

Министерство образования и науки Российской Федерации

Департамент образования и науки Кемеровской области

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО**
«Металлургия – 2015»

Часть 1

Труды XIX Международной научно-практической конференции

15–16 декабря 2015 г.

Под общей редакцией профессора Е.В. Протопопова

Новокузнецк
2015

УДК 669(06)+658.012.056(06)

М 540

Редакционная коллегия:

д.т.н., профессор Е.В. Протопопов,
д.т.н., профессор М.В. Темлянцев, д.т.н., профессор Г.В. Галевский,
к.т.н., доцент С.В. Фейлер, к.т.н., доцент М.В. Ляховец.,
д.т.н., профессор Е.П. Волынкина, к.т.н., доцент С.Г. Коротков,
д.т.н., доцент А.Р. Фастыковский, к.т.н., доцент С.В. Князев,
д.т.н., доцент М.В. Попова, д.т.н., профессор Н.А. Козырев

М 540 Металлургия: технологии, инновации, качество : труды XIX
Международной научно-практической конференции : В 2 ч. Ч. 1 / Сиб.
гос. индустр. ун-т ; под ред. Е.В. Протопопова. – Новокузнецк : Изд.
центр СибГИУ, 2015. – 402 с., ил.

ISBN 978-5-7806-0452-5

Представлены научные труды, посвящённые решению актуальных проблем теории, моделирования, технологии и автоматизации металлургических процессов, технологических процессов обработки металлических материалов (литейное производство, обработка металлов давлением, термическая обработка), технологических процессов сварки и получения порошковых, композиционных материалов и покрытий, металлургической теплотехники, теплоэнергетики и энергосбережения, экологии и утилизации отходов в металлургии.

Ориентирован на широкий круг исследователей, научных работников, инженерно-технический персонал предприятий и научно-исследовательских лабораторий, занимающихся вопросами теории и практики металлургии и материаловедения, а также бакалавров, специалистов, магистров и аспирантов соответствующих направлений подготовки.

Мероприятие проведено при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований. Проект № 15-08-21019.

ISBN 978-5-7806-0452-5

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2015

Уважаемые коллеги!

Организационный комитет приветствует участников XIX Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество». Впервые эта конференция была организована и проведена в 1997 г. С тех пор ее бесменным организатором является Сибирский государственный индустриальный университет. За 19 лет конференция приобрела популярность и известность не только в Кузбассе и в России, но и в странах ближнего и дальнего зарубежья. Ежегодно отмечается усиливающийся интерес к конференции и результатам ее работы со стороны зарубежных ученых, менеджеров, профильных исследовательских центров и фирм. Традиционно, осенью, на несколько дней Сибирский государственный индустриальный университет превращается в площадку оживленных дискуссий, профессионального обсуждения и ознакомления научной и производственной общественности с новейшими результатами исследований и технологических решений в области производства и обработки материалов, материаловедения, энерго- и ресурсосбережения, экологии и утилизации промышленных отходов, на которой определяются доминирующие современные тенденции и обосновываются прогнозы на перспективу.

В текущем году впервые конференция проводится в статусе международной. В ее работе приняли участие ученые – металлурги и материаловеды России, Казахстана, Узбекистана, Киргизии, Белоруссии, Украины, Китая из образовательных и научных организаций, а так же промышленных предприятий городов Москва, Екатеринбург, Новосибирск, Томск, Челябинск, Иркутск, Новокузнецк, Магнитогорск, Абакан, Воронеж, Барнаул, Череповец, Саратов и др.

В адрес организационного комитета от научных коллективов поступило более 200 заявок на участие в очной и заочной формах. Это научные труды, посвященные решению актуальных проблем теории, моделирования, технологии и автоматизации металлургических процессов, технологических процессов обработки металлических материалов (литейное производство, обработка металлов давлением, термическая обработка), технологических процессов сварки и получения порошковых, композиционных материалов и покрытий, металлургической теплотехники, теплоэнергетики и энергосбережения, экологии и утилизации отходов в металлургии.

Организационный комитет выражает благодарность всем участникам конференции за высокую активность. Мы надеемся, что обмен опытом, высокопрофессиональное обсуждение актуальных научных проблем станет мощным толчком к их эффективному решению, а изданные труды конференции внесут весомый вклад в пропаганду передовых достижений мировой металлургии.

СЕКЦИЯ 1: ТЕОРИЯ, МОДЕЛИРОВАНИЕ, ТЕХНОЛОГИИ И АВТОМАТИЗАЦИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

УДК 669.18

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА*

Протопопов Е.В., Фейлер С.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, feyler@rdtc.ru*

Аннотация: Приведены сведения о мировом производстве стали в XXI веке. Выполнен анализ современного состояния и перспектив развития черной металлургии Российской Федерации. Приведены показатели производства стали по странам за 10 месяцев 2015 года.

Ключевые слова: Сталь, конвертер, производство черных металлов, анализ, разливка стали.

ANALYSIS OF CURRENT STATE AND PROSPECTS OF DEVELOPMENT OF STEELMAKING

Protopopov E.V., Feyler S.V.

*¹Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, feyler@rdtc.ru*

Abstract: Data on the world production of steel in the XXI century. The analysis of the current state and development prospects of the steel industry of the Russian Federation. The indexes of steel production by country for 10 months in 2015.

Key words: steel, converter, production of ferrous metals, analysis, casting of steel.

В соответствии с современными представлениями в настоящем и обозримом будущем производство стали остается основным способом получения наиболее доступного конструкционного материала, который за счет своих физико-технических и эксплуатационных свойств обеспечивает широкую область применения в различных отраслях промышленности. Однако, если первое десятилетие XXI века характеризовалось значительными темпами роста производства стали в мире (таблицы 1, 2), то сегодняшняя черная металлургия характеризуется снижением темпов роста производства.

Так, в 2000 г. объем мирового производства стали составлял 848 млн. т., в 2004 г. уже превысил 1 млрд. т и достиг 1046 млн. т., а в 2014 г., несмотря на прошедший мировой кризис, составил 1644,2 млн. т. Таким образом, за 14 лет с начала XXI века мировое производство стали выросло почти в 2 раза. Это самый высокий уровень мирового производства стали за всю историю. В то же время с января по октябрь 2015 года металлургические предприятия 66 стран, предоставившие производственные отчеты World Steel Association, выплавляли 1345,9 млн. т., что на 31,9 млн. т. (2,3 %) меньше по сравнению с аналогичным периодом прошлого года.

При этом по данным World Steel Association (WSA) [1], мировое производство стали в октябре 2015 г. составило 133,6 млн. т, на 3,1 % меньше, чем в тот же месяц прошлого года. Средний уровень загрузки мощностей в отрасли уменьшился до 68,3 % по сравнению с 69,3 % в сентябре и 71,7 % в октябре 2014 г. Тем не менее, этот показатель остается выше, чем в августе (68,0 %). Среднедневная выплавка стали составила в октябре 4,31 млн. т, на 1,4 % меньше, чем в предыдущем месяце.

* Работа выполнена в СибГИУ по государственному заданию Минобрнауки России, проект 2556.

Сокращение производства стали наблюдается даже в Китае, который является основным производителем металлопродукции, на его долю в октябре пришлось 49,5 % от мирового производства, спад по сравнению с январем-октябрем 2014 г. составил 16,2 млн. т или 2,3 %, в остальных странах – 18,8 млн. т или 2,7 %.

Таблица 1 – Мировое производство стали

| Страны | Производство стали, млн. т | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------|----------------------------|-------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 2000 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 | 2011 | 2012 | 2013 | 2014 |
| Китай | 127,2 | 181,7 | 220,1 | 280,9 | 355,8 | 422,7 | 489,5 | 500,3 | 573,6 | 626,7 | 695,5 | 724,7 | 779,0 | 822,7 |
| Япония | 106,0 | 108,0 | 111,0 | 112,7 | 112,5 | 116,2 | 120,2 | 118,7 | 87,5 | 109,6 | 107,6 | 107,2 | 110,6 | 110,7 |
| США | 102,0 | 92,2 | 91,4 | 99,7 | 93,9 | 98,5 | 98,1 | 91,4 | 58,2 | 80,5 | 86,2 | 88,7 | 87,0 | 88,2 |
| Индия | 26,9 | 28,8 | 31,3 | 32,6 | 40,9 | 44,0 | 53,1 | 55,1 | 62,8 | 68,3 | 72,2 | 77,3 | 81,2 | 87,3 |
| Россия | 59,1 | 59,9 | 62,7 | 65,6 | 66,1 | 70,8 | 72,4 | 65,5 | 60,0 | 67,0 | 68,1 | 70,4 | 69,4 | 71,5 |
| Южная Корея | 41,1 | 45,4 | 46,3 | 47,5 | 47,8 | 48,4 | 51,5 | 53,6 | 48,6 | 58,4 | 68,5 | 69,1 | 66,0 | 71,0 |
| Германия | 46,4 | 45,0 | 44,8 | 46,4 | 44,5 | 47,2 | 48,6 | 45,8 | 32,7 | 43,8 | 44,3 | 42,7 | 42,6 | 42,9 |
| Бразилия | 27,9 | 29,6 | 31,1 | 32,9 | 31,6 | 30,9 | 33,8 | 33,7 | 26,5 | 32,9 | 35,2 | 35,9 | 34,7 | 33,9 |
| Украина | 31,8 | 34,1 | 36,7 | 38,7 | 38,6 | 40,9 | 42,8 | 37,3 | 29,9 | 32,9 | 35,3 | 33,0 | 32,8 | 27,2 |
| Италия | 26,8 | 26,1 | 26,7 | 28,5 | 29,4 | 31,6 | 31,6 | 30,6 | 19,8 | 25,8 | 28,7 | 27,3 | 24,1 | 23,7 |
| ИТОГО | 595,2 | 650,8 | 702,1 | 785,5 | 861,1 | 951,2 | 1041,6 | 1032 | 999,6 | 1145,9 | 1241,6 | 1276,3 | 1327,4 | 1379,1 |
| Мировое производство | 847,7 | 885,8 | 945,1 | 1046,3 | 1138,5 | 1250,0 | 1344,3 | 1326,5 | 1229,7 | 1413,6 | 1526,9 | 1552,9 | 1607,2 | 1644,2 |
| Доля 10-ти стран, % | 70,2 | 73,5 | 74,3 | 75,1 | 75,6 | 76,1 | 77,5 | 77,8 | 81,3 | 81,1 | 81,3 | 79,9 | 82,6 | 83,9 |

Таблица 2 – Темпы изменения производства стали 2013/2014 гг.

| Регион, страна | 2013 г. | 2014 г. | Темп изменения, % |
|---|---------|---------|-------------------|
| Мировое производство, млн. т | 1607,2 | 1644,2 | 2,3 |
| В том числе Европа (включая СНГ) | 313,1 | 311,4 | -0,5 |
| Из нее: | | | |
| ЕС (28 стран) | 165,6 | 169,3 | 2,2 |
| СНГ | 108,9 | 105,9 | -2,8 |
| в том числе Россия | 68,8 | 71,5 | 3,9 |
| Северная Америка | 99,5 | 121,1 | 21,7 |
| Латинская Америка, Африка, Ближний Восток | 108,1 | 87,2 | -19,3 |
| Азия | 1080,9 | 1118,9 | 3,5 |
| В том числе Китай | 779,0 | 822,7 | 5,6 |
| Океания | 5,5 | 5,5 | 0 |

По данным информационно-издательской службы «Металлоснабжение и сбыт» [2] в октябре выпуск стали в Китае составил 66,1 млн. т, что на 3,1 % меньше, чем за тот же период прошлого года. За тот же период потребление, по данным национальной металлургической ассоциации CISA, уменьшилось на 5,7 %. При этом, сведения, поступающие из Китая, остаются неутешительными для металлургов. В КНР продолжается рост ВВП, но одновременно происходит изменение его структуры. В нем снижается доля промышленности и строительства вследствие сокращения инвестиций в недвижимость и основные фонды, а увеличение происходит, главным образом, за счет сектора услуг и другой нематериальной сферы. И пока не появился новый источник роста китайской индустрии взамен экспорта в западные страны, данная тенденция будет сохраняться.

Тем не менее, у некоторых стран в 2015 году наблюдается рост производства стали по сравнению с аналогичным периодом прошлого года (таблица 3).

