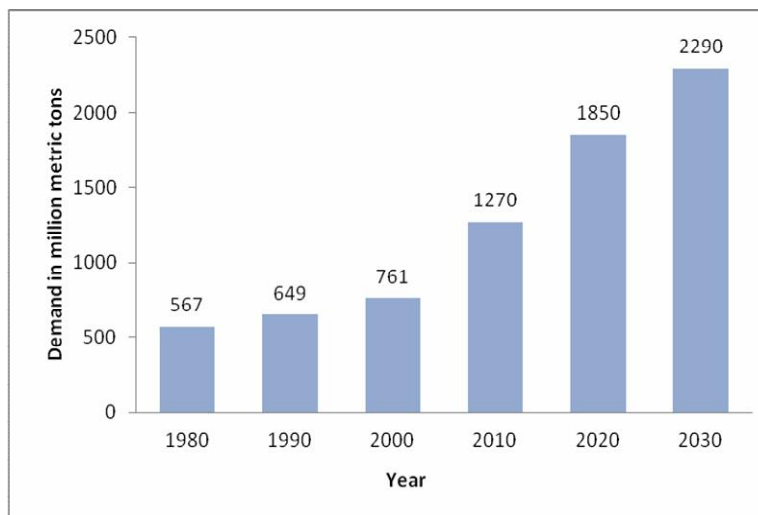


Рисунок 2 – Прогноз мирового производства стали на 2020-2030 годы

К сожалению, фактические показатели по итогам прошлого 2015 года оказались несколько хуже прогнозных, и по данным WSA ТОП-12 выглядит следующим образом:

1. Китай – 803,8 млн. тонн (–2,3% к 2014 г.).
2. Япония – 105,2 млн. тонн (– 5,0%).
3. Индия – 89,6 млн. тонн (+2,6%).

4. США – 78,9 млн. тонн (–10,5%).
5. Россия – 71,1 млн. тонн (–0,5%).
6. Южная Корея – 69,7 мл. тонн (–2,6%).
7. Германия – 42,7 млн. тонн (–0,6%).
8. Бразилия – 33,2 млн. тонн (–1,9%).
9. Турция – 31,5 млн. тонн (–7,4%).
10. Украина – 22,9 млн. тонн (–15,6%).
11. Италия – 22,0 млн. тонн (–7,1%).
12. Тайвань – 21,5 млн. тонн (–7,5%).

Как видно из этих данных, все вышеперечисленные страны, за исключением Индии, сократили выплавку стали в 2015 году. При этом, решающее влияние на ситуацию в мире продолжает оказывать Китай, на долю которого приходится практически половина мирового производства стали. Заметим, что снижение производства стали в Китае в прошлом году наблюдается впервые: более 30 лет подряд эта страна ежегодно только увеличивала выплавку стали.

Осторожные эксперты сейчас говорят о прогнозе роста объема производства стали в мире уже на 2016 год на 1,4%.

Интересный материал для размышления дают и следующие данные, приведенные на рис.3, относительно изменения (вернее, увеличения) доли *развивающихся стран* в мировом производстве стали.

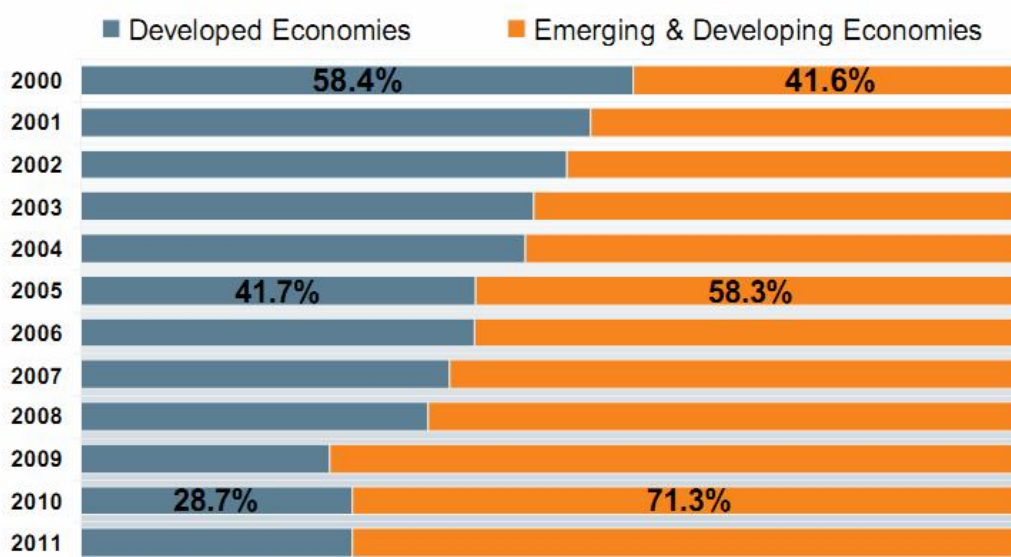


Рисунок 3 – Региональные изменения в структуре производства стали в мире

Уже сейчас в этих странах производится три четверти мировой выплавки стали; правда, в этих странах проживает и основное количество населения земного шара. Очевидно, что эти страны будут лидерами в производстве стали в ближайшие 5 лет.

В этой связи нельзя не отметить *колоссальный ресурс Индии*, численность населения в которой уверенно догоняет Китай. Планы Индии довести в самое ближайшее время производство стали до 200 миллионов тонн в год хорошо известны. Уже сейчас Индия пребывает на 3-м месте в ТОП-10, а еще десяток лет назад показатели выплавки стали в этой стране были на уровне Украины, с которой Индия делила 8-9 места в рейтинге WSA. Известны и проблемы, с

которыми столкнулась эта страна при реализации этих планов, включая ограничения в возможности увеличения роста производства электроэнергии.

Очевидна также связь прогнозов по производству стали с аналогичными прогнозами в других секторах экономики, в частности, по *производству и потреблению электроэнергии*. Практически, энергетики ожидают такого же перераспределения производства и потребления электроэнергии в пользу развивающихся стран в самые ближайшие годы. Ожидаемый же рост производства электроэнергии почти совпадает с ожидаемым ростом производства стали и прогнозируется, что к 2030 году выработка электроэнергии возрастет более, чем в 1,5 раза. На рис.4 приведены в качестве примера данные фирмы Сименс по прогнозу производства электроэнергии по различным типам электростанций.

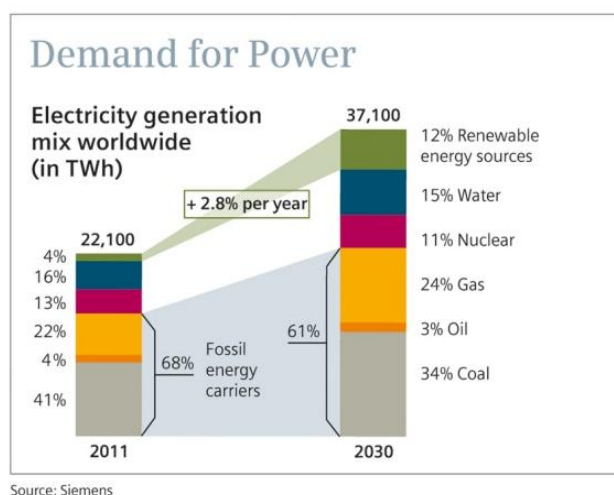


Рисунок 4 – Прогноз роста производства электроэнергии в мире к 2030 г.