Таблица 3 – Производство стали в странах с положительной динамикой

| Страны | Производство стали (январь-октябрь), тыс. т. | | Рост производства стали | |
|----------------------|--|----------|-------------------------|-------|
| | 2014 г. | 2015 г. | Тыс. т. | % |
| Индия | 72668,00 | 75075,00 | 2407,00 | 3,21 |
| ЮАР | 5490,30 | 6334,30 | 844,00 | 13,32 |
| Польша | 7178,71 | 7971,27 | 792,56 | 9,94 |
| ОАЭ | 1939,46 | 2493,54 | 554,07 | 22,22 |
| Испания | 12079,65 | 12612,04 | 532,39 | 4,22 |
| Венгрия | 918,00 | 1434,00 | 516,00 | 35,98 |
| Пакистан | 1939,99 | 2351,00 | 411,01 | 17,48 |
| Сербия | 453,90 | 818,80 | 364,90 | 44,57 |
| Океания | 4614,53 | 4835,37 | 220,83 | 4,57 |
| Австралия | 3901,75 | 4118,38 | 216,63 | 5,26 |
| Финляндия | 3182,80 | 3355,00 | 172,20 | 5,13 |
| Нидерланды | 5769,64 | 5926,61 | 156,97 | 2,65 |
| Белоруссия | 2054,83 | 2208,92 | 154,09 | 6,98 |
| Бельгия | 6194,78 | 6310,99 | 116,21 | 1,84 |
| Германия | 36094,82 | 36208,24 | 113,42 | 0,31 |
| Иран | 13509,94 | 13610,90 | 100,96 | 0,74 |
| Словакия | 3866,23 | 3965,00 | 98,77 | 2,49 |
| Молдова | 302,80 | 375,28 | 72,48 | 19,31 |
| Перу | 893,26 | 948,99 | 55,73 | 5,87 |
| Эквадор | 556,21 | 587,30 | 31,10 | 5,29 |
| Чешская Республика | 4440,45 | 4466,73 | 26,28 | 0,59 |
| Марокко | 433,22 | 455,87 | 22,64 | 4,97 |
| Босния и Герцеговина | 649,87 | 671,72 | 21,85 | 3,25 |
| Куба | 211,27 | 222,42 | 11,15 | 5,01 |
| Болгария | 512,40 | 522,80 | 10,40 | 1,99 |
| Венесуэла | 1194,78 | 1204,51 | 9,74 | 0,81 |
| Гватемала | 312,81 | 319,05 | 6,25 | 1,96 |
| Колумбия | 1034,81 | 1039,74 | 4,94 | 0,48 |
| Новая Зеландия | 712,78 | 716,99 | 4,21 | 0,59 |
| Уругвай | 72,69 | 75,83 | 3,15 | 4,15 |
| Парагвай | 36,52 | 37,67 | 1,14 | 3,03 |

Характерно, что Индия, единственная из крупных стран мира провозгласившая развитие промышленности приоритетом своей государственной политики, в этом году может добиться более высоких темпов роста ВВП, чем Китай. По итогам января-октября текущего года индийская металлургическая отрасль добилась наибольшего в мире подъема по сравнению с прошлогодними данными. Хотя национальные производители стали постоянно жалуются на резкое увеличение импорта, объем выплавки стали в стране за десять месяцев прибавил 3,2 % или более 2,4 млн. т. по сравнению с прошлогодним уровнем.

Интересно, что второе и третье места в мире по абсолютному приросту за тот же период заняли ЮАР и Польша. Объем производства стали в ЮАР в январе-октябре текущего года увеличился более чем на 840 тыс. т. по сравнению с аналогичным периодом прошлого года благодаря проведению активной политики стимулирования индустриализации, крупным строительным проектам и умеренному протекционизму. Для Польши основной причиной расширения производства почти на 800 тыс. т по сравнению с первыми десятью месяцами прошлого года стал переход завода Huta Czestochowa, принадлежащего украинской группе «Индустриальный союз Донбасса», к самостоятельной выплавке стали после остановки в прошлом году украинского Алчевского меткомбината, который ранее снабжал польское предприятие слябами. Сейчас АМК снова функционирует, но поставки полуфабрикатов в Восточную Европу не возобновились в прежнем объеме. Впрочем, к этому следует добавить и то, что Польша в этом году выглядит наиболее благополучной страной ЕС с точки зрения развития строительного сектора.

В целом количество государств, увеличивших производство стали в сравнении с прошлым

годом равно числу государств сокративших производство (таблица 4), однако снижение абсолютных значений производства стали очевидно.

Таблица 4 – Производство стали в странах с отрицательной динамикой

| Страны | Производство стали (январь-октябрь), тыс. т. | | Снижение производства стали | |
|-------------------|--|-----------|-----------------------------|--------|
| | 2014 г. | 2015 г. | Тыс. т. | % |
| Китай | 687632,10 | 675104,00 | 12528,10 | 1,86 |
| США | 73747,98 | 67242,70 | 6505,28 | 9,67 |
| Япония | 92491,87 | 87815,23 | 4676,64 | 5,33 |
| Украина | 23438,50 | 19148,30 | 4290,20 | 22,41 |
| Южная Корея | 59847,42 | 57671,71 | 2175,71 | 3,77 |
| Турция | 28520,04 | 26553,99 | 1966,05 | 7,40 |
| Италия | 20397,48 | 18593,19 | 1804,29 | 9,70 |
| Франция | 13646,98 | 12826,56 | 820,42 | 6,40 |
| Англия | 10271,77 | 9514,08 | 757,69 | 7,96 |
| Тайвань | 18976,97 | 18288,91 | 688,06 | 3,76 |
| Египет | 5246,42 | 4735,02 | 511,41 | 10,80 |
| Ливия | 635,70 | 255,89 | 379,81 | 148,43 |
| Бразилия | 28605,80 | 28235,50 | 370,30 | 1,31 |
| Саудовская Аравия | 5205,43 | 4866,99 | 338,44 | 6,95 |
| Катар | 2535,00 | 2204,00 | 331,00 | 15,02 |
| Аргентина | 4580,67 | 4251,53 | 329,15 | 7,74 |
| Австрия | 6597,68 | 6386,78 | 210,90 | 3,30 |
| Тайланд | 3420,34 | 3236,09 | 184,24 | 5,69 |
| Мексика | 16029,94 | 15873,14 | 156,80 | 0,99 |
| Тринидад и Тобаго | 418,18 | 266,49 | 151,69 | 56,92 |
| Канада | 10666,29 | 10533,59 | 132,70 | 1,26 |
| Казахстан | 3102,30 | 2983,85 | 118,45 | 3,97 |
| Россия | 59412,80 | 59307,37 | 105,43 | 0,18 |
| Узбекистан | 631,40 | 544,35 | 87,05 | 15,99 |
| Швеция | 3754,40 | 3673,74 | 80,66 | 2,20 |
| Македония | 187,99 | 110,02 | 77,97 | 70,87 |
| Хорватия | 159,40 | 126,84 | 32,56 | 25,67 |
| Люксембург | 1869,50 | 1841,08 | 28,41 | 1,54 |
| Норвегия | 494,39 | 478,72 | 15,67 | 3,27 |
| Словения | 531,86 | 519,98 | 11,89 | 2,29 |
| Чили | 905,02 | 900,05 | 4,97 | 0,55 |

Прежде всего, весьма значительно снизился объем выплавки стали в США. По итогам десяти месяцев она сократилась на 9,7 % или 6,5 млн. т. по сравнению с аналогичным периодом прошлого года, а в начале ноября, по данным American Iron & Steel Institute (AISI), спад достиг 13 %. Основной причиной обвала специалисты называют спад в американской нефтедобывающей отрасли. В этом году инвестиции в нефтедобычу уменьшились более чем на 20 % и, очевидно, продолжают сокращаться в дальнейшем. Это вызвало резкое падение спроса на трубы, буровое оборудование, цистерны и баржи для перевозки нефти.

Впрочем, трудности испытывает и другая индустриальная держава — Япония, где производство стали в январе-октябре снизилось на 5,3 % или почти на 4,7 млн. т. по сравнению с аналогичным периодом прошлого года. Промышленность Японии и соседней Южной Кореи, где выплавка стали по итогам десяти месяцев уменьшилась на 3,8 % по сравнению с аналогичным периодом годичной давности, несет потери из-за сокращения заказов на морские суда, буровые платформы и промышленное оборудование.

Турция немного сократила отставание от прошлогоднего графика. В октябре в стране было выплавлено 2,77 млн. т. стали, на 2,0 % больше, чем в тот же период 2014 г. Это объясняется снижением в конце сентября и первой половине октября цены на металлолом, которые достигли многолетнего минимума, в связи с чем местные мини-заводы расширили использование этого сырья в противовес более дорогостоящей заготовке.

Снизилась темпы спада и в Украине. По данным за январь-октябрь они составили почти 4,3 млн.т. или 18,3 % по сравнению с прошлогодними показателями. Однако благодаря отсутствию активных боевых действий на Донбассе и майскому возвращению в строй Алчевского меткомбината выплавка стали в стране с августа идет со стабильным превышением прошлогодних показателей. Правда, в последнее время ситуация в украинской металлургии опять ухудшилась. Производство снова пошло на спад вследствие обвала внутреннего рынка, неблагоприятной конъюнктуры, дефицита энергии.

Российские металлурги завершили октябрь с незначительным отставанием от прошлогодних показателей. В октябре выплавка стали, по данным World Steel Association, сократилась на 2,4 % по сравнению с аналогичным периодом годичной давности, а за десять месяцев в целом — на 0,18 % или примерно 100 тыс. т. Но на российском рынке проката углубляется спад, металлургам приходится проводить ограничительную политику, так что до конца года отставание, судя по всему, увеличится.

По прогнозам специалистов основной задачей развития предприятий черной металлургии России будет удовлетворение спроса на металлопродукцию необходимого сортамента, качества и в объемах, востребованных внутренним и внешним рынком. Дальнейшее развитие предприятий будет осуществляться на основе ускоренного инновационного развития, повышения экономической эффективности, экологической безопасности, ресурсо- и энергосбережения, конкурентоспособности продукции с обеспечением импортозамещения.

За последние 10 лет в черную металлургию России было инвестировано около 1,3 триллиона рублей [3] и ее технический уровень в основном соответствует мировому.

В России имеется ряд внешних и внутреотраслевых проблем и факторов, затрудняющих развитие отрасли.

Внешние факторы, сдерживающие развитие черной металлургии:

- низкий спрос на металлопродукцию на внутреннем рынке вследствие недостаточного развития отраслей машиностроительного комплекса;
- существенные объемы импорта металлоемких машин, механизмов и оборудования. Так, по импорту приобретается 70 – 75 % металлургического оборудования, а в целом более 50 % машин, оборудования и транспортных средств (по стоимости);
- резкое усиление экспансии Китая и других стран азиатского региона на мировых рынках металлопродукции;
- рост тарифов на энергоресурсы и железнодорожные перевозки;
- недостаточный уровень защиты внутреннего рынка.

В рамках внутреотраслевых факторов проявились следующие негативные тенденции:

- повышенные, по сравнению с зарубежными предприятиями-аналогами, удельные расходы сырья и топливно-энергетических ресурсов на тонну стали;
- высокая стоимость логистической составляющей в затратах на металлопродукцию, в связи со сложившимся географическим размещением и высокой концентрацией производства.

В настоящее время, несмотря на незначительную импортозависимость металлургической промышленности в целом относительно других отраслей (рисунок 1), в черной металлургии наблюдается высокая зависимость от импорта металлургического оборудования (рисунок 2).

Для организации последовательной работы с целью обеспечения импортозамещения, в частности, в металлургической отрасли издан приказ Минпромторга России № 654 от 31 марта 2015 года «Об утверждении плана мероприятий по импортозамещению в отрасли тяжелого машиностроения Российской Федерации», в соответствии с которым утвержден план мероприятий по импортозамещению оборудования для черной металлургии (таблица 5).

Реализация плана позволит значительно увеличить долю отечественных производителей металлургического оборудования на отечественном рынке.

В перспективе Россия останется крупным экспортером металлопродукции и будет по-прежнему занимать одно из ведущих мест в мире [4]. В тоже время, абсолютные объемы экспорта готового проката могут сократиться за счет незначительного уменьшения объемов экспорта заготовок и полуфабрикатов, поставляемых на собственные активы за рубежом. Объемы экспорта продукции высокой добавленной стоимости будут обусловлены рыночной конъюнктурой. Импортные поставки металлопродукции будут обусловлены, в основном, экономической целесообразностью.

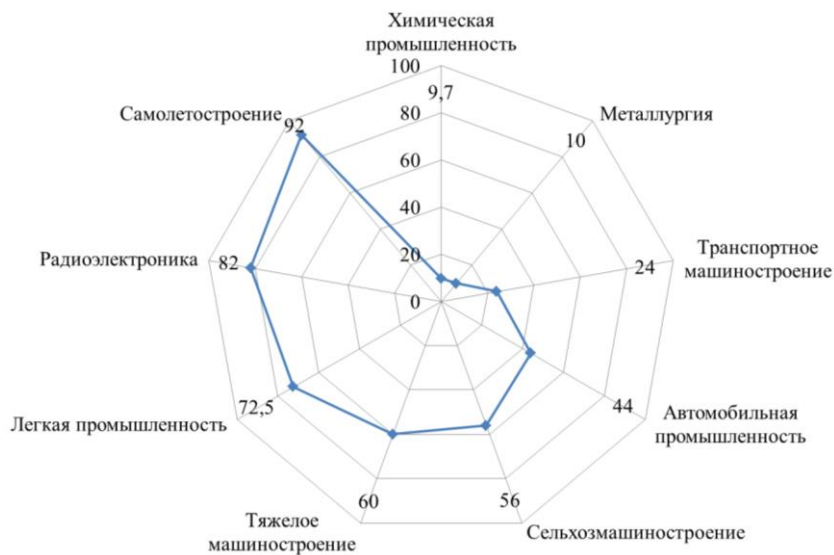
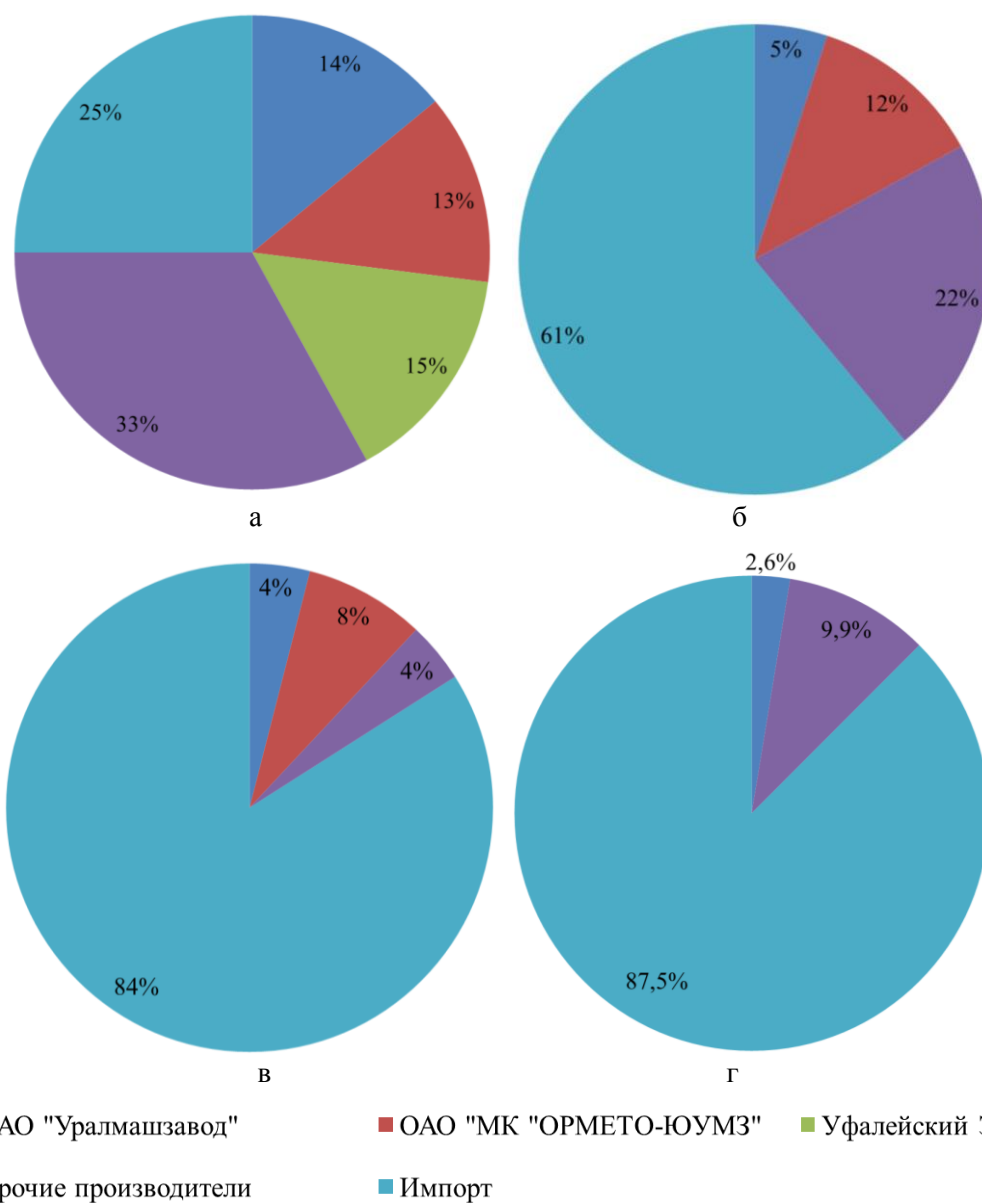