Перейдем теперь к анализу ситуации в металлургии Украины. Имея производственные мощности, достаточные для производства стали на уровне 45-50 млн. тонн стали в год, развитую сырьевую и энергетические базы, в Украине по результатам прошлого 2015 года производство стали составило только 22,9 млн. тонн, что на 16% ниже соответствующего показателя за 2014 г. (рис.5) – на и в 2014 г. этот показатель снизился на 17% к 2013 г.

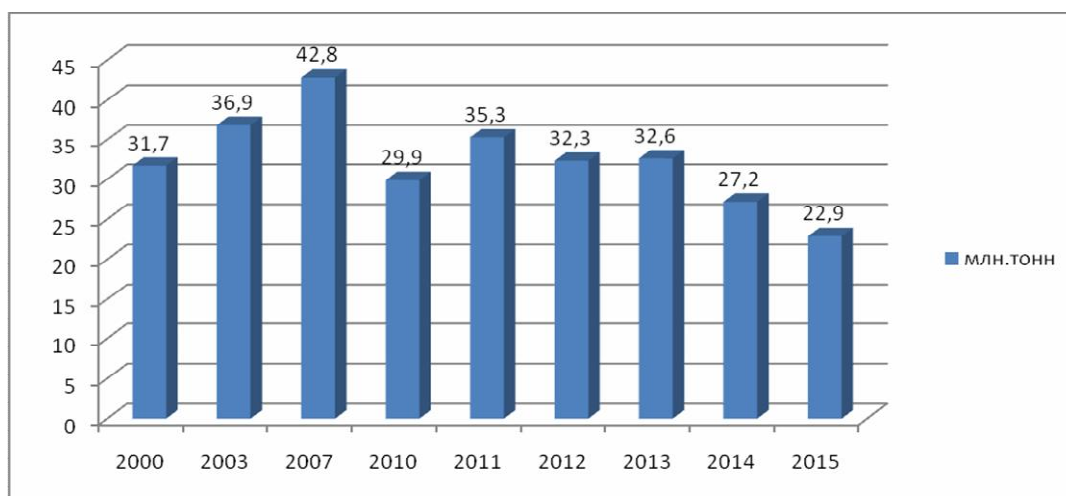


Рисунок 5 – Динамика производства стали в Украине в 2000-2015годах

Это, однако, оказалось достаточным для сохранения за Украиной по итогам 2015 г. десятого места в рейтинге мировых производителей металлургической продукции, тем более, что наши ближайшие соседи по ТОП-12 Италия (11 место) и Тайвань (12 место) также потеряли более чем по 7% объема производства стали по отношению к 2014 году.

По-видимому, нет необходимости пояснять, что причиной падения прошлогоднего на 16% и позапрошлогоднего на 17% объемов металлургического производства в нашей стране являются *военные действия*, которые протекают в настоящее время на юго-востоке Украины, где дислоцирована почти половина металлургических предприятий. Особенно обострилась ситуация, начиная с июля 2014 г.; в настоящее время целый ряд предприятий в Донбассе остановлен практически полностью либо в несколько раз сократил объем выпуска продукции. Но зададимся вопросом - только ли война является причиной наших проблем?

Анализ показывает, что даже и в «мирные» первые посткризисные годы, в отличие от зарубежных коллег, украинские металлурги *не восстановили прежние объемы производства*. ГМК Украины уже знал по 90-м годам, что такое масштабный спад производства - за годы независимости Украины объем выплавки стали снизился с 52 млн. тонн в 1988 г. до 22 млн. тонн в 1995 (это пик падения). Затем, за счет поддержки со стороны государства, ситуация в отрасли начала улучшаться, и с начала 2000-х отрасль из года в год наращивала объемы производства, до 42,8 млн. тонн в предкризисном 2007 году. Этому способствовало как улучшение конъюнктуры внутреннего рынка, так и, особенно, внешнего, к которому отечественный комплекс ГМК тесно привязан, из-за отсутствия стабильного спроса на металлопродукцию отечественным рынком. Грянул кризис 2008/9 годов – и новый глубокий спад до 29,9 млн. тонн стали в 2010 г. Далее, как показано на рис.5, небольшой подъем до 35,3 млн. тонн в 2011 г., и – пока в мирное время! – новое падение до 32,3-32,6 млн. тонн в 2012-2013 г.г. и 27 млн. тонн в 2014 году.

Чтобы больше не говорить о не радующей производственной статистике, приведем по данным Металлургпрома ряд цифр о работе отрасли по итогам 2015 года. Производство основных видов продукции ГМК составило: руда железная – 80,371 млн. тонн (98% к 2014 г.), в.т.ч. концентрат- 66,813 млн. тонн (98%), агломерат – 33,559 млн. тонн (92%), окатыши – 21,657 млн. тонн (99%); кокс – 11, 606 млн. тонн (84%), чугуна – 21,878 млн. тонн (88%), сталь – 22,935 млн. тонн (84%), общий прокат – 20,016 млн. тонн (84%), метизы – 0,178 млн. тонн (88%), трубы – 0,852 млн. тонн (61%), ферросплавы – 0,978 млн. тонн (82%).

В условиях военных действий в 2015 г. резко сократилась поставка углей на коксохимические предприятия – 15,9 млн. тонн или 85% поставок углей от прошлогоднего уровня при росте доли импортных углей в шихте для коксования с 48% до 62% (но при этом импорт углей из России снизился на 34%). Импорт готового кокса составил 1,3 млн. тонн (95% к уровню 2014 г.), и это также является прямым результатом остановки коксовых батарей на украинских КХЗ в восточном регионе страны.

По показателям работы ГМК в 2015 г уже вплотную приблизился к критическому рубежу 90-годов, когда принимались чрезвычайные меры по его спасению – в виде Закона Украины «О проведении экономического эксперимента на предприятиях ГМК» и связанных с ним ряде подзаконных актов.

Первой причиной этой ситуации следует назвать все же *неблагоприятную конъюнктуру внешних рынков*. Доля экспорта в общем объеме произведенной металлопродукции из года в год занимает в среднем 75-85% (в 2015 г. даже несколько больше – 86,9%), а при этом доля полуфабрикатов в объеме этой экспортной продукции достигает 45%. Всё это делало и делает украинский к ГМК очень зависимым от конъюнктуры мирового рынка стали и, естественно, от кризисных явлений мировой экономики, к которым привязан этот рынок.

Конъюнктура – это не только потребность, но и цены на те или иные виды продукции. По сравнению с докризисным 2008 г., в 2015 г. цены на продукцию металлургов были ниже более чем в 3 раза. В конце 2015 г. падение экспортных цен составило 23% по отношению к ценам на начало года (в долларовом эквиваленте). А вот внутренние цены возросли: на железорудное сырье – на 46%, ферросплавы – на 80-123%, кокс – на 119%, металлолом – на 45%, природный газ – на 67%, электроэнергия – на 37%. Резко возросли и имеют тенденцию к дальнейшему росту тарифы на железнодорожные перевозки.

Образно говоря, металлурги находятся «в вилке» между снижением цен на готовую продукцию и ростом себестоимости ее производства. Неудивительно, что по итогам 9 мес. 2015 г. финансовый результат до налогообложения по отрасли, был со знаком «минус», рентабельность была также минусовой (-11,9%), дефицит собственных оборотных средств – 87 млрд. грн, а не возврат экспортерам заявленного НДС – 5 млрд. грн. при переплате налога на отсутствующую прибыль – 1,7 млрд. грн.