Рисунок 1 – Степень импортозависимости отраслей Российской Федерации



а – агрегационное и обжиговое оборудование; б – доменное оборудование; в – оборудование для непрерывной разливки стали; г – прокатное оборудование

Рисунок 2 – Распределение производителей металлургического оборудования на отечественном рынке

Исходя из мирового прогноза развития металлургической отрасли, Россия в перспективе до 2030 г. сохранит за собой лидирующие позиции на мировом рынке и будет занимать 5 место по производству стали (после Китая, Японии, США и Индии) и 6 место по видимому потреблению металлопродукции (после Китая, Японии, США, Южной Кореи и Индии), по экспорту – 4 место.

Таблица 5 – План мероприятий по импортозамещению оборудования для черной металлургии Российской Федерации

| Технологическое направление (проект, технология) | Срок реализации проектов | Доля импорта в потреблении в 2014 году | Максимальная плановая доля импорта к 2020 году |
|--|--------------------------|--|--|
| МНЛЗ (сортовые, блюмовые) и запчасти к ним | 2015-2017 гг. | 70 % | 55 % |
| МНЛЗ слябовые | 2015-2018 гг. | 83 % | 50 % |
| Прокатное оборудование | 2015-2016 гг. | 92 % | 40 % |
| Трубопрокатные станы | 2015-2017 гг. | 60 % | 20 % |
| Изостатическое оборудование | 2015-2017 гг. | 50 % | 20 % |
| Гильзы кристаллизаторов МНЛЗ | 2015-2017 гг. | 95 % | 20 % |
| Прокатные валки | 2015-2016 гг. | 70 % | 35 % |
| Подшипники жидкостного трения | 2015 г. | 40 % | 0 % |

Библиографический список

1. World Steel Association [Электронный ресурс] / <http://www.worldsteel.org>
2. Мировое производство стали постепенно сокращается [Электронный ресурс] / ИИС «Металлоснабжение и сбыт» // <http://www.metalinfo.ru/ru/metalmarket/analytics/531.html>
3. Мухатдинов Н.Х. Черная металлургия России на современном этапе / Н.Х. Мухатдинов, А.А. Бродов, К.Л. Косырев // Труды XIII Конгресса сталеплавильщиков. – М., 2014. – С. 14-18.
4. Мухатдинов Н.Х. Стратегия развития черной металлургии России на период 2014-2020 годы и на перспективу до 2030 года / Н.Х. Мухатдинов, А.А. Бродов, К.Л. Косырев // Труды XIII Конгресса сталеплавильщиков. – М., 2014. – С. 18-21.

УДК 621.771.262

ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ РЕЛЬСОПРОКАТНОГО ПРОИЗВОДСТВА В РОССИИ И ЗА РУБЕЖОМ

Головатенко А.В.¹, Уманский А.А.², Дорофеев В.В.¹

¹ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,

²Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, umanskii@bk.ru

Аннотация: Проведенным анализом показано, что основными тенденциями развития рельсопрокатного производства в мире является переход на прокатку длинномерных рельсов в условиях универсальных станов, имеющих в своем составе группы универсальных клетей непрерывной прокатки, и применение технологии дифференцированной закалки рельсов в различных средах. В результате проведенной в последние годы коренной реконструкции рельсопрокатного производства России ликвидировано технологическое отставание отечественной металлургии в данной отрасли. В настоящее время качественные и технико-экономические показатели производства отечественных железнодорожных рельсов находятся на уровне ведущих мировых производителей.

Ключевые слова: железнодорожная инфраструктура, длинномерные железнодорожные рельсы, универсальные прокатные станы, закалка рельсов

MAIN TRENDS OF PRODUCTION RAILS IN RUSSIA AND ABROAD

Golovatenko A.V.¹, Umanskii A.A.², Dorofeev V.V.¹

¹ «EVRAZ Consolidated West Siberian Metallurgical Plant»,

²Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, umanskii@bk.ru

Abstract: *The analysis showed that the main trends of production rails in the world is the transition to the rolling of long rails in conditions in terms of universal mills having in his part of a group of universal rolling stands continuous, and the use of technology differentiated hardening rails in different environments. As a result of recent years radical reconstruction production rails Russia eliminated the technological backwardness of the domestic industry in this sector. Currently, high-quality and technical and economic indicators of domestic production of rails are at the level of the world's leading manufacturers.*

Key words: *railway infrastructure, lengthy rails, universal mills, hardening rails*

В настоящее время Россия обладает наибольшей в мире протяженностью железных дорог (86 тыс. километров). Однако и это является недостаточным для обеспечения нужной пропускной способности, поскольку доля перевозок железнодорожным транспортом составляет порядка 85 % от общего объема грузоперевозок. Также следует отметить низкую пропускную способность 6 тыс. км железнодорожной сети вследствие высокой степени износа. В целом износ железнодорожной инфраструктуры достигает 85 %.

С целью решения указанной проблемы ОАО «Российские железные дороги» (ОАО «РЖД») планирует параллельно с заменой изношенных участков железнодорожной сети построить к 2030 году 22 тыс. км новых железнодорожных линий, что обуславливает годовую потребность в рельсах на уровне 1,6 – 1,7 млн. т.

До последнего времени производство железнодорожных рельсов в России, сосредоточенное на двух металлургических комбинатах – АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат» (ЕВРАЗ ЗСМК) и АО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» (ЕВРАЗ НТМК), осуществлялось на рельсобалочных станах линейного типа постройки 30-ых гг. XX века. Производимые указанными комбинатами 25-ти метровые объемно-закаленные рельсы не соответствовали требованиям мировых стандартов по эксплуатационной стойкости. Кроме того, для строительства новых высокоскоростных магистралей, в частности Москва-Санкт-Петербург, необходимы были длинномерные (длиной 100 м) рельсы. При использовании бесстыковой технологии укладки рельсов, применение которой и позволяет увеличивать допустимые скорости движения, увеличение длины рельсов способствует снижению числа сварных соединений.

Создавшаяся ситуация привела к необходимости закупки ОАО «РЖД» длинномерных рельсов у зарубежных производителей. Так в 2013 г. из 950 тыс. т рельсов, закупленных ОАО «РЖД», порядка 20 % составили длинномерные рельсы производства иностранных металлургических компаний (Voestalpine Schienen GmbH и др.).

Анализ тенденций развития мирового производства рельсов показывает, что одним из основных направлений является переход от прокатки рельсовых профилей в двухвалковых калибрах клетей «дуо» и «трио» на производство рельсов в условиях универсальных станков, имеющих в своем составе группы универсальных клетей непрерывной прокатки [1, 2]. Данный факт объясняется наличием целого ряда существенных преимуществ прокатки в универсальных клетях [3 – 5]:

– обеспечивается плотная мелкозернистая структура металла в головке рельса, что обуславливает высокие механические свойства и износостойкость данного элемента рельсов в процессе эксплуатации;

– обеспечивается снижение внутренних напряжений в рельсах, что значительно уменьшает вероятность образования дефектов и приводит к повышению прямолинейности рельса;

– достигается уменьшение износа прокатных валков и снижение расхода электроэнергии на прокат.

Впервые процесс прокатки рельсов с использованием универсальных клетей прошел опытно-промышленное опробование в 1964 – 1968 гг. на заводе в г. Гаянже (Франция) [4]. Далее фирма «Sacilor», являющаяся разработчиком данной технологии, продала лицензии на универсальный процесс прокатки рельсов фирмам «Nippon Steel» (Япония), Iscor (ЮАР), Whelling-Pittsburg Steel (США), Broken Hill Proprietary (Австралия); Acominas (Бразилия) [4]. Указанными фирмами в период 70-80-ых годов XX века построены или реконструированы действующие прокатные станы с переводом их

на прокатку рельсов в универсальных клетях. Для периода 90-ых годов XX века – начала XXI века характерно интенсивное распространение технологии прокатки рельсов в универсальных клетях [5] (таблица 1).

Таблица 1 – Ввод в эксплуатацию рельсопрокатных станов [5]

| Компания (предприятие) | Страна | Год ввода в эксплуатацию | Поставщик оборудования |
|---------------------------|-------------------|--------------------------|------------------------|
| «Steel Dynamics» | США | 2002 | SMS (Германия) |
| «Anshan Iron and Steel» | КНР | 2003 | SMS (Германия) |
| «SAIL Bhilai Steel Plant» | Индия | 2004 | SMS (Германия) |
| «Baotou Iron and Steel» | КНР | 2005 | SMS (Германия) |
| «VAI Schienen» | Австрия | 2006 | Danieli (Италия) |
| «Jindal Steel and Power» | Индия | 2006 | SMS (Германия) |
| «Wuhan Iron and Steel» | КНР | 2008 | SMS (Германия) |
| «Al Tuwairqi Group» | Саудовская Аравия | 2009 | SMS (Германия) |

Характерной особенностью технологического процесса производства рельсов на современных рельсобалочных станах является применение дифференцированной закалки в различных средах (сжатый воздух, вода, полимер) взамен устаревшей технологии объемной закалки в масле (таблица 2).

Таблица 2 – Основные особенности технологий производства рельсов

| Страна-изготовитель рельсов | Тип агрегата для выплавки стали | Метод термической обработки рельсов |
|-----------------------------|---------------------------------|--|
| Франция | Кислородный конвертер | Двухсторонняя закалка сжатым воздухом с отдельного объемного нагрева ТВЧ |
| Япония | Кислородный конвертер | Двухсторонняя закалка сжатым воздухом с прокатного нагрева |
| США | Кислородный конвертер | Двухсторонняя закалка водой с прокатного нагрева |
| Канада | Электропечь | Двухсторонняя закалка сжатым воздухом с объемного нагрева ТВЧ |
| Австрия | Кислородный конвертер | Односторонняя закалка в растворе полимера с прокатного нагрева |

Имевшее место в последние десятилетия технологическое отставание отечественной металлургии в производстве железнодорожных рельсов ликвидировано в 2013 г. с запуском в эксплуатацию на АО «ЕВРАЗ ЗСМК» первого в России универсального рельсобалочного стана [6] (рисунок 1).

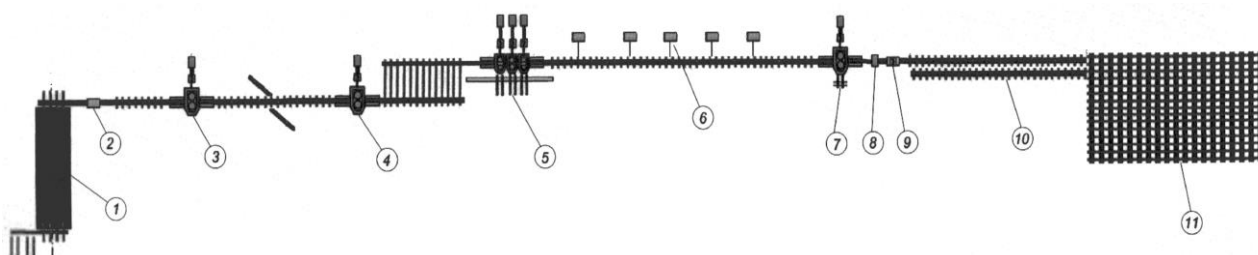
Поставщиком оборудования нового прокатного стана выступила компания «SMS Meer» (Германия). Следует отметить, что указанная компания на сегодняшний день занимает лидирующие позиции в данном сегменте рынка. Так для семи из восьми введенных в эксплуатацию в период 2002 – 2009 г. универсальных рельсопрокатных станов поставщиком оборудования являлась компания «SMS Meer» (таблица 1). При этом следует также подчеркнуть широкую географию строительства новых рельсопрокатных станов, включающую в себя страны Азии (Китай, Индия), Ближнего Востока (Саудовская Аравия), США.