Кроме проблем внешнего рынка с его неустойчивой конъюнктурой, нельзя обойти стороной проблемы, которые обусловлены, в первую очередь, структурным несовершенством и технологическим отставанием отрасли, неудовлетворительным техническим состоянием большинства основных производственных фондов, энергозатратностью производства. Эти проблемы *технического характера*, имеют относительно простое решение. А проблемы, на которые мы уже ссылались - неразвитость внутреннего рынка металлопродукции и зависимость комплекса от конъюнктуры мирового рынка, связаны с *макроэкономическими процессами*, происходящими в мировой экономике и связанной с ней отечественной; это мало зависит от металлургов и требуют решения на государственном уровне.

Главной проблемой, имеющей системное значение для развития ГМК, является высокая степень *износа основных фондов* и отставание технического уровня металлургического производства от лучших мировых достижений. Большинство металлургических предприятий длительные годы работали без проведения коренной реконструкции основного производства, внедрения современных энергосберегающих, экологически безопасных технологий. Это привело к сверхнормативному износу основных фондов (более 60%), низким качественным показателям и высокой энергоёмкости продукции. Уровень потребления сырьевых и топливно-энергетических ресурсов является индикатором состояния технологического оборудования и уровня технологических процессов, которые также напрямую связаны с уровнем вредных выбросов в окружающую среду. Считается, что сегодня, *энергоёмкость продукции* металлургических предприятий Украины в 1,5-2,0 раза выше энергоёмкости металлургической продукции стран Европы и мира / 4 /.

Острота проблемы высокой энергоёмкости производства усилилась в последнее время с резким повышением цен на природный газ и электроэнергию,

которые используются на всех металлургических переделах, и существенно влияют на себестоимость металлопродукции.

Значительные энергозатраты на стадиях производства стали и проката вызваны, прежде всего, большой долей производства стали мартеновским способом и низким процентом использования машин непрерывного литья заготовки (МНЛЗ). Оговоримся сразу, что все же за последние годы и здесь металлурги Украины добились определенных, пусть и скромных успехов. Так, в 2015 году структура производства стали по видам выглядела следующим образом: конвертерная - 74%, мартеновская - 20%, электросталь - 6%. А еще недавно, на заре нашей независимости в 1991 году доля мартеновской стали составляла 55%. В мире же в 2015 г. доля электростали составила около 30%. Доля стали, разлитой на МНЛЗ в Украине, в 2015 году составила около 60% против 8% в том же 1991 году, а в мире – практически 100% стали разливается непрерывным способом.

Современный уровень разработок показал, что наиболее рациональной технологической схемой в металлургии является использование *непрерывных процессов*. Сегодня технологические циклы производства чугуна, стали и проката разорваны между собой, что не позволяет создать единый технологический процесс. Фрагменты такого непрерывного процесса, объединяющего сталеплавильное и прокатное производство, уже успешно работают в мировой практике.

Выше мы уже упомянули о связи изменения потребности в ферросплавах (по количеству и ассортименту) с видоизменениями в технологии сталеплавильного производства – с переводом выплавки стали на мини - металлургические заводы, а также в связи с вышеотмеченным опережающим развитием выплавки высоколегированных специальных марок сталей, особенно в Китае.

На 1 тонну стали в среднем сейчас расходуется в среднем около 20 кг различных ферросплавов, из этого количества на феррохром приходится порядка 20%, ферросилиций – 18%, силикомарганец – 22%, ферромарганец высокоуглеродистый – 12%, рафинированные марганцевые сплавы и металлический марганец – 5%, ферроникель – 4%, все прочие суммарно – 19% (данные за 2013 год). Но при этом, выплавка 170 млн. тонн специальных сталей (20% от мирового производства) потребовала 35% всех потребленных ферросплавов, тогда как для выплавки 1440 млн. тонн рядовых марок сталей (соответственно 80% от мирового производства) потребовалось 65% всех потребленных ферросплавов.

Сделав допущение о том, что видовая структура потребления производства ферросплавов сохранится и на просматриваемую перспективу, можно полагать, что ожидаемый рост объемов производства стали приведет к 2030 г. к увеличению потребности в ферросплавах в 1,3-1,4 раза по отношению к нынешнему уровню. Конечно, трудно ожидать резких изменений в структуре потребления, и, следовательно, производства ферросплавов, хотя можно говорить об определенных предпосылках к сдвигу в практике раскисления, легирования, микролегирования и модифицирования стали, что влечет за собой и изменения в практике ферросплавного производства.

Мы хотим обратить внимание, например, на широко применяемую при производстве тяжелых поковок для энергетического машиностроения технологию Vacuum Carbon Deoxidation. Эта технология позволила отказаться в некоторых

случаях от кремния, а иногда и алюминия и раскислять сталь за счет окисления углерода при пониженном давлении; соответственно снизилась потребность в ферросплавах, содержащих эти элементы - раскислители.

Известно также о разработке в Южной Корее высокопрочной, упрочненной интерметаллидными частицами FeAl, пластичной и легкой стали с примерным составом Fe -10% Al-15% Mn-0,8% C-5% Ni, что вызвало целую волну публикаций в даже далеких от металлургии изданиях. Вызвано это не столько пониманием научных аспектов замечательного достижения корейских коллег, сколько многообещающим сочетанием свойств нового конструкционного материала и прогнозом авторов о том, что новая сталь может появиться на рынке уже через три года. С учетом того, что работа поддерживается одной из ведущих мировых металлургических фирм корейским гигантом POSCO можно ожидать, что прогноз может быть реализован. В этой связи сошлемся на работу / 5 /, авторы которой высказали предположение о том, что в самое ближайшее время следует ожидать появления мастер-сплавов, обеспечивающих своего рода модифицирование стали наночастицами до ее затвердевания.

Наш собственный опыт производства сталей для газопроводных труб магистральных газопроводов типа X70-X100 дает основание сделать некоторые предположения о том, что в некоторых случаях обоснование применения определенного типа легирования и микролегирования этих и подобных им HSLA сталей требует дальнейшего изучения. Речь идет прежде всего о применении ниобия, никеля, ванадия, молибдена - как при отдельном, так и при комплексном легировании для указанных типов сталей. Естественно, что выплавка указанных марок сталей потребует обеспечения их соответствующими ферросплавами, что явится одним из перспективных направлений развития ферросплавной индустрии Украины

Выводы

Проанализирована ситуация с производством стали в мире и в Украине, причины спада выпуска металлургической продукции и вялой рыночной конъюнктуры во взаимосвязи с глобальными процессами в мировой экономике. Причиной продолжающегося падения производства в ГК Украины в 2015 году являются неблагоприятная рыночная конъюнктура и военные действия в восточном регионе страны, где расположена основная угольная база и значительная часть металлургических предприятий.

Системное значение для отрасли имеют такие факторы, как высокая степень износа производственных фондов, значительное потребление энергоресурсов при недостаточном уровне инвестиций для модернизации и технического перевооружения отрасли.

По нашему мнению, все же можно создать условия способствующие эффективному обновлению основных производственных фондов в металлургии с использованием энергосберегающего оборудования и технологий. При этом необходимо давать определённые преференции отечественным разработкам в этом направлении и отечественным производителям оборудования. Металлургия может продолжить играть роль локомотива для других секторов экономики страны.

Показана ситуация в ферросплавной промышленности Украины, где в 2015 г. снижен на 18% объем выпуска ферросплавов. В то же на перспективу, по мере изменения конъюнктуры внешнего и внутреннего рынков, прогнозируется

дальнейший рост потребности в ферросплавах – как массовых, так и малотоннажных (содержащих ниобий, никель, ванадий, молибден и др. компоненты). Это может стать одним из перспективных направлений развития ферросплавной индустрии.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. - М. СП «Интерметинжиниринг». 1999. – 764 С.
2. Medovar L.B., Grischenko S.G., Stovpchenko G.P. a.o. On Probable Ways of Steelmaking and Ferroalloy Industry Development. // Proceedings of INFACON XIV. The fourteenth international ferroalloys congress. Energy efficiency and environment friendliness are the future of the global ferroalloy industry. May 31-June 4. Kiev. Ukraine, v. 2, v.p. 779-786.
3. Грищенко С.Г., Грановский В.К., Медовар Л.Б. Металлургия мира и Украины в 2015 году: Проблемы и перспективы.// Современная металлургия: проблемы и решения. (Сборник к 90-летию кафедры электрометаллургии НМетАУ. Днепропетровск. 2015. С.19-28.
4. Грищенко С.Г., Грановский В.К. Горно-металлургический комплекс Украины: показатели работы, проблемы и пути их решения.// Экология и промышленность. 2013. № 4. С. 4-8.

УДК 669.15-198

С.Г. Грищенко, В.С. Куцин, П.А.Кравченко, С.Л. Кудрявцев

ФЕРРОСПЛАВНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ МИРА И УКРАИНЫ В 2014-2015 ГОДАХ

В июне 2015 года состоялось знаковое для мировой и украинской ферросплавной промышленности событие: в городе Киеве прошел очередной, четырнадцатый по счету, Международный конгресс ферросплавщиков. Выполненный нами к этому крупнейшему ферросплавному форуму анализ показателей работы мировой и украинской ферросплавной индустрии базировался, в основном, на данных за 2010-2013 годы / 1,2 /. В данной статье мы поставили целью проанализировать эти же показатели за период, прошедший после конгресса ИНФАКОН-14, отразив уже происшедшие в отрасли изменения, с возможным прогнозом на перспективу.

Нет необходимости повторять тезис о том, что перспективы развития мировой и украинской ферросплавной индустрии определяются, прежде всего, соответствующими трендами в «большой» металлургии, особенно в производстве качественных (специальных) сталей, потребляющем основное количество производимых ферросплавов. При этом успехи или отставание производителей ферросплавов (как в отдельных компаниях, так и в разных регионах) тесно связаны с энергетическим фактором, что вытекает из высокой энергозатратности ферросплавных переделов. В последние годы во всех регионах мира на конкурентоспособность ферросплавного и горнорудного (сырьевого) производств существенное влияние оказывают состояние логистической системы (особенно степень развития портовой и железнодорожной инфраструктур) и уровень расходов на оплату труда, оборудование и вспомогательные материалы.

На конгрессе ИНФАКОН-14 прозвучали данные о том, что в 2013 г. в мире было произведено 62,3 млн. тонн различных ферросплавов, по сравнению с 58,5 млн. тонн в 2012 г.; рост объемов производства ферросплавов за последние пять лет составил 8,1%. Эти цифры, очевидно, включают в себя также производство металлического кремния, различных раскислителей (алюминиевые сплавы) и карбида кремния.

Марганцевые сплавы занимают ведущее место в общем объеме производства ферросплавов, и анализ ситуации с их производством (по данным Международного института марганца / 3 /) представляет особый интерес для отечественной ферросплавной промышленности.

В мире в 2013 г. было произведено 19,7 млн. тонн марганцевых ферросплавов (снижение по сравнению с 2012 г. на 7%), в т.ч. 13,5 млн. тонн силикомарганца, 4,4 млн. тонн высокоуглеродистого ферромарганца и 1,8 млн. тонн рафинированных марганцевых сплавов. В 2014 г. объем выплавки марганцевых ферросплавов в целом остался практически на прежнем уровне – 19,2 млн. тонн, но при этом производство силикомарганца снизилось до 12,8 млн. тонн, высокоуглеродистого ферромарганца возросло до 4,5 млн. тонн, а рафинированных марганцевых сплавов повысилось до 1,9 млн. тонн.

Интересно отметить, что, несмотря на снижение объемов производства, в 2014 г. в мире продолжали вводиться новые мощности по выплавке

силикомарганца: если эти мощности в 2013 г. составляли 30,3 млн. тонн (уровень использования 44,5%), то по итогам 2014 г. этих мощностей уже было достаточно для выплавки 32,6 млн. тонн силикомарганца (уровень использования – 39,3%), т.е. прирост мощностей составил 2,3 млн. тонн. По высокоуглеродистому ферромарганцу мощности в 2013 и 2014 г. составляли соответственно 7,1 и 6,8 млн. тонн, а уровень использования – 62,0 и 66,1%. По рафинированным марганцевым сплавам – мощности 2,4 и 2,5 млн. тонн при уровне использования 75 и 76%. Наличие избыточных мощностей, как известно, является тем фактором, который предопределяет конкуренцию между производителями и вызывает снижение цен на продукцию, что и имело в место на мировом ферросплавном рынке в прошедшие годы.

В региональном аспекте значительных изменений в 2014 г. по сравнению с предыдущим годом не произошло: мировым лидером по производству марганцевых ферросплавов (как, к слову, и других видов ферросплавной продукции) остается Китай, на долю которого приходится 67% мировой выплавки силикомарганца, 53% - рафинированных марганцевых сплавов и 48% - высокоуглеродистого ферромарганца. Китай является также бесспорным мировым лидером по производству электролитического металлического марганца – 97% мирового уровня.

Вторым крупнейшим мировым производителем марганцевых ферросплавов является ЮАР, однако ферросплавные предприятия в этой стране жестко лимитированы высокой стоимостью перерабатываемой марганцевой руды и высокими тарифами на потребляемую электроэнергию / 4 /. Как утверждают южноафриканские ферросплавщики, если в основу расчетов себестоимости производства ферромарганца в ЮАР положить рыночную цену руды, то данный показатель составит 1000 долл. США (при поставках на условиях FOB). Южноафриканские производители ферросплавов выживают за счет внутрихолдинговых цен на марганцевую руду и ослабления национальной валюты – ранда.

ЮАР испытывает серьезные трудности с обеспечением промышленных предприятий электроэнергией. В настоящее время ЮАР в плане обеспечения электроэнергией вернулась в 2008 год, когда приходилось периодически отключать промышленные предприятия, в т.ч. ферросплавные заводы, как крупных потребителей электроэнергии, от энергоснабжения. В таких условиях производство ферросплавов в ЮАР становится коммерчески невыгодным, и страна фактически превращается в сырьевой придаток Китая, не выдерживая конкуренции с ним. По этой же причине строительство новых ферросплавных мощностей в ЮАР сейчас экономически нецелесообразно, что подтверждают следующие цифры: в период с 2007 по 2012 г. рост стоимости электроэнергии для ферросплавных потребителей в ЮАР составил 64 %, а в Китае – только 18 %. Именно этот фактор более всего повлиял на снижение уровня использования производственных мощностей в ферросплавном производстве ЮАР с 90 % в 2004 г. до 63 % в последние годы.

Приведем краткую информацию относительно производства *хромистых ферросплавов* (по данным Международной ассоциации по хрому - / 5 /). Если в 2013 г. объем производства хромистых ферросплавов в мире составил 11,1 млн. тонн, в том числе 10,2 млн. тонн высокоуглеродистого феррохрома, 0,6 млн. тонн низко- и среднеуглеродистого феррохрома и 0,3 млн. тонн силикохрома, то в 2014 г. эти показатели были соответственно 12,2 млн. тонн,

11,1 млн. тонн, 0,7 млн. тонн и 0,4 млн. тонн. Т.е. объем производства возрос на 1,1 млн. тонн (+9,9%) – главным образом, за счет высокоуглеродистого феррохрома. Как и в случае с марганцевыми ферросплавами, здесь лидирует Китай (ЮАР с 2012 г. утратила позицию мирового лидера по производству феррохрома). Но, несмотря на рост собственного производства, Китай продолжает в значительных количествах импортировать хромистые ферросплавы, главным образом из ЮАР и Казахстана.