Поставка первой промышленной партии длинномерных железнодорожных рельсов ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» в адрес ОАО «РЖД» осуществлена в мае 2014 г. Также в 2013 г. официально запущен в эксплуатацию новый универсальный рельсобалочный стан на Челябинском металлургическом комбинате. Однако на сегодняшний момент указанным комбинатом промышленные поставки длинномерных рельсов еще не производятся.

Организация выпуска стометровых рельсов высокой прочности на российских предприятиях потребовала значительных инвестиций. Затраты на строительство универсального рельсобалочного стана на «ЧМК» составили более 900 млн. долларов, «Евраз» направил на реконструкцию рельсового производства порядка 600 млн. долларов.

Одной из основных отличительных особенностей технологического режима производства длинномерных железнодорожных рельсов на универсальном рельсобалочном стане «ЕВРАЗ ЗСМК»

является использование технологии дифференцированной закалки сжатым воздухом с прокатного нагрева [7, 8]. На сегодняшний день такая технология закалки длинномерных рельсов используется только в Японии (компания «Nippon Steel») – таблица 2.



1 – нагревательная печь; 2 – устройство гидросбива окалины; 3, 4 – обжимные клети BD1 и BD2; 5 – тандем-группа; 6 – пилы горячей резки; 7 – чистовая клетка; 8 – лазерный измеритель профиля; 9 – клеймитель; 10 – участок дифференцированной закалки; 11 – участок холодильника

Рисунок 1 – Схема расположения оборудования рельсобалочного стана АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Следует отметить значительный комплекс работ по совершенствованию режимов прокатки рельсов, проведенный в период запуска и начальной эксплуатации рельсобалочного стана «ЕВРАЗ ЗСМК» [9 – 12]. Несовершенство контрактной калибровки, предоставленной компанией «SMS Meer», приводило к значительным технологическим трудностям и снижению технико-экономических показателей производства рельсов. Типовая схема прокатки рельсов компании «SMS Meer» (рисунок 2) предусматривает на начальном этапе формирования рельсового профиля прокатку в закрытых калибрах «балочного» типа, использование которых приводит к налипанию металла на валки при прокатке и, в конечном итоге, к образованию поверхностных дефектов в виде «плен» прокатного происхождения.

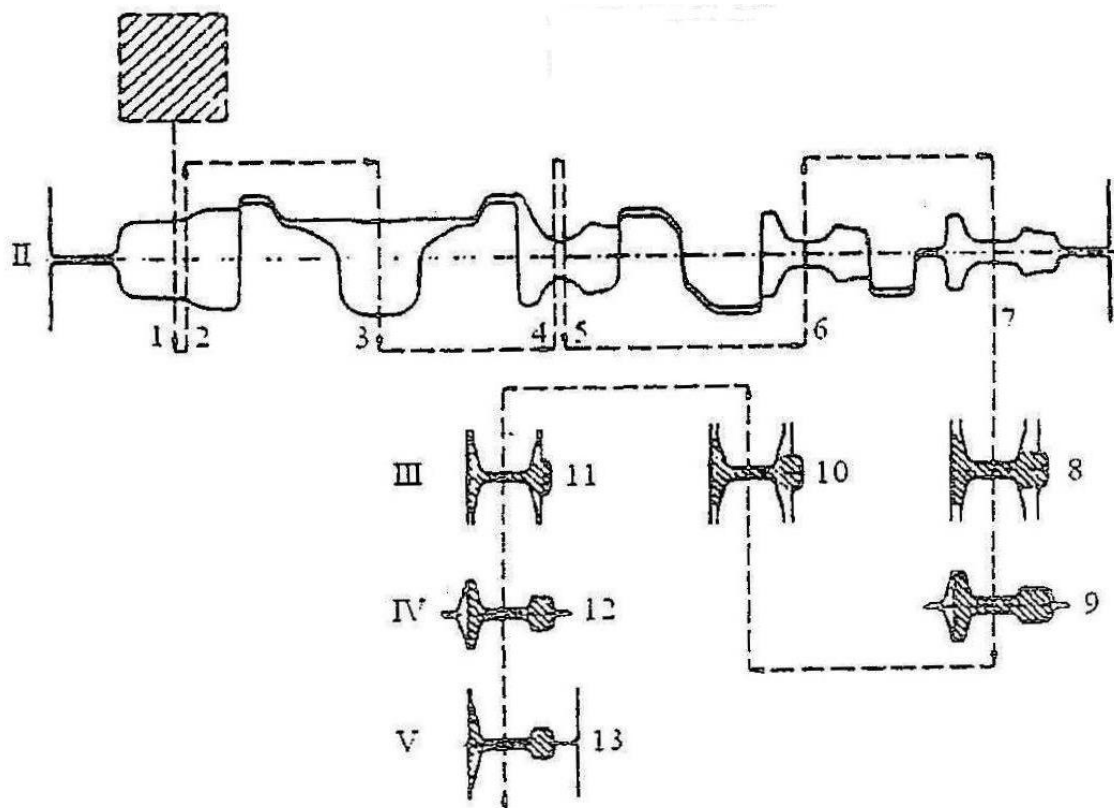


Рисунок 2 – Типовая схема калибровки для прокатки рельсов фирмы SMS [1]

В результате в период запуска и начальной эксплуатации рельсобалочного стана ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» отбраковка готовых рельсов по дефектам поверхности составляла более 3,5 % (рисунок 3). Также имел место повышенный износ калибров валков обжимной прокатной клетки и увеличение такта прокатки, что приводило к снижению производительности стана.

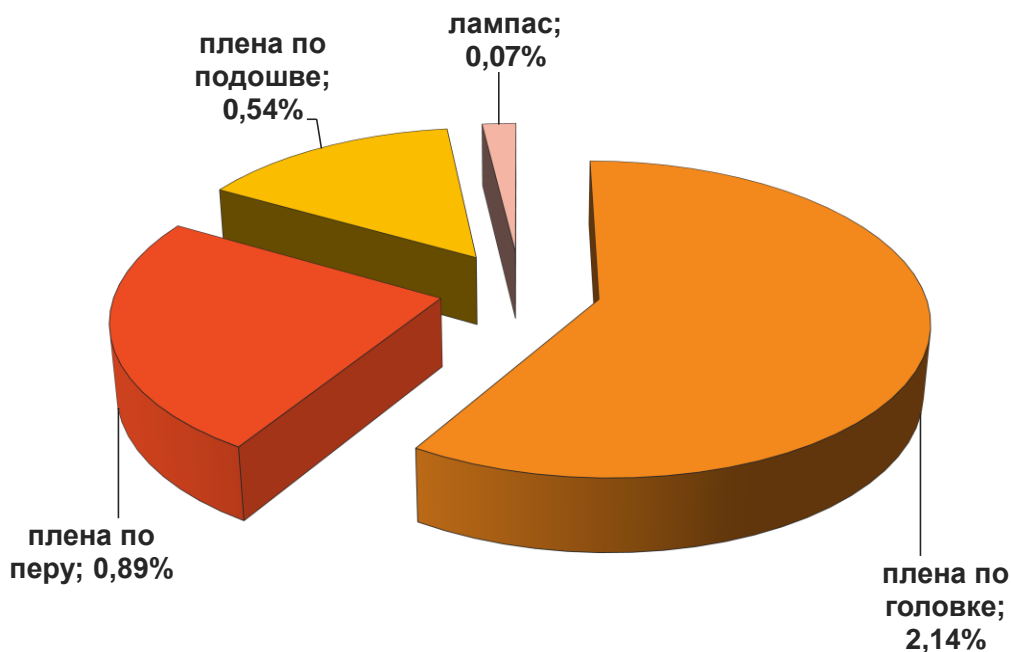


Рисунок 3 – Структура отбраковки рельсов по поверхностным дефектам

Разработка усовершенствованного режима прокатки с использованием косорасположенных рельсовых калибров с уклонами боковых стенок до 18% (рисунок 4) позволило решить указанные проблемы, в частности снизить отбраковку рельсов по дефектам поверхности практически в 2 раза (рисунок 5), уменьшить расход прокатных валков обжимной клетки на 35 %.

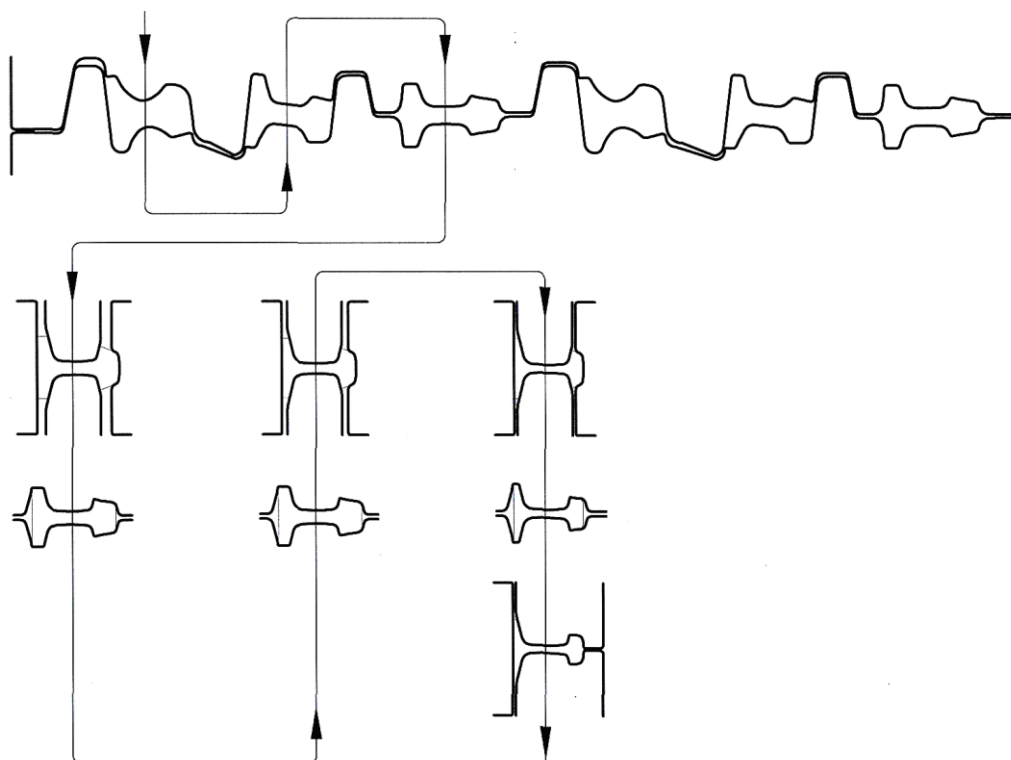


Рисунок 4 – Схема калибровки валков ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» на стадии формирования рельсового профиля

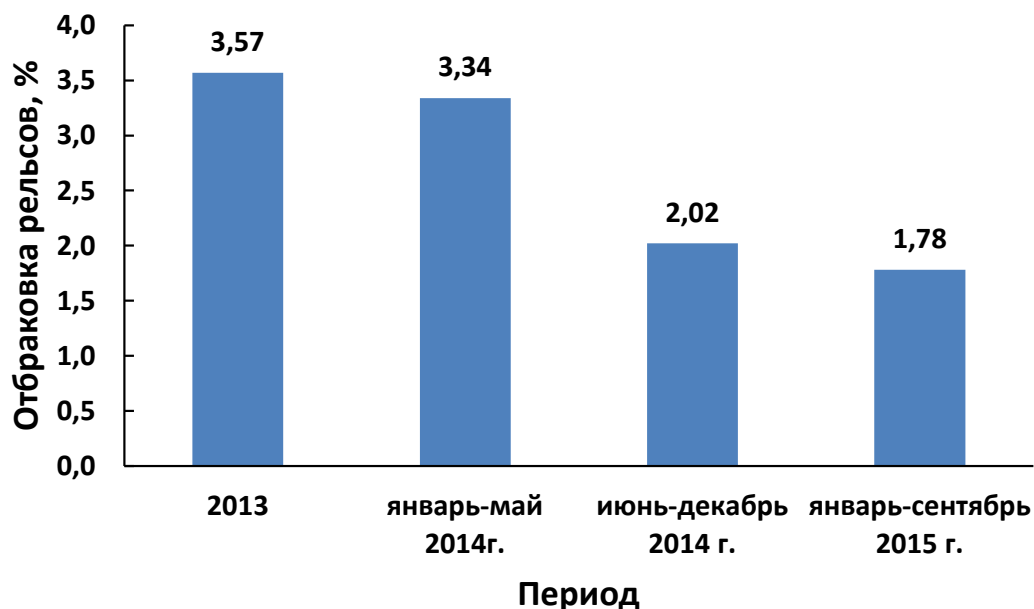


Рисунок 5 – Динамика отбраковки рельсов по дефектам поверхности

Таким образом, можно констатировать, что в результате проведенной в последние годы коренной реконструкции рельсопрокатного производства России ликвидировано технологическое отставание отечественной металлургии в данной отрасли. В настоящее время качественные и технико-экономические показатели производства отечественных железнодорожных рельсов находятся на уровне ведущих мировых производителей.

Библиографический список

1. Свейковски, У. Производство рельсов высокого качества с использованием компактных универсальных клетей и технологий Rail Cool. Металлургическое производство и технология (МРТ) / У. Свейковски, Т. Нерзак // Черные металлы. – 2006. – №2. – С. 50-56.
2. Никитина, Л. А. Состояние и перспективы развития производства проката в России и за рубежом. Ч. IV / Л. А. Никитина // Производство проката. – 2000. – №11. – С. 2-10.
3. Смирнов, В. К. Исследование прокатки рельсов в универсальных клетях / В. К. Смирнов, А. Р. Бондин, А. М. Михайленко // Производство проката. – 2002. – №12. – С. 24-30.
4. Desvallees, J. Universal rolling of rails – State of the art / J. Desvallees, A. Faessey, G. Gouth, G. Mennel // Iron and steel engineer. – March 1987. – pp. 25-31.
5. Литвинов, Р.А. Разработка и моделирование технологических режимов прокатки рельсов с применением универсальных клетей : дис. ... канд. техн. наук : спец. 05.16.05 / Литвинов Роман Александрович. – Екатеринбург, 2009. – 147 с.
6. Головатенко, А. В. Ввод в эксплуатацию универсального рельсобалочного стана и освоение технологии производства рельсов на современном оборудовании в рельсобалочном цехе ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» / А. В. Головатенко, К. В. Волков, И. В. Александров, Е. П. Кузнецов, В. В. Дорофеев, О. И. Сапелкин // Черная металлургия. – 2014. – №6 (1374). – С. 32-38.
7. Полевой, Е. В. Совершенствование технологии производства рельсов на ОАО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат» / Е. В. Полевой, К. В. Волков, А. В. Головатенко, О. П. Атконова, А. М. Юнусов // Проблемы черной металлургии и материаловедения. – 2013. – №4. – С. 26-28.
8. Полевой, Е. В. Разработка технологии производства дифференцированно термоупрочненных рельсов на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» / Е. В. Полевой, К. В. Волков, Е. П. Кузнецов, А. В. Головатенко, О. П. Атконова, А. М. Юнусов // Улучшение качества и условий эксплуатации рельсов и рельсовых скреплений (по материалам заседания некоммерческого партнерства «Рельсовая комиссия» 25-27 октября 2013 г.): Сборник научных докладов – Екатеринбург: ОАО «УИМ», 2014. – С. 93-100.
9. Головатенко, А. В. Развитие технологии прокатки и процессов калибровки железнодорожных рельсов / А. В. Головатенко, К. В. Волков, В. В. Дорофеев, С. В. Степанов, А. В. Добрянский // Производство проката. – 2014. – №2. – С. 25-39.

10. Головатенко, А. В. Разработка и совершенствование режимов прокатки длинномерных железнодорожных рельсов на универсальном рельсобалочном стане / А. В. Головатенко, А. А. Уманский, В. Н. Кадыков // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. – Москва-Новокузнецк, 2015. – Вып. 35. – С. 43-51.

11. Технические и технологические особенности освоения прокатки рельсовых профилей на новом рельсобалочном стане ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» / А.В. Головатенко [и др.] // Улучшение качества и условий эксплуатации рельсов и рельсовых скреплений (по материалам заседания некоммерческого партнерства «Рельсовая комиссия» 25-27 октября 2013 г.): Сборник научных докладов – Екатеринбург: ОАО «УИМ», 2014. – С. 75-92.

12. Повышение качества железнодорожных рельсов при прокатке за счет усовершенствования системы черновых калибров в условиях нового универсального рельсoproкатного стана ЕВРАЗ ЗСМК / А.В. Головатенко [и др.] // Улучшение качества и условий эксплуатации рельсов и рельсовых скреплений (по материалам заседания некоммерческого партнерства «Рельсовая комиссия» 7-9 октября 2014 г.): Сборник научных докладов – Екатеринбург: ОАО «УИМ», 2015. – С. 201-210.

УДК 669:658.58

АНАЛИЗ НАРУШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕЖИМА РАБОТЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ ПРИ ОСВОЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В УСЛОВИЯХ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е., Шипицын В.Г.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
г. Новокузнецк, lazura@ya.ru*

Аннотация. Рассмотрены мероприятия при выплавке чугуна с применением пылеугольного топлива в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК». По результатам анализа технических данных доменного цеха определены качественные характеристики сырья (кокса, агломерата). Описаны этапы освоения технологии вдувания пылеугольного топлива в доменные печи АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Приведен анализ нарушений технологического режима работы доменных печей.

Ключевые слова: пылеугольное топливо, зона когезии, коэффициентом замены кокса, рудная нагрузка, фурменный прибор, доменная печь.

ANALYSIS OF NARUSHENIYA TECHNOLOGICAL MODE OPERATION OF BLAST FURNACES DURING THE DEVELOPMENT OF THE TECHNOLOGY OF PULVERIZED COAL INJECTION IN CONDITIONS «EVRAZ ZSMK»

Lazarevskiy Pavel, Romanenko Julia

*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, lazura@ya.ru*

Abstract: Reviewed activities in the smelting of iron with the use of dust-coal fuel in the conditions of "EVRAZ ZSMK". According to the analysis of technical data of the blast furnace shop is determined the quality characteristics of raw materials. Describes the stages of development of the technology of pulverized coal injection in blast furnaces of «EVRAZ ZSMK». The analysis of violations of the technological mode of blast furnaces.

Key words: pulverized coal, the area of cohesion, the coefficient of replacement of coke, ore load, tuyere device blast furnace.

Черная металлургия является одной из основных экспорто-ориентированных базовых отраслей российской экономики. Для сохранения и расширения экспортных возможностей отечественной металлургии на внешних рынках необходимо увеличить производство конкурентоспособной продукции.

Одним из перспективных и эффективных технологических мероприятий при выплавке чугуна является применение пылеугольного топлива (ПУТ), что позволяет снизить себестоимость чугуна, повысить производительность печи и защиту окружающей среды. Использование ПУТ в доменных печах при сравнительно высоких капитальных затратах на системы его подготовки и подачи к печам, а также его распределения по фурмам, сравнительно быстро окупается за счет:

- сравнительно низких цен на угли;
- экономии капитальных затрат от вывода из строя устаревших коксовых печей и уменьшения выбросов в атмосферу при снижении объемов коксохимического производства;
- уменьшения доли низкокачественных углей для производства кокса, что позволит улучшить его качество;
- снижения текущих расходов при более высоком коэффициенте замены кокса углем по сравнению с природным газом [1].

В промышленных условиях доказана возможность вдувания до 250 кг ПУТ на одну тонну чугуна, а также замены им до 30 % кокса без использования природного газа [2].

Бесспорными преимуществами ПУТ являются его минимальное воздействие на температуру горна и выход горновых газов, наличие значительных ресурсов неспекающихся углей, пригодных для приготовления ПУТ, возможность его использования для оперативного управления нагревом горна и качеством чугуна [3].

В 2014 году на АО «ЕВРАЗ ЗСМК» началось освоение технологии приготовления и вдувания ПУТ в доменные печи. Доменный цех АО «ЕВРАЗ ЗСМК» имеет в своем составе три доменных печи: № 1 и № 3 с полезным объемом по 3000 м³ и № 2 – 2000 м³. На доменных печах № 1 и № 2 установлены засыпные устройства с роторным распределителем шихты, а на доменной печи № 3 – двухконтурное устройство клапанного типа с подвижными колошниковыми плитами.

По результатам анализа данных технических отчетов доменного цеха, качественных характеристик сырья (кокса, агломерата) были определены три этапа освоения технологии вдувания ПУТ: 1 этап с расходом ПУТ 150 кг/т чугуна; 2 этап с расходом ПУТ 180 кг/т чугуна и 3 этап с расходом ПУТ 200 кг/т чугуна.

Для приготовления пылеугольного топлива используют высоко- и низколетучие энергетические марки углей. Выбор марок углей обусловлен необходимостью получения ПУТ с коэффициентом замены кокса (КЗК) равным 0,9, который позволит достичь целевых показателей проекта.

На показатель КЗК большое влияние оказывает степень газификации угольных частиц в пределах фурменных зон доменной печи. Полнота сгорания ПУТ, особенно при больших расходах, обуславливает увеличение коэффициента замены кокса и снижение содержания углерода в продуктах плавки. Кроме того, повышается интенсивность плавки за счет улучшения газодинамических характеристик слоя шихты и, как следствие, производительность печи. Несгоревшие частицы ПУТ, адсорбируясь на поверхности шлака, резко понижают способность его свободно фильтровать капли чугуна. Чугун, скапливающийся на поверхности такого шлака, при контакте с фурмами вызывает их массовый выход из строя [4].

Коэффициент замены кокса (КЗК) в значительной степени зависит от сорта угля, особенно от процента содержания летучих веществ (таблица 1). Для вдувания в основном используются угли с высоким содержанием летучих (32 – 38 %) и угли с низкими летучими (15 – 20 %).

Таблица 1 – Процент содержания летучих примесей по маркам угля

| Марка угля | Содержание летучих примесей, % | | |
|---------------------------------|--------------------------------|---------|-----------|
| | Летучие | Углерод | КЗК |
| Т (тощий) | 10 – 15 | 85 – 95 | 1,0 – 1,2 |
| СС (слабоспекающейся) | 19 – 37 | 75 – 85 | 0,8 |
| Г, Д (газовый, длиннопламенный) | 32 – 42 | 70 – 80 | 0,7 |
| Б (бурый) | 45 – 50 | 70 – 75 | 0,5 |

Угли с низким содержанием летучих веществ характеризуются высоким содержанием углерода, что в значительной степени увеличивает коэффициент замены кокса. В то же время, уголь с высоким содержанием летучих имеет низкий коэффициент замены кокса, но обладает хорошей эффективностью при сгорании. Кроме того, использование для вдувания углей с высоким содержанием летучих веществ способствует протеканию восстановительной реакции благодаря более высокому содержанию водорода в таких углях.

На расход пылеугольного топлива в большей мере оказывает влияние качество кокса, чем ка-

чество агломерата. Кокс является единственным твёрдым материалом ниже зоны когезии доменной печи и расходуется здесь с более медленной скоростью, т.е. подвергается более длительному воздействию высоких температур и веса столба шихты. В связи с этим кокс должен быть более прочным физически и устойчивым к химическому воздействию, чтобы обеспечить высокую газопроницаемость шихты.

Показатель прочности кокса после взаимодействия с углекислым газом (CSR – coke stretch reactivity) в значительной степени зависит от химического состава золы, который влияет на реакционную способность кокса.

Исследования, проведенные на зарубежных заводах, установили достаточно точную зависимость расхода пылеугольного топлива от горячей прочности кокса в интервале расхода пылеугольного топлива от 150 кг/т до 175 кг/т чугуна: изменение горячей прочности кокса (CSR) на 1 % равнозначно расходу 3 кг пылеугольного топлива.

В таблице 2 приведены требования к коксу, предъявляемые зарубежными заводами. На сегодняшний день показатели качества кокса, применяемого в АО «ЕВРАЗ ЗСМК» значительно ниже требуемых, что в значительной степени влияет на освоение технологии ПУТ и расход пылеугольного топлива.

Таблица 2 – Требования к коксу

| Характеристика | Показатель | Результаты | Приемлемый диапазон | Наилучший результат |
|--|--|------------------------------|------------------------|------------------------------------|
| Средний размер | Гранулометрический состав | Ср. размер, мм % < % < | 45 – 60 < 25 < 2 | |
| Холодная прочность | Гранулометрический состав после испытания в барабане | I 40 % > | > 45 | 55 16 87 (72*) 5,5 (8,5*) |
| | | I 20 % > | > 78 | |
| | | I 10 % > | < 19 | |
| | Стабильность на рампе Стабильность на складе Твердость | M 40 % > | > 80 | |
| | | M 10 % < | < 7 | |
| | | % > | > 58 | |
| Горячая прочность | CSR реакция с CO ₂ +испытания во вращающемся барабане | % > | > 58 | 70 (53*) |
| | | % > | > 60 | |
| | | % > | > 70 | |
| Реакционная способность | CRI: потеря массы в реакции с CO ₂ | % | < 29 | 24 (32*) |
| Примечание: * отмечены текущие значения характеристик кокса в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» | | | | |

Сегодня в АО «ЕВРАЗ ЗСМК» реализация проекта вдувания ПУТ находится на втором этапе, на котором расход пылеугольного топлива должен достигать 180 кг/т чугуна, однако при добавлении ПУТ даже до 100 кг/т на всех доменных печах горят фурмы и амбразуры (рисунок 1).

При этом отмечено, что практически все фурмы горят сверху, нередко случаи смятия фурм, а признаки неполной газификации угля отсутствуют.

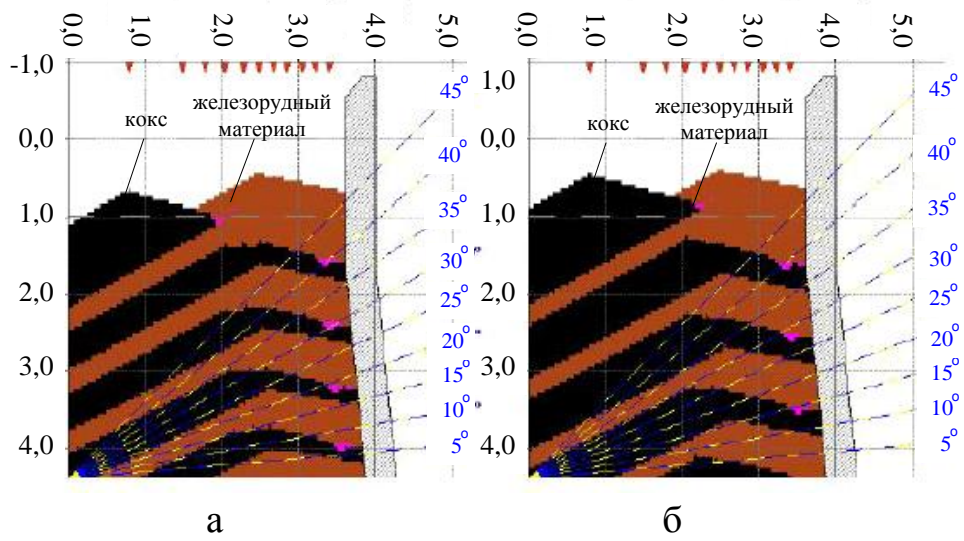
Прогар элементов фурменных приборов связан с повышением уровня рудной нагрузки как следствие увеличения расхода ПУТ и снижения удельного расхода кокса на выплавку чугуна. Переход на ПУТ при неизменной системе загрузки увеличивает рудную нагрузку у стен с 6 до 9 т/т.