Относительно производства *кремнистых ферросплавов* воспользуемся данными работы / 6 /, где уже есть итоговые показатели по 2015 году и делается прогноз на 2016 г. В счете на 100% кремния производство кремнистых ферросплавов, включая металлический кремний, составило в 2014 г. – 5,697 млн. тонн, в 2015 г. – 5,694 млн. тонн; по прогнозу в 2016 г. не исключен небольшой рост производства – до 5,787 млн. тонн (+1,5%), Более 65% мирового производства кремнистых ферросплавов приходится опять-таки на Китай, учитывая огромные «аппетиты» китайской металлургической промышленности. Известно, что выплавка кремния в последние годы возрастает примерно на 10-11% в год, при этом значительное количество произведенного металлического кремния подвергается дальнейшему переделу на поликремний и монокремний – материалы солнечной энергетики; быстро растет также использование кремния для производства сплавов с алюминием, применяемых в автомобилестроении.

Объемы выплавки *малотоннажных ферросплавов* с ванадием, ниобием, никелем, молибденом, титаном и др. в последние годы ежегодно увеличиваются быстрыми темпами – на 4-5% в год. Это связано с динамично развивающимся рынком для этой ферросплавной продукции – в ближайшие несколько лет ожидается рост потребления указанных легирующих компонентов для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, нержавеющей сталей (совместное легирование с титаном и хромом), высокопрочных труб и сталей для изготовления специального оборудования. Отдельные авторы в этой связи называют, например, ниобиевые стали, относящиеся к группе HSLA (от английской аббревиатуры High Strength Low Alloy Steel – высокопрочные низколегированные стали) даже «*новой эрой*» в производстве легированных сталей / 7 /.

Рост потребности в этих легирующих элементах приводит не только к увеличению выплавки «традиционных» ферросплавов т.н. «малой группы», но и к появлению новых видов ферросплавной продукции. Например, по мере развития новых технологий в сталеплавильном производстве (комбинация в различных вариантах дуговых сталеплавильных печей и кислородных конвертеров), на рынке легирующих материалов появился новый никельсодержащий продукт, получивший название *NPI* (от английской аббревиатуры Nickel Pig Iron – никелевый чушковый чугун). Применение NPI является особенно эффективным при выплавке нержавеющей стали AOD- процессом.

Все же следует подчеркнуть, что «новые» легирующие (более точно – *микролегирующие* и *модифицирующие*) компоненты, как правило, применяются в сочетании с хромом, марганцем, кремнием, которые продолжают оставаться основой марочного сортамента современных типов сталей.

Перейдем теперь к анализу показателей работы украинской ферросплавной промышленности, как составной части ГМК страны.

Динамика производства основных видов ферросплавов (силикомарганец, ферромарганец, ферросилиций, ферроникель) заводами в Украине в 2007 – 2015 годах показана на рис.

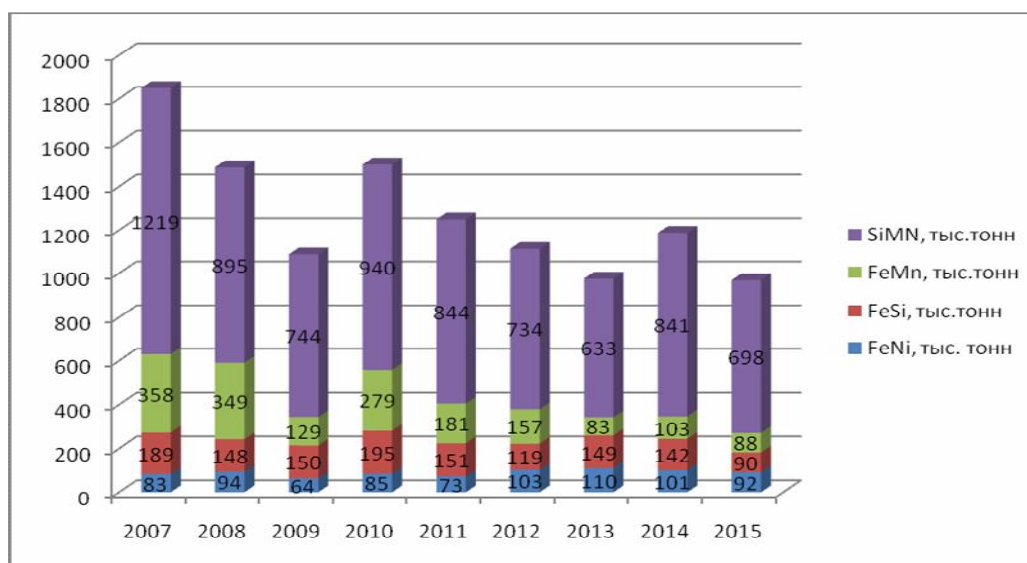


Рисунок – Динамика производства ферросплавов в Украине в 2007-2015 годах

Как показано на рис., в 2015 г. производство ферросплавов в Украине снизилось по сравнению с предыдущим годом на 18% и составило по 4-м предприятиям (Никопольский, Запорожский, Стахановский заводы ферросплавов и Побужский ферроникелевый комбинат) - 978 тыс. тонн; на рис. не показано производство рафинированных марганцевых ферросплавов, составившее в 2015 г. 10,1 тыс. тонн.

Напомним, что, как и вся металлургическая промышленность Украины, в результате кризиса ферросплавная отрасль весьма значительно сократила объемы производства в 2008-2009 годах, после чего в 2010 г. объем производства ферросплавов почти достиг докризисного уровня. Однако, начиная с 2011 г., показатели выпуска ферросплавов предприятиями Украины вновь значительно уменьшились, тогда как в мире в эти годы ежегодно наблюдался примерно 3% рост объема производства ферросплавов (пропорционально росту мирового производства стали).

В 2014 г., впервые с докризисных времен, Никопольский и Запорожский заводы ферросплавов нарастили объемы производства. Побужский ФНК из-за возникших трудностей в обеспечении никелевой рудой вынужден был на 8% сократить выплавку ферроникеля. Расположенный на востоке Украины, Стахановский завод ферросплавов в 2014 г. сократил производство на 41% - до 91 тыс. тонн по сравнению с 153 тыс. тонн в 2013 г., и со второй половины 2014 г. полностью остановлен. Но вышеотмеченные проблемы с внутренним и внешним рынками сбыта ферросплавной продукции, а также полная остановка СЗФ вновь повлекли за собой спад в производстве ферросплавов в прошлом 2015 году.

Насколько это отвечает мировым тенденциям – можно судить из вышеприведенного анализа по ситуации в мировой ферросплавной промышленности, например – по силикомарганцу. Так, НЗФ в прошлом году произведено 601 тыс. тонн этого сплава (5% мирового производства) при

производственной мощности 1 млн. тонн, т.е. уровень использования производственной мощности – 60%. Примерно такой же уровень использования производственных мощностей по силикомарганцу на ЗФЗ, где в 2015 г. выплавлено 127 тыс. тонн этого сплава. В мире же, как показано выше, уровень использования производственных мощностей по силикомарганцу существенно ниже – порядка 40%.