Рудная нагрузка (РН) влияет на форму и расположение зоны когезии в доменной печи. Увеличение РН приводит к уменьшению площади слоев кокса (коксовых окон), отвечающих в зоне когезии за газопроницаемость (рисунок 2), при этом интенсивность газового потока снижается.

При перегрузе периферии рудным сырьем распределение шихты самопроизвольно меняется в сторону периферии, с образованием каналов у стен доменной печи (рисунок 3). При этом температура периферии увеличивается до 700°C (при средней температуре 100 – 300 °C).



Рисунок 1 – Прогар элементов фурменного прибора



а – рудная нагрузка 5 т/т с ПУТ; б – рудная нагрузка 3,6 т/т без ПУТ
Рисунок 2 – Распределение шихтовых материалов в доменной печи

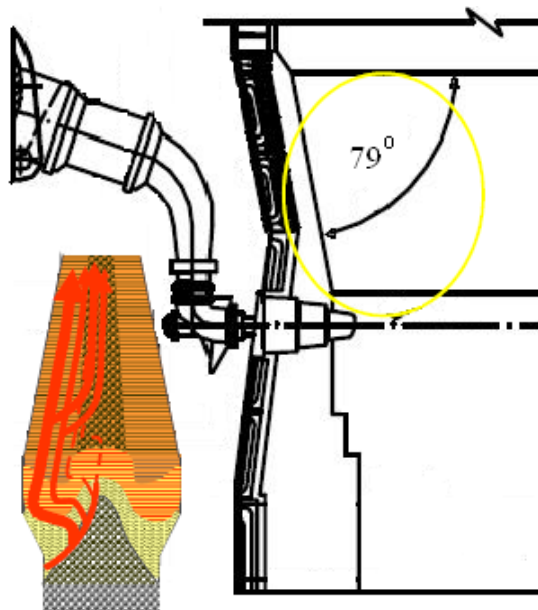
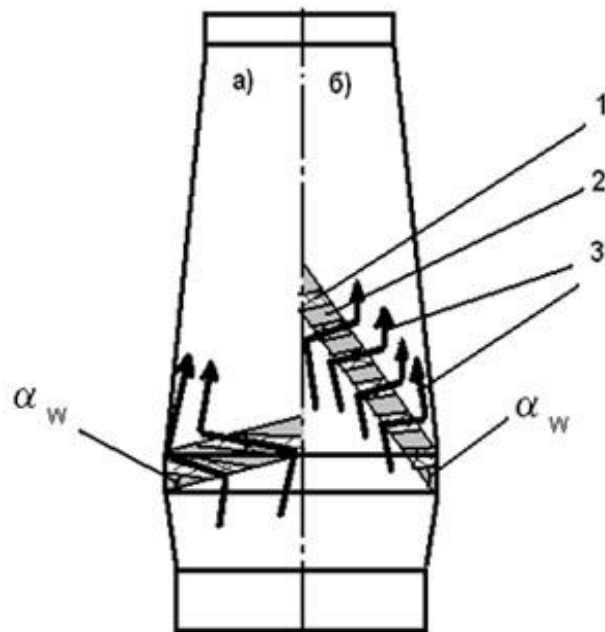


Рисунок 3 – Распределение газового потока в доменной печи



1 – слой кускового кокса (коксовое окно); 2 – слой размягченной рудной шихты; 3 – поток газа;
 α_w – угол наклона коксового окна к границе зоны размягчения

Рисунок 4 – Расположение зоны размягчения в доменной печи при низкой интенсивности осевого газового потока (а) и при высокой интенсивности осевого газового потока (б)

На рисунке 4 показано, как располагаются зоны когезии при низкой и высокой интенсивности осевого газового потока.

При низкой интенсивности газового потока зона расплавленных железорудных материалов смещается вниз (рисунок 5), из-за чего происходит образование настыли на оборудовании фурменного прибора, что в последствии приводит к прогару оборудования.



Рисунок 5 – Изображение зоны размягчения и плавления

В качестве компенсационного мероприятия необходимо рассмотреть вопрос оптимизации распределения шихты по колошнику печи: использование современных лотковых БЗУ. Это обуслов-

лено тем, что данное устройство позволяет подавать часть кокса непосредственно в центр колошника и подгружать рудной сыпью периферийную зону доменной печи. Такая загрузка формирует развитый осевой поток газов, позволяет снизить сопротивление прохождению газов расплавленной зоны шихты в 2,6 раза [5].

Производство чугуна многофакторный процесс и требует, в том числе, улучшить качество кокса по показателю CSR до 62 % и более; снизить зольность шихты для коксования до 7,5 %; обеспечить стабильность качества компонентов железорудной шихты; уменьшить содержание мелочи в железорудном сырье до 3 – 5 %.

Библиографический список

1. Товаровский И.Г. Альтернативные кокосберегающие технологии – перспектива развития доменного производства / И.Г. Товаровский, В.И. Большаков, В.П. Лялюк // *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2011. – № 2. – С. 10–13.
2. Перспективы применения пылеугольного топлива в доменных цехах Украины и России / А. А. Минаев, А. Н. Рыженков, Ю. Г. Банников [и др.] // *Сталь*. – 2008. – № 2. – С. 5-11.
3. Савчук, Н.А. Доменное производство на рубеже XXI века / Н.А. Савчук, И.Ф. Курунов // *Новости черной металлургии за рубежом*. – 2000. – Часть II. – Приложение 5. – М.: ОАО Черметинформация. – 42 с.
4. Требования к углям для использования в качестве пылеугольного топлива / <http://www.metalspace.ru/production-science/technology/fuel/476-trebovaniya-k-uglyam-dlya-ispolzovaniya-v-kachestve-pyleugolnogo-topлива-put.html?start=1#a1>
5. Томаш А.А., Исследование газопроницаемости зоны размягчения в доменной печи / А.А. Томаш, А.В. Кузин // *Научные труды Донецкого национального технического университета*. – Выпуск 12 (177), металлургия. – 2011.

УДК 669.181

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ ГРАНУЛИРОВАННОГО ЖЕЛЕЗА

Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Ходосов И.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, Россия, Khodosov@mail.ru*

Аннотация: Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований процесса получения высококачественного гранулированного железа. Показана возможность использования каменных углей разных технологических марок в процессах металлизации. Определены количественные, температурные и временные параметры процесса образования металлических гранул.

Ключевые слова: гранулированное железо; железо прямого восстановления; металлизированные материалы; твердофазное восстановление.

RESEARCH PROCESS OF METAL GRANULES PRODUCTION

Nochrina O.I., Rozhikhina I.D., Hodosov I.E.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russian Federation, Khodosov@mail.ru*

Abstract: The research process of producing metalized products by solid-phase reduction of iron using solid carbonaceous reducing agents. The results of obtaining process parameters metal granules.

Key words: metal granules; direct reduced iron; metallized product; solid phase reduction.

Большинство современных марок стали имеют жесткие ограничения по содержанию примесей цветных металлов. Наряду с этим в исходном сырье – металлическом ломе содержание примесей неуклонно растет (рисунок 1), и к настоящему времени отсутствуют методы их эффективного удаления из расплавов. В связи с этим, перспективным направлением стало производство и применение металлизированных материалов, которые не содержат цветных металлов и позволяют заменить метал-

личный лом [1]. Объемы производства металлизированного сырья неуклонно растут. В настоящее время большая часть металлизированных материалов производится с использованием в качестве восстановителя конвертированного природного газа, однако опережающими темпами развиваются технологии получения металлизированных материалов с использованием в качестве восстановителя твердого углеродистого компонента [2]. Наиболее прогрессивным способом глубокой переработки железорудных материалов с использованием угля является получение гранулированного железа.

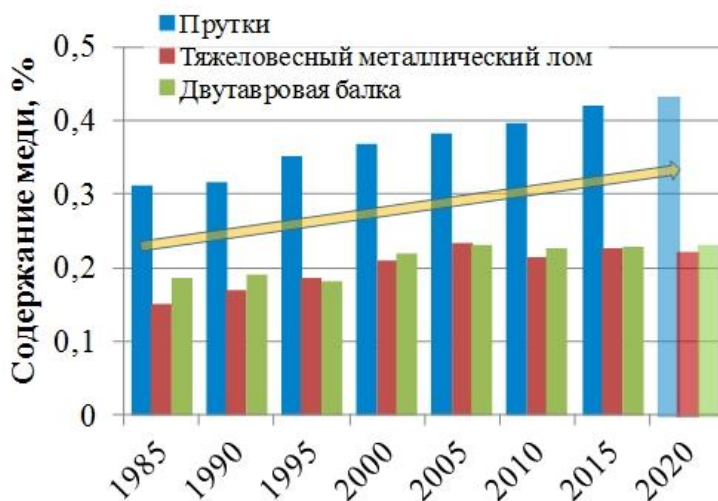


Рисунок 1 – Динамика накопления меди в ломе

Гранулированное железо (рисунок 2) – это новый вид металлургического сырья, позволяющий значительно повысить качество металлоизделий и снизить издержки производства [3]. Технологии получения гранулированного железа получили название «третьего поколения производства железа». Задачей проведенных исследований было изучение процесса получения гранулированного железа с использованием железных руд и каменных углей Кузбасса.



Рисунок 2 – Гранулированное железо

Состояние вопроса. В настоящее время известны несколько технологий получения гранулированного железа. Согласно патенту фирмы Kobe Steel -ITmkS (Япония), металлическое железо получают путем прямого восстановления материалов, содержащих оксиды железа, с использованием твердого углеродсодержащего восстановителя [4]. Шихту подают в карусельную печь, где в начале по направлению перемещения пода, осуществляется твердофазное восстановление, а в конце перемещения пода, происходит науглероживание и плавление. Между зоной твердофазного восстановления и зоной науглероживания и плавления предусмотрена зона восстановительной выдержки с температурой, регулируемой в диапазоне 1473 – 1773 К. Еще один способ получения гранулированного металлического железа представляет из себя подачу рудовосстановительной смеси в карусельную печь, где первоначально осуществляется твердофазное восстановление железа из оксидов с последующим плавлением и отделением шлака от металлических гранул [5]. При этом количество CaO, MgO и SiO₂, содержащихся в шихтовой смеси, регулируют таким образом, что образуется шлак с основно-

стью равной от 1,3 до 2,3 (основность рассчитывается согласно соотношению – $(CaO+MgO)/SiO_2$). При этом содержание MgO в шлаке должно находиться в диапазоне от 5 до 13 %, что обеспечивает пониженное содержание серы в гранулированном железе.

По мнению авторов [6] появление жидкой фазы способствует образованию крупных гранул. Образованные в результате восстановления частицы металлического железа быстро науглероживаются благодаря избытку углеродистого восстановителя в смеси материалов. В результате науглероживания температура их плавления сильно снижается, что обеспечивает концентрацию мелких частиц восстановленного железа в виде крупных гранул.

Авторами [7] разработаны схемы, предусматривающие получение металла в жидком состоянии. Данные схемы предполагают предварительное восстановление железа из руд или концентратов газообразными или твердыми восстановителями во вращающихся печах, печах со взвешенным слоем или других агрегатах и последующую разделительную плавку в роторных или электрических печах. Избирательность восстановления обеспечивается на первой стадии процесса при умеренных температурах; стадия разделительной плавки осуществляется в основном таким образом, чтобы процессы восстановления не получали дальнейшего развития. Схемы, предусматривающие извлечение железа из комплексных руд в твердом состоянии, предполагают получение металлизированных концентратов на основе твердофазного восстановления металла из оксидов. Последующая переработка осуществляется при температурах 1473 – 1623 К, причем обеспечиваются условия для развития коагуляции металлических зерен. Одним из вариантов схемы получения металлизированных материалов является способ получения окатышей, в которых металл коагулирован внутри шлаковой оболочки.

Из описанных технологических приемов следует, что гранулированное железо является продуктом жидкофазного разделения продуктов металлизации. Первоначально осуществляется твердофазное восстановление железа из оксидов, далее в результате повышения температуры происходит разделение продуктов твердофазного восстановления. Таким образом, гранулированное железо образуется в результате макроскопического, видимого разделения металла и шлака. Для обеспечения условий разделения металлической и шлаковой фаз необходимо, чтобы одна из фаз (металл или шлак) была жидкой, при этом интенсивное образование жидкоподвижных фаз происходит при повышении температуры.

Теоретическое исследование. Термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды с использованием в качестве восстановителей углей разных технологических марок показало, что в результате взаимодействия FeO, SiO₂, Al₂O₃, CaO в ходе твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды в интервалах исследуемых температур возможно образование соединений приведенных в таблице 1.

Таблица 1 – Возможные соединения оксидов железа, кремния, кальция

| Минерал | Формула | Название | Температура плавления*, К |
|---|--|----------------|---------------------------|
| Силикаты железа (CaO) _x ·(FeO) _{2-x} ·SiO ₂ | (CaO)0.5·(FeO)1.5·SiO ₂ | – | 1403 |
| | CaO·FeO·SiO ₂ | – | 1483 |
| | FeO·SiO | Фаялит | 1478 |
| Ферриты кальция | CaO· ₂ Fe ₂ O ₃ | Полукальциевый | 1503 |
| | 2CaO·Fe ₂ O ₃ | Двукальциевый | 1709 |
| | CaO·Fe ₂ O ₃ | Однокальциевый | 1489 |
| Силикаты кальция | CaO·SiO ₂ | Волластонит | 1813 |
| | 3CaO· ₂ SiO ₂ | Ранкинит | 1748 |

* – указанные минералы могут образовывать эвтектики, которые плавятся при более низких температурах.

Известно [9], что образованию первичных жидкоподвижных фаз предшествует взаимодействие между SiO₂ и FeO. При этом следует учитывать, что массовая доля FeO изменяется в ходе протекания восстановительных процессов и система является гетерогенной. Наиболее легкоплавким соединением данных оксидов являются минералы группы оливина. Вероятно, что главная роль в образовании первичной шлаковой фазы принадлежит железистым силикатам, а именно фаялиту. Согласно имеющимся сведениям, о температурах начала химического взаимодействия твердых фаз, температура начала образования фаялита при нагреве в присутствии свежего восстановленного железа составляет 1263 К.

С помощью программного комплекса FactSage 6.4 был проведен анализ взаимодействия между SiO₂ и FeO при изменении молярных концентраций и температур. На диаграмме FeO-Fe₂O₃-SiO₂

(рисунок 3) установлена область образования силикатов железа при температурах 1373 К и 1573 К. Анализ полученных данных позволил определить граничные области концентраций FeO и SiO₂ благоприятные для образования легкоплавких фаз при разных температурах.

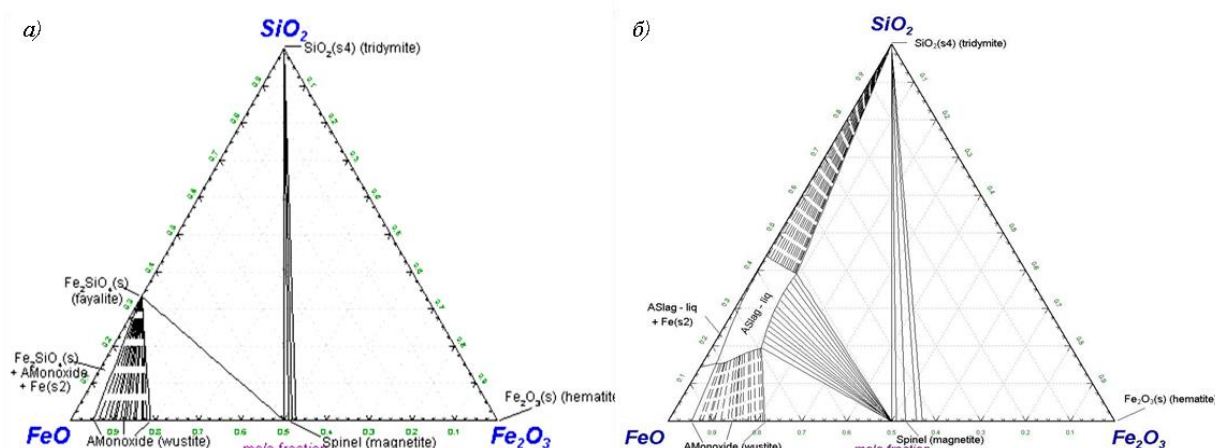


Рисунок 3 – Диаграмма FeO-Fe₂O₃-SiO₂ при температурах 1373 К (а) и 1573 К (б)

Результаты расчетов, выполненных с помощью программного комплекса «TERRA» для используемых в экспериментальных исследованиях материалов (таблица 2, 3), позволили установить оптимальные соотношения компонентов в рудо-угольных смесях необходимые для получения металлизированных продуктов с заданным составом.

Экспериментальное исследование. Задачей экспериментальных исследований являлось получение гранулированного железа с использованием в качестве восстановителя угля, определение условий образования жидких фаз и коагуляции капель металла на основе результатов теоретических исследований.

Для проведения экспериментов были изготовлены рудо-угольные брикеты различного состава. В качестве железосодержащих компонентов использовали железные руды Кемеровской области. В качестве твердых углеродистых восстановителей применяли угли разных технологических марок. Состав железных руд и характеристики восстановителей приведены в таблицах 2, 3.

Таблица 2 – Состав железных руд

| Химический состав железной руды ЖР-1, % масс. | | | | | | | |
|---|------------------|--------------------------------|-------------------------------|------|------|------|-------|
| Fe _{общ.} | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | P ₂ O ₅ | CaO | MgO | S | влага |
| 44,19 | 13,74 | 3,99 | 0,117 | 9,63 | 2,29 | 2,65 | 6,3 |
| Химический состав железной руды ЖР-2, % масс. | | | | | | | |
| 52,3 | 19,15 | 3,31 | 0,072 | 0,94 | 0,76 | 0,42 | 5,78 |
| Химический состав железной руды ЖР-3, % масс. | | | | | | | |
| 61,2 | 6,75 | 2,2 | 0,02 | 1,96 | 2,31 | 0,41 | 7,2 |

Соотношение компонентов в смеси определялось согласно термодинамическим расчетам. Эксперименты проводили по разработанным методикам твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием твердых углеродистых восстановителей [10]. Металлизацию осуществляли путем восстановительного обжига рудо-угольных брикетов в лабораторной печи при температуре 1273 К в течение 40 мин. Режим металлизации был выбран на основании проведенных ранее исследований. Получены губчатые металлизированные материалы.

Изучение процессов жидкофазного разделения продуктов твердофазной металлизации проводили путем ступенчатого повышения температуры в интервале температур 1273 – 1673 К и анализа полученных продуктов расплава. Изотермическая выдержка при каждой температуре составляла 10 мин. Полученные материалы были исследованы с помощью химического, спектрально, рентгенофазового анализов.

Результаты экспериментов. По результатам экспериментов определено, что путем изменения состава исходной рудо-угольной смеси, температуры и времени восстановительного обжига можно получать металлизированные материалы с заданным количеством F_{мет.}, FeO и SiO₂.

Таблица 3 – Характеристики восстановителей

| Характеристика | Марка угля | | | |
|---|------------|-------|-------|------|
| | Б2 | Д | СС | Т |
| C_{fix} (содержание фиксированного углерода), % | 49,1 | 55,6 | 70,2 | 76,3 |
| V^r (выход летучих веществ на рабочую массу), % | 42,1 | 36,0 | 20,6 | 9,34 |
| W^r (влажность на рабочую массу), % | 24,7 | 10,4 | 6,7 | 5,1 |
| A^d (зольность на сухую массу), % | 7,83 | 5,64 | 6,41 | 8,34 |
| Химический состав золы, %: | | | | |
| Fe_2O_3 | 10,30 | 8,17 | 7,4 | 16,4 |
| Al_2O_3 | 5,40 | 25,6 | 16,3 | 25,0 |
| CaO | 45,30 | 9,70 | 2,5 | 5,38 |
| MgO | 5,90 | 3,70 | 1,58 | 1,66 |
| P_2O_5 | 0,20 | 1,80 | 0,37 | 0,75 |
| SiO_2 | 26,90 | 50,0 | 46,6 | 47,9 |
| S | 0,68 | 0,61 | 0,02 | |
| Плотность кажущаяся, γ_k , г/см ³ * | 1,09 | 1,15 | 1,20 | 1,28 |
| Плотность истинная, $\gamma_{\text{и}}$, г/см ³ * | 1,2 | 1,31 | 1,41 | 1,50 |
| Пористость, П, %* | 39,4 | 15,4 | 14,7 | 11,3 |
| Реакционная способность по CO_2 при 1000 °С, К, см ³ /(г·с)* | 5,47 | 4,48 | 0,62 | 1,56 |
| Элементный состав, %: | | | | |
| C^{daf} (содержание углерода на сухую беззольную массу), %: | 70,41 | 72,02 | 85,30 | 91,6 |
| H^{daf} (содержание водорода на сухую беззольную массу), %: | 3,88 | 6,12 | 4,78 | 3,20 |
| N^{daf} (содержание азота на сухую беззольную массу), %: | 0,98 | 1,74 | 2,16 | 1,80 |
| O^{daf} (содержание кислорода на сухую беззольную массу), %: | 22,58 | 20,12 | 6,52 | 2,3 |
| S^{daf} (содержание серы на сухую беззольную массу), %: | 1,15 | 0,34 | 0,14 | 0,32 |
| * – усредненные справочные данные. | | | | |

Результаты разделительной плавки (таблица 4) показали, что для металлизированных материалов с высокой степенью металлизации (более 95 %) процесс образования жидкоподвижных фаз и коагуляции металлических капель происходит менее интенсивно и при более высоких температурах, чем для металлизированных материалов с более низкой (менее 95 %) степенью металлизации. Установлено, что при использовании в качестве восстановителей углей разных технологических марок процесс коагуляции металлических гранул происходит по-разному, что вероятно связано с влиянием различного состава золы восстановителей.

Таблица 4 – Результаты экспериментов

| Используемый восстановитель: | Температура образования гранул ($\gg 1$ мм), К | Масса гранулированного железа*, г | Спектральный анализ полученных гранул |
|--|---|-----------------------------------|--|
| Бурый уголь | 1573 | 412 | $Fe_{\text{мет}} > 99$ %; $C < 1$ %; $Si < 0,5$ %; $Al < 0,5$ %; $P < 0,1$ %; $S < 0,1$ % |
| Длиннопламенный уголь | 1573 | 402 | |
| Слабоспекающийся уголь | 1623 | 420 | |
| Тощий уголь | 1673 | 415 | |
| * – количество железа полученного при использовании 1 кг железной руды (ЖР-2). | | | |

Спектральный анализ полученных металлических гранул показал высокое содержание первородного железа и низкое содержание остаточных элементов в металлических гранулах. Состав ме-

талла определяется параметрами процесса и не зависит от состава железной руды и используемого восстановителя. Наименьшая температура начала образования видимых, размером более 1 мм, металлических гранул составила 1473 К для смеси с использованием в качестве восстановителя бурого угля.

Выводы. По результатам проведенных исследований теоретически обоснована и экспериментально подтверждена возможность получения высококачественного гранулированного железа с использованием в качестве сырья железных руд и углей Кемеровской области. Установлено, что процесс является двухстадийным. Первоначально осуществляется твердофазное восстановление железа из оксидов с получением губчатого металлизированного материала, далее при повышении температуры происходит разделение шлаковой и металлической фаз.

Библиографический список

1. Паршин В. М. Сталеплавильное производство: резервы, развитие и повышение эффективности / В. М. Паршин, П. Ю. Жихарев // Сборник трудов XIII международного конгресса сталеплавателей: Москва-Полевской, 2014. – 485 с.
2. Юсфин Ю.С. Metallургия железа / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.
3. Альтернатива лому – гранулированный чугун / Металлы Евразии. – 2011. – № 4. – [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://metall-news.blogspot.ru>
4. F27B3/10 C21B13/08. Способ и устройство для получения восстановленного железа / ТОКУДА Кодзи (JP), КИКУТИ Соити (JP), ЦУГЕ Осаму (JP) – № (RU) 2303072.
5. F27B3/10 C21B13/08. Способ получения гранулированного металлического железа / ЦУГЕ Осаму (JP), ИТО Сузо (JP) - № (RU) 2301834.
6. Процесс прямого восстановления железа грейт-кар // Экспресс-информация РОАСНТИЧМ. Вып. 16. – М., 1986. – 8 с.
7. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Л. И. Леонтьев [и др.]. – М.: Metallургия, 1997. – 432 с.
8. Ходосов И. Е. Моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железных руд / Ходосов И.Е., Медведева К.С., Нохрина О.И. // В сборнике: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения под общ. Ред. М.В. Темлянцева. Новокузнецк, 2015. – С. 121–124.
9. Вегман Е. Ф. Теория и технология агломерации / Е. Ф. Вегман. – М.: Metallургия, - 1974. – 288 с.
10. Nokhrina O. I., Rozhihina I. D., Hodosov I. E. The use of coal in a solid phase reduction of iron oxide // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. – 2015. – № 91.

УДК 669.162.261.3

ВЛИЯНИЕ РЕЖИМОВ ЗАГРУЗКИ КОМПАКТНЫМ БЗУ ЛОТКОВОГО ТИПА НА ТЕПЛОВЫЕ НАГРУЗКИ СИСТЕМЫ ОХЛАЖДЕНИЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

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

**Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»,
г. Магнитогорск, 10tks@mail.ru, as.mgtu@mail.ru**

Аннотация: Исследовали действие матрицы загрузки на величину тепловых нагрузок системы охлаждения доменных печей № 4, 9 и 10 ОАО «ММК», оснащенных компактным БЗУ лоткового типа. В анализируемых периодах длительностью от 146 до 636 суток доля железорудного материала и кокса, поступающих на станции углового положения лотка № 9-11 матрицы загрузки, была в интервале соответственно от 24,0 до 57,2 и от 0 до 7 от их расхода. В результате установили, что уменьшение доли рудной части шихты в периферийной зоне печи на 1 от ее расхода сопровождалось снижением средней температуры холодильников шихты на 1,1 0С.