Снижение объема выплавки ферроникеля на Побужском ФНК связано с трудностями, возникшими после принятия решения рядом стран-поставщиков никелевой руды ограничить ее экспорт в необработанном виде, что привело к сокращению импорта никелевой руды в Украину. Например, Правительство Индонезии стремится этим запретом обеспечить конкурентные преимущества для собственного производства ферроникеля, где в последние годы введены новые ферросплавные мощности. К действующим мощностям (82 тыс. тонн ферроникеля в год) будет добавлено еще 59 тыс. тонн, т.е. суммарно мощности по выплавке ферроникеля в Индонезии превысят 140 тыс. тонн в год. Очевидно, трудности с импортом никелевой руды в ближайшее время потребуют принимать иные решения по ПФНК, связанные с развитием собственной сырьевой базы на новых никелевых месторождениях в районе Среднего Побужья и диверсификацией производства с выпуском новых видов ферросплавной продукции.

Следует отметить, что в отличие от докризисного периода (2003-2007 г.г.), возрастание объемов производства в ферросплавной отрасли, как и в ГМК Украины в целом, в посткризисный период не сопровождается улучшением финансово-экономических показателей работы предприятий. Причиной этого является то, что цены на ферросплавную продукцию, как и продукцию металлургов, не достигли докризисного уровня, тогда как себестоимость продукции в силу многократно возросших расходов на сырье, электроэнергию и логистику уже превысила докризисные значения.

Для ферросплавной промышленности, потребляющей значительное количество электроэнергии, особое значение имеет уровень тарифов на электроэнергию. Так, в 2010 году, тарифы на электроэнергию выросли на 30,9% (повышались четыре раза), в 2011 году – на 21,4% (повышались восемь раз), в 2012 году – на 10,8 % (повышались четыре раза), с 1 января 2013 года электроэнергия для промпотребителей подорожала на 1%, а с 1 марта – на 3,8%; до конца 2013 г. рост тарифов составил еще 9,3%.; тарифы продолжали расти и в 2014-2015 годах. Конечно, высокие цены и тарифы на электроэнергию негативно влияют на конкурентоспособность украинских ферросплавов на внешних и внутреннем рынке.

Кроме ПФНК, около 3 тыс. тонн ферроникеля получено в 2015 году суммарно различными предприятиями путем переплава никельсодержащих отходов. Всего в Украине в прошлом году в пересчете на чистый никель выплавлено около 15 тыс. тонн ферроникеля различных марок – как «бедного», так и «богатого».

В 2015 г. украинскими предприятиями произведено около 1,6 тыс. тонн «богатого» ферротитана с содержанием 70% титана – путем переплавки различных видов титансодержащих отходов. Продолжается выпуск ферромолибдена на вновь введенных недавно мощностях электрометаллургического завода «Днепроспецсталь» в г. Запорожье.

Практически все предприятия ферросплавной отрасли Украины ведут системную политику технического перевооружения и модернизации, целью которой является обеспечение достаточной конкурентоспособности продукции и расширение ее сортамента путем повышения энергоэффективности, внедрения новейших экологически чистых технологий, переработки и утилизации ранее накопленных отходов производства.

Реализуется, например, такое важное с точки зрения снижения расхода электроэнергии направление, как перевод электропечных агрегатов на постоянный ток или, как получил распространение на Запорожском заводе ферросплавов термин, «ультранизкую частоту».

Произведена реконструкция большинства ферросплавных электропечей с установкой на них современного оборудования для газоочистки и пылеулавливания; большая часть уловленной колошниковой пыли и шламов возвращается на окускование (агломерация, окатывание или брикетирование) для повторного переплава.

Реализованы различные способы окускования мелких фракций ферросплавов, образующихся при их дроблении и сортировки – путем брикетирования или переплава в специализированных электропечах (дуговых или индукционных).

ВЫВОДЫ

Проанализирована ситуация в мировой и украинской ферросплавной промышленности за 2013-2015 г., определяемая соответствующим трендом в мировой сталеплавильной индустрии.

Это предопределило, в частности, некоторое снижение объемов производства марганцевых ферросплавов в мире (-2,5%), в частности силикомарганца; в то же время в мире продолжался ввод новых плавильных мощностей для выплавки этого наиболее массового сплава. Наблюдается рост потребления и производства хромистых (+9%) и кремнистых ферросплавов (+1,5%), а также малотоннажных ферросплавов. Это связано с динамично развивающимся рынком для этой ферросплавной продукции – в ближайшие несколько лет ожидается рост потребления указанных легирующих компонентов для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, нержавеющей сталей (совместное легирование с титаном и хромом), высокопрочных труб и сталей для изготовления специального оборудования.

В ферросплавной промышленности Украины 2014 г. был относительно благоприятным, несмотря на остановку со второго полугодия 2014 г. Стахановского завода ферросплавов. Но в 2015 г. такие негативные факторы, как неблагоприятная ценовая конъюнктура практически на все виды металлопродукции, с сокращением потребности в ферросплавах и снижению уровня цен на них, привели к снижению объемов производства ферросплавов в Украине на 18% по отношению к предыдущему году.

Негативно повлиял на ситуацию в отрасли продолжающийся рост цен и тарифов на услуги природных монополистов – энергетиков и транспортников ввиду возросшей роли энергетического и логистического факторов в структуре себестоимости украинских ферросплавов.

Для обеспечения достаточной конкурентоспособности украинских ферросплавов необходимо, прежде всего, решить вопросы энергообеспечения

ферросплавних підприємств і підвищення енергоефективності ферросплавних переделов, уделить достаточное внимание вопросам логистики.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Gryshchenko S.G., Kutsyn V.S. Kravchenko P.A. a.o. Ferro-alloy Industry of Ukraine: Modern State, Development Directions and Perspectives. // Proceedings of INFACON XIV. The fourteenth international ferroalloys congress. Energy efficiency and environment friendliness are the future of the global ferroalloy industry. May 31-June 4. Kiev. Ukraine, v.1,v.p.1-6.
2. Грищенко С.Г., Куцин В.С., Гасик М.И. Энергоэффективность и экологичность – будущее мировой ферросплавной промышленности (по материалам Международного ферросплавного конгресса ИНФАКОН-14). // Сталь. 2015. № 9. С.18-24.
3. Annual Market Research Report of International Manganese Institute. 2014.
4. 7-th South African Ferro-alloys Conference. Johannesburg, South Africa. 2014. // Presentations «Metal Bulletin».
5. International Chromium Development Association (ICDA). Statistical Bulletin. 2014.
6. Metal Bulletin Research. Global Ferrosilicon Supply-Demand Balance. 2015.
7. Author A. and other. “The importance of making references”, Journal of Publishers, 2013, pp. 25-28.

СОДЕРЖАНИЕ

Куцин В.С.
Никопольскому заводу ферросплавов 50 лет3

Патон Б.Е.
Коллективу Никопольского завода ферросплавов!.....5

Секция 1

Инвестиционный потенциал минерально-сырьевой базы
электрометаллургической отрасли.

Подготовка сырья и повышение его качества

*Грищенко С.Г., Куцин В.С., Овчарук А.Н., Чаплыгин Д.В.,
Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Таран А.Н.*
Освоение технологии выплавки силикомарганца с использованием
высокореакционных восстановителей8

Пройдак Ю.С., Мьяновская Я.В., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Бабенко А.В.
Спекание марганцевого агломерата с использованием в шихте зернистого
концентрата 2 сорта фракции 0-1 мм18

Гришан Д.В., Кулиш А.Н., Кулык Е.М.
Сенсорная сортировка шлаков ферросплавного производства27

*Величко Б.Ф., Рогачев И.П., Грищенко С.Г.,
Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Овчарук А.Н.*
Комплексная технология утилизации отвальных шлаков, пылей и шламов,
образующихся при выплавке марганцевых сплавов и электроплавленных флюсов35

Деревянко И.В., Жаданос А.В., Гасик М.И.
Выплавка высокопрочных чугунов с шаровидным графитом на основе
синтетических и полусинтетических чугунов с применением в составе шихты
вторичных материалов электротермических производств.....45

Кравченко П.А., Балашов С.М., Сезоненко О.Н., Иванов Ю.В., Шишкина Е.И.
Использование и переработка вторичных ресурсов на ПАО «ЗФЗ»49

Кравченко П.А., Балашов С.М., Сезоненко О.Н., Приступа А.Н.
Выпуск ферросилиция из печи с разливкой в полости из отсевов дробления.....56

Секция 2

Технология производства ферросплавов. Обеспечение конкурентоспособности
продукции, энергетической эффективности, снижение экологического влияния.

Инновационное развитие и содержание эко-технологий

Куцин В.С.
Приоритетные направления повышения эффективности производства
крупнотоннажных марганцевых ферросплавов66

*Величко Б.Ф., Казачков И.П., Рогачев И.П., Овчарук А.Н.,
Ганцеровский О.Г., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю.*
Исследование и разработка легкоплавких марганцевых ферросплавов, технологии
их выплавки и применения в сталеплавильном производстве77

Есаулов Г.А., Климчик Ю.В., Гасик М.И., Горбеев А.П.
Выплавка электростали колесного и трубного сортамента с использованием
ферросплавов стабильного химического и гранулометрического составов87

*Куцин В.С., Гладких В.А., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю.,
Кузьменко С.Н., Рубан А.В., Безуглый В.А.*

Определение оптимальных характеристик электрического режима при выплавке ферросиликомарганца	90
<i>Гасик М.И., Пройдак А.Ю.</i>	
Разработка технологии выплавки медно-фосфористой лигатуры восстановлением фосфорита углеродом в присутствии меди и исследование ее качества.....	98
<i>Куцин В.С., Гладких В.А., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Кузьменко С.Н., Рак В.Н., Рубан А.В.</i>	
Исследование моделей основных функциональных связей между технологическими параметрами, электрическими характеристиками и технико-экономическими показателями процесса получения ферросиликомарганца	110
<i>Куцин В.С., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Ганоцкий В.Г., Бабуцкий В.И., Кучер Д.И.</i>	
Влияние гранулометрического состава марганцевого сырья на удельный расход электроэнергии при производстве ферросиликомарганца	116
<i>Куцин В.С., Ольшанский В.И., Кучер И.Г., Дедов Ю.Б., Филиппов И.Ю., Сиваченко В.М.</i>	
Исследование и разработка технологии получения марганцевого агломерата с рекристаллизующим отжигом аглоспека	119
<i>Куцин В.С., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Кучер И.Г., Дедов Ю.Б., Ганоцкий В.Г.</i>	
Исследование строения ванны руднотермической электропечи	123
<i>Толымбеков М.Ж., Байсанов С.О., Байсанов А.С., Мусина И.Б.</i>	
Технологические разработки комплексных лигатур с кальцием.....	127
<i>Пройдак Ю.С., Трегубенко Г.Н., Поляков Г.А., Подгорный С.Н.</i>	
Разработка состава и технологии получения азотсодержащих лигатур на основе отсевов ферросплавного производства	133

Секция 3

Научно-техническое обеспечение ферросплавной отрасли
(стимулирование инновационной деятельности, академическая и
отраслевая наука, подготовка кадров, информационные технологии,
научные приборы и оборудование).

Моделирование процессов выплавки ферросплавов

<i>Кашакашвили Г., Кашакашвили И., Кашакашвили Б.</i>	
Совмещение технологии выплавки, раскисления, обработки и разливки стали с использованием одного агрегата	142
<i>Machulec Boleslaw, Bialik Wojciech</i>	
Thermal and electrical similarity of reaction zones in the ferrosilicon submerged arc furnaces	154
<i>Гаращук О.В., Куценко В.І.</i>	
Освіта як синергетичний інструмент модернізації економіки в умовах глобалізації ...	162
<i>Петров А.Ф., Приходько Э.В., Кукса О.В.</i>	
Прогнозирование физико-химических и теплофизических свойств ферросиликомарганца стандартных марок	171
<i>Камкина Л.В., Безшкуренко А.Г., Камкин В.Ю., Пройдак С.В.</i>	
Раскисление стали и проблема удаления неметаллических включений	176
<i>Свищенко В.Я., Леднев М.С.</i>	
Применение унифицированных подсистем управления для электропечных агрегатов	

ферросплавного производства малой и средней мощности с целью повышения эффективности инвестиций	187
<i>Сергеева К.О.</i>	
Обработка алюминієвих сплавів газореагентними середовищами.....	196
<i>Стовпченко А.П., Кондратенко В.М., Головачев А.М.</i>	
Экспериментальное исследование технологических особенностей получения композиТных быстрорежущих сталей по методу «жидкий сэндвич».....	204
<i>Тогобицкая Д.Н., Пиптюк В.П., Логозинский И.Н., Сальников А.С., Греков С.В., Аносова А.А., Ходотова Н.Е.</i>	
Прогнозирование свойств марганецсодержащих шлаков на основе концепции направленной химической связи	210
<i>Шуваев С.П., Коркодол Ю.И., Куцевол Л.А., Гасик М.И., Жаданос А.В.</i>	
Интегральная экологическая характеристика производства марганцевого агломерата на боаф и математическое моделирование распространения технологических и аспирационных пылегазовых выбросов в окружающую среду	215
<i>Гладких В.А., Рубан А.В., Гасик М.И.</i>	
Анализ растворимости углерода в тройной системе Mn-Si-C.....	226
<i>Таран А.Ю., Овчарук А.Н., Кривенко В.В., Цветков И.В., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю.</i>	
Инновационная технологическая схема производства ферросиликоалюминия.....	234
<i>Гладких В.А., Куцин В.С., Рубан А.В., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Дедов Ю.Б., Дмитриева И.С., Цыбуля Е.И.</i>	
Оценка равновесного содержания кремния в ферросиликомарганце	241
<i>Головки В., Михайловский Н., Селегей А., Тригуб И., Рыбальченко М.</i>	
Применение радиолокации для определения уровня сыпучих материалов в металлургических агрегатах.....	247
Секция 4	
Опыт европейской ферросплавной отрасли в вопросах технологического перевооружения. Сравнительный анализ стандартов и требований к производству в Украине и ЕС	
<i>Величко Б.Ф., Куцин В.С., Беспалов О.Л., Овчарук А.Н., Ольшанский В.И., Филиппов И.Ю., Бобуцкий В.И.</i>	
Рудовосстановительные электропечи повышенной мощности – новый этап в развитии электротермии на стыке двух тысячелетий.....	254
<i>Петров Ю.Л.</i>	
Инновационные подходы при создании и развитии ПАО «Никопольский завод ферросплавов»	261
<i>Грищенко С.Г., Медовар Л.Б., Грановский В.К.</i>	
О возможных путях развития ферросплавной промышленности во взаимосвязи с видоизменениями в производстве стали.....	270
<i>Грищенко С.Г., Куцин В.С., Кравченко П.А., Кудрявцев С.Л.</i>	
Ферросплавная промышленность мира и Украины в 2014-2015 годах.....	279

АВТОРЫ ВЫПУСКА

Аносова А.А. – Институт чёрной металлургии НАН Украины (ИЧМ НАНУ)

Бабенко А.В. – доцент кафедры теории металлургических процессов и общей химии, Национальная металлургическая академия Украины

Бабуцкий В.И. – зам. начальника производственно-технического управления, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Байсанов А.С. – Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева

Байсанов С.О. – Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева

Балашов С.М. – ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Bialik W. – Faculty of Material Science and Technology, Silesian University of Technology, ul. Krasińskiego 8, 40-019 Katowice, Poland

Безуглый В.А. – аспирант кафедры промышленной теплоэнергетики, Национальная металлургическая академия Украины

Безикурченко А.Г. – ассистент кафедры теории металлургических процессов и общей химии, Национальная металлургическая академия Украины

Беспалов О.Л.

Бобуцкий В.И.

Величко Б.Ф.

Ганоцкий В.Г. – начальник цеха производства ферросплавов, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Ганцеровский О.Г.

Гаращук О.В. – д.е.н., проф., Завідувач сектору взаємодії з громадськістю та ЗМІ і міжнародного співробітництва відділу організаційно-інформаційного забезпечення та роботи з персоналом Державної інспекції навчальних закладів України

Гасик М.И. – доктор технических наук, академик НАН Украины, заведующий кафедрой электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Гладких В.А. – доктор технических наук, профессор кафедры электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Головачов А.М. – кандидат технических наук, доцент, кафедра электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Головко В.И. – профессор кафедры автоматизации производственных процессов НМетАУ, д.т.н.

Горобец А.П. – кандидат технических наук, доцент, кафедра электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Грановский В.К. – к.т.н., Украинская ассоциация металлургических предприятий (УкрМет)

Греков С.В. – Институт чёрной металлургии НАН Украины (ИЧМ НАНУ)

Гришан Д.В. – ООО «НПП «Гамаюн», Кривой Рог, Украина

Грищенко С.Г. – докт. техн. наук, профессор, генеральный директор Центра управления проектами «Трансгеорудмет», Украинская ассоциация производителей ферросплавов (УкрФА)

Дедов Ю.Б. – кандидат технических наук, ведущий инженер производственно-технического управления, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Деревянко И.В. – к.т.н., доцент, кафедра электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Дмитриева Ирина Сергеевна – кандидат технических наук, доцент кафедры информационных технологий и систем, Национальная металлургическая академия Украины

Есаулов Г.А.

Жаданос А.В. – к.т.н., доцент, кафедра электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Иванов Ю.В. – ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Казачков И.П.

Камкин В.Ю. – студент, кафедра теории металлургических процессов и общей химии, Национальная металлургическая академия Украины

Камкина Л.В. – д.т.н., профессор, декан металлургического факультета, Национальная металлургическая академия Украины

Кашакашвили Б. – Грузинский технический университет, г. Тбилиси (Грузия)

Кашакашвили Г. – докт. техн. наук, профессор, Грузинский технический университет, г. Тбилиси (Грузия)

Кашакашвили И. – Грузинский технический университет, г. Тбилиси (Грузия)

Климчик Ю.В.

Кондратенко В.М.

Коркодол Ю.И. – НМетАУ, (Украина, г. Днепропетровск)

Кравченко П.А. – председатель правления ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Кудряцев С.Л. – исполнительный директор УкрФА.

Кузьменко С.Н. – кандидат технических наук, инженер по компьютерным системам, ПАО «Никопольский завод ферросплавов».

Кукса О.В. – канд. техн. наук, научный сотрудник отдела физико-химических проблем металлургических процессов (ОФХП), Институт Черной Металлургии НАН Украины им.З.И. Некрасова

Кулиш А.Н. – ООО «НПП «Гамаюн», Кривой Рог, Украина

Кулык Е.М. – ООО «НПП «Гамаюн», Кривой Рог, Украина

Куцевол Л.А. – НМетАУ, (Украина, г. Днепропетровск)

Куценко В.І. – д.е.н., проф. Головний науковий співробітник ДУ „Інститут економіки природокористування та сталого розвитку Національної академії наук України”

Куцин В.С. – доктор технических наук, председатель правления, генеральный директор
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Кучер Д.И. – плавильщик,
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Кучер И.Г. – кандидат технических наук,
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Леднев М.С. – директор,
ПрАО «ВЕГА ПЛЮС»

Логозинский И.Н. – ПАО
«Электрометаллургический завод
«Днепроспецсталь» им. Кузьмина»
(ПАО «ДСС»)

Machulec B. – Faculty of Material Science and Technology, Silesian University of Technology, ul. Krasińskiego 8, 40-019 Katowice, Poland

Медовар Л.Б. – д.т.н., проф.- Інститут електросварки ім. Е.О.Патона НАНУ

Михайловский Н.В. – доцент кафедры автоматизации производственных процессов НМетАУ, к.т.н.

Мусина И.Б. – Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева

Мяновская Я.В. – к.т.н., доцент, кафедра теории металлургических процессов и общей химии, Национальная металлургическая академия Украины

Овчарук А.Н. – докт. техн. наук, профессор, Национальная металлургическая академия Украины.

Ольшанский В.И. – Директор по производству и технологии ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Петров А.Ф. – научный сотрудник отдела физико-химических проблем металлургических процессов (ОФХП), Институт Черной Металлургии НАН Украины им. З.И. Некрасова

Петров Ю.Л. – ГП «УкрНТЦ «Энергосталь», г. Харьков

Пилтук В.Л. – Інститут чорної металургії НАН України (ІЧМ НАНУ)

Подгорный С.Н.

Поляков Г.А. – старший викладач, кафедра електрометалургії, Національна металургійна академія України

Приступа А.Н. – ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Приходько Э.В. – докт. техн. наук, профессор.

Пройдак С.В. – к.т.н., доцент.

Пройдак Ю.С. – д.т.н., проф., проректор по научной работе, Национальная металлургическая академия Украины.

Рак В.Н. – начальник центра обработки информации и связи, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Рогачев И.П.

Рубан Артем Владимирович – ассистент кафедры электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Рыбальченко Мария Александровна – ассистент кафедры автоматизации производственных процессов НМетАУ

Сальников А.С. – ПАО «Электрометаллургический завод «Днепроспецсталь» им. Кузьмина»
(ПАО «ДСС»)

Свищенко В.Я. – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, главный инженер, ПрАО «ВЕГА ПЛЮС»

Сезоненко О.Н. – к.т.н., ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Селегей А.Н. – доцент кафедры МАМП НМетАУ, к.т.н.

Сергеева К.О. – к.т.н. асистент кафедри фізико-хімічних основ технології металів Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут»

Сиваченко В.М. – кандидат технических наук, заведующий лабораторией, ГП УкрНИИспецсталь

Стовпченко А.П. – д.т.н., профессор, Институт электросварки имени Е.О. Патона

Таран А.Ю. – ассистент кфедры электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины.

Тогобицкая Д.Н. – Інститут чорної металургії НАН України (ІЧМ НАНУ)

Толымбеков М.Ж. – Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева

Трегубенко Г.Н. – старший науковий співробітник, доктор технічних наук, професор, кафедра електрометалургії, Національна металургійна академія України

Тригуб И.Г. – к.т.н., доцент кафедры автоматизации производственных процессов НМетАУ

Филиппов И.Ю. – кандидат технических наук, начальник производственно-технического управления, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Ходотова Н.Е. – Інститут чорної металургії НАН України (ІЧМ НАНУ)

Цыбуля Е.И. – кандидат технических наук, ассистент кафедры электрометаллургии, Национальная металлургическая академия Украины

Чаплыгин Д.В. – заместитель генерального директора, ПАО «Никопольский завод ферросплавов»

Шишкина Е.И. – ПАО «Запорожский завод ферросплавов»

Шуваев С.П. – НМетАУ, (Украина, г. Днепропетровск)