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

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

S.K. Sibagatullin, A.S. Kharchenko, E.O. Kharchenko, M.V. Sidorov, M.I. Sibagatullina,
S.R. Minikaev, M.A. Semenyuk

*Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk
OJSC "Magnitogorsk Iron & Steel Works", Magnitogorsk
10tks@mail.ru, as.mgtu@mail.ru*

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

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

Применение в составе шихты доменных печей ОАО «ММК» неофлюсованных окатышей обусловлено нехваткой местного агломерата. В среднем их доля колеблется от 30 до 35 % [1]. В некоторых случаях, например, в периоды ремонта аглофабрик доля окатышей достигает 50% и выше. Длительное использование неофлюсованных окатышей с повышенной долей отрицательно сказывается на стойкости гарнисажа и футеровки печи. Так, на доменных печах ОАО «ММК» в 1972 г. переход от офлюсованных доломитом окатышей к неофлюсованным, привел к массовому выходу из строя холодильников шахты, распара и моратора [2, 3]. Причиной ускоренного износа футеровки и холодильников печи считали возросшее боковое давление материалов в нижней половине шахты вследствие улучшения газопроницаемости верхней части столба шихты [4]. Вынесли рекомендации по устранению негативного влияния неофлюсованных окатышей на стойкость футеровки, заключающуюся в изменении проектного профиля и поддержании верхнего частного перепада давления газа достаточным для уравновешивания 40 – 45 % массы шихты [5].

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

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

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

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

Увеличение доли кокса в периферийной зоне печи от 0,27 (636 суток) до 16,14 % (146 суток)

сопровождалось понижением средней температуры 1-го, 3-го и 4-го рядов на 12 °С.

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

На доменной печи № 9 увеличение доли рудной части шихты на станции № 9-11 от 26 (348 суток) до 35 % (396 суток) сопровождалось повышением температуры 3-го и 4-го рядов холодильников соответственно от 47 и 32 до 49 и 37. Среднее увеличение температуры холодильников составило 11 °С. Увеличение доли руды в периферийной зоне сопровождалось повышением количества заглушенных частей холодильников от 5 до 6 штук.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

При формировании двух периодов на печи № 10 с температурами 45 °С (358 суток) и 68 (275

суток) доля рудной составляющей, поступающей на станции № 9-11, увеличилась от 29,3 до 34,4 %, доля кокса уменьшилась на них от 6,6 до 0 %. Это сопровождалось повышением средней температуры холодильников шахты от 45 до 68 °С. Количество заглушенных холодильников увеличилось от 3 до 10 штук. В это время рудная нагрузка в зоне рудного гребня (станции № 6-8) и центральной части печи (станции № 1-2) уменьшалась. На это указывает уменьшение доли рудной части шихты от 39,1 до 28,6 % и увеличение доли кокса от 46,4 до 48,6 %, которые поступали на станции № 6-8 углового положения лотка. Уменьшение доли кокса на станции № 1-2 составило 1,3% от 4,2 до 2,9 %. При этом рудная нагрузка увеличилась на станциях № 3-5 от 0,74 до 0,76, путем увеличения доли кокса на них от 42,8 до 48,6 % и рудной части шихты от 31,5 до 37,1 %.

На доменной печи № 4 обработали массив данных, равный 425 суткам стабильной работы печи. Интервал температур, равный 21 – 35 °С, включал в себя 238 суток работы печи. При температурах от 50 до 95 °С печь работала 113 суток.

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

| Номер станции | кокс | | | | | | | | | | |
|---------------|------|------|-----|------|------|------|------|------|------|------|-----|
| | 11 | 10 | 9 | 8 | 7 | 6 | 5 | 4 | 3 | 2 | 1 |
| Период № 5 | 0,0 | 0,1 | 3,9 | 10,2 | 12,2 | 14,4 | 15,2 | 15,4 | 13,5 | 15,1 | 0,0 |
| Период № 6 | 0,0 | 0,0 | 4,9 | 10,9 | 12,6 | 7,4 | 9,0 | 11,0 | 21,9 | 22,3 | 0,0 |
| Номер станции | руда | | | | | | | | | | |
| | 11 | 10 | 9 | 8 | 7 | 6 | 5 | 4 | 3 | 2 | 1 |
| Период № 5 | 2,3 | 31,3 | 9,3 | 18,2 | 25,7 | 13,1 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 |
| Период № 6 | 27,2 | 30,0 | 0,0 | 0,0 | 42,8 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 |

Повышению средних температур холодильников шахты печи от 29 до 59 °С предшествовало увеличение доли руды, выгружающейся в периферийную зону печи, на станции № 9-11, от 43 до 57,2 % при увеличении доли кокса на них от 4,0 до 4,9 %. Рудная нагрузка в зоне рудного гребня (станции № 6-8) уменьшилась. Доля кокса, поступающего в центральную часть печи на станции № 1-2, увеличилась от 15,1 до 22,3 % при снижении ее на станции № 3-5 от 44,0 до 41,9 %. Заглушенных холодильников в период повышенных температур не выявили, против 3 случаев в периоде со средней температурой холодильников 29 °С.

В центральной части печи на станциях №1,2 снизили долю кокса от 4,6 до 3,2 % при отсутствии в них руды.

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

Библиографический список

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

ского университета им. Г.И. Носова. 2010. № 3. С. 16-18.

9. Увеличение работы газового потока в доменной печи с повышением общего перепада давления по высоте. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 14-16.

10. О влиянии изменения параметров состояния газа на величину его работы в доменной печи. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В., Полинов А.А. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 34-37.

УДК 669.046.444:669.74

ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ

Сенин А.В., Рязанов А.Г.

*Южно-Уральский государственный университет
г. Челябинск, Россия, avs_120260@mail.ru*

Аннотация: В лабораторных экспериментах определены параметры агломерационного процесса марганцевой руды: температура и скорость горения, ширина зоны оплавления (по времени), разрежение в реакторе. Установлена зависимость параметров от фракционного состава шихты, количества кокса и мощности эксгаустера. Определено влияние увлажнения шихты и добавок пылевидной фракции на параметры агломерационного процесса. Средние значения параметров: температура шихты в зоне горения 1400 °С; скорость горения 20 мм/мин; оптимальное увлажнение 4 мас.%, содержание пылевидных фракций в шихте не более 30 мас.%

Ключевые слова: Агломерация, марганцевая руда, температура агломерации, скорость агломерации

PROCESS PARAMETERS OF MANGANESE ORE AGGLOMERATION

Senin A.V., Ryazanov A.G.

*South Ural State University
Chelyabinsk, Russia, avs_120260@mail.ru*

Abstract: The process characteristics of manganese ore agglomeration were determined under laboratory conditions: combustion temperature, linear burning speed, width of melting zone (in time), initial vacuum in reactor. The relationship between process parameters and charge fractional composition, the amount of coke and exhauster power has been established. The effect of charge wetting and dust fraction on the agglomeration parameters was determined. The average values of agglomeration parameters were established: the charge temperature in the combustion zone of 1400 °C; linear burning speed of 20 mm/min; optimal wetting of 4 wt.%, the content of dust fraction in the charge is not more than 30 wt.%.

Key words: Agglomeration, manganese ore, agglomeration temperature, agglomeration speed

Работа состоит из двух этапов.

Этап 1. Устанавливали влияние на характеристики аглопроцесса следующих параметров: granulometric composition of ore and coke; amount of coke in the charge; regime of exhauster work.

Applied the method of mathematical planning of experiments.

Этап 2. Устанавливали влияние на характеристики аглопроцесса: влажности шихты; количества пылевидной фракции в шихте.

Исследования проведены на лабораторной установке. Корпус реактора выполнен из графитовой трубы высотой 400 мм, диаметром 100 мм и установлен на колосниковую решетку в стальном основании. Основание через систему трубопроводов и водоохлаждаемый радиатор соединено с эксгаустером. По высоте реактора размещали шесть вольфрам-рениевых термопар в защитных чехлах на расстоянии 10, 60, 110, 160, 210, 260 мм от верха шихты. Показания термопар записывали на видеографический регистратор Элметро-ВиЭР. Разрежение под колосником измеряли водяным дифференциальным манометром. Скорость воздуха на входе в реактор 0,81,3 м/с в зависимости от состава шихты (измерено термоанемометром Testo-425). В качестве шихтовых материалов использовали мар-

ганцевую руду месторождения «Маматван» (ЮАР), таблице 1, и кокс производства ООО «Мечел-Кокс».

Таблица 1 – Химический состав марганцевой руды

| Компонент | Mn | Fe | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | Na ₂ O + K ₂ O | п.п.п. |
|-------------------|------|------|------------------|--------------------------------|-------|------|--------------------------------------|--------|
| Содержание, мас.% | 36,6 | 3,56 | 3,7 | 0,25 | 16,79 | 3,35 | 3,67 | 16,63 |

Предварительные опыты показали, что зависимость разрежения от фиксированных режимов работы эксгаустера имеет нелинейную характеристику (рисунок 1). Поэтому на этапе математического планирования было решено отказаться от учета режимов работы эксгаустера и проводить эксперименты на фиксированном режиме 2.

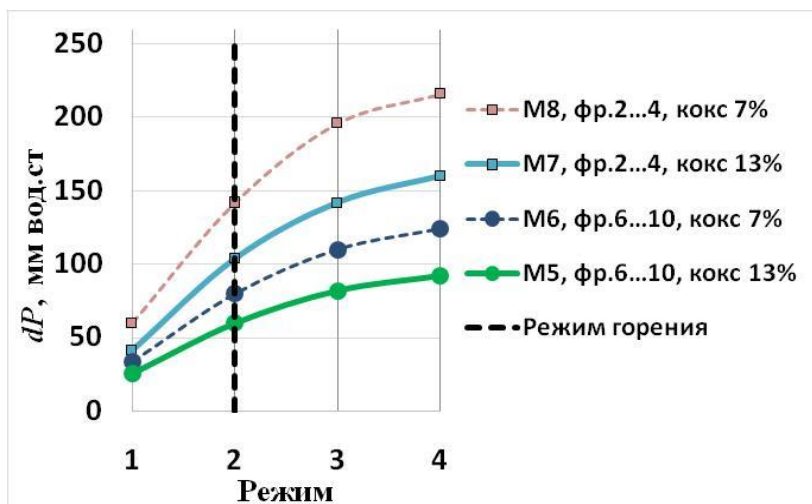


Рисунок 1 – Разрежение под колосником перед началом агломерации

В качестве параметров оптимизации выбраны показатели:

– исходное разрежение под колосником $\Delta P_{исх}$ (мм вод.ст.) перед зажиганием шихты. Характеризует аэродинамическое сопротивление столба шихты: чем больше перепад давления, тем больше сопротивление;

– линейная скорость горения шихты v (мм/мин). Определяли по времени прохождения отрезка температур 900 – 1000°C (наиболее устойчивая и воспроизводимая характеристика скорости перемещения зоны горения) между 2-ой и 6-ой термопарами в установившемся режиме горения;

– максимальная температура $T_{макс}$ (°C) горения аглошихты. Определяли как среднее арифметическое значение максимальных температур;

– ширина зоны оплавления шихты $\Delta t(1300\text{ }^\circ\text{C})$ – длительность (в минутах) нахождения около-термопарного слоя шихты при температурах более 1300 °C.

Условия проведения экспериментов и матрица планирования полного факторного эксперимента 2^2 в натуральном масштабе приведены в таблице 2; влияние фракционного состава шихты и количества кокса на параметры оптимизации – на рисунке 2; химический состав опытного агломерата – в таблице 3.

Таблица 2 – Матрица планирования и параметры оптимизации в натуральном масштабе

| План | № опыта | Кокс, мас. % x_1 | Фракция, мм x_2 | Параметры оптимизации | | | |
|----------------------|---------|-----------------------|-------------------------|--------------------------------------|-----------------|---------------------|---|
| | | | | $\Delta P_{исходн.}$, мм вод.ст. | v , мм/мин | $T_{макс.}$, °C | $\Delta t(1300\text{ }^\circ\text{C})$, мин |
| Опыты плана 2^2 | M1 | 13 | 6–8 | 54 | 19,2 | 1440 | 4,3 |
| | M2 | 7 | 6–8 | 80 | 26,2 | 1419 | 2,4 |
| | M3 | 13 | 2–4 | 104 | 13,4 | 1377 | 4,8 |
| | M4 | 7 | 2–4 | 140 | 21,9 | 1365 | 3,1 |
| Основной уровень | U1 | 10 | 4...6 | 90 | 19,8 | 1400 | 3,6 |
| | U2 | 10 | 4...6 | 104 | 21,5 | 1403 | 3,8 |
| | U3 | 10 | 4...6 | 96 | 20,0 | 1398 | 3,6 |

Таблица 3 – Химический состав опытного агломерата, масс. %

| Компонент | SiO ₂ | CaO | MgO | Fe | Mn | CaO/SiO ₂ |
|-----------|------------------|-------|------|------|-------|----------------------|
| Проба 1 | 5,98 | 22,50 | 3,72 | 5,00 | 45,26 | 3,76 |
| Проба 2 | 5,52 | 20,52 | 3,72 | 4,92 | 46,62 | 3,72 |

Получены математические уравнения взаимосвязи (в кодовом масштабе) между факторами процесса агломерации и параметрами оптимизации. Все коэффициенты статистически значимы, линейные модели адекватны по критериям Стьюдента и Фишера.

Исходное разрежение под колосником:

$$\Delta P_{\text{исходн.}} = 94,5 - 15,5 \cdot x_1 - 27,5 \cdot x_2, \text{ мм.вод.ст.}$$

И с ростом содержания кокса, и с увеличением размера фракций шихты (увеличением размера пор) разрежение уменьшается. Кокс имеет собственную пористость, поэтому увеличение содержания кокса снижает аэродинамическое сопротивление шихты. Влияние крупности шихты в 1,8 раза сильнее, чем количества кокса в шихте.

Линейная скорость горения:

$$v = 20,2 - 3,88 \cdot x_1 + 2,52 \cdot x_2, \text{ мм/мин.}$$

Увеличение фракционного состава (и размера пор в засыпке) ускоряет перемещение зоны горения. Увеличение содержания кокса уменьшает скорость перемещения зоны горения. Снижающее влияние количества кокса в 1,5 раза сильнее, чем увеличивающее влияние фракции шихты.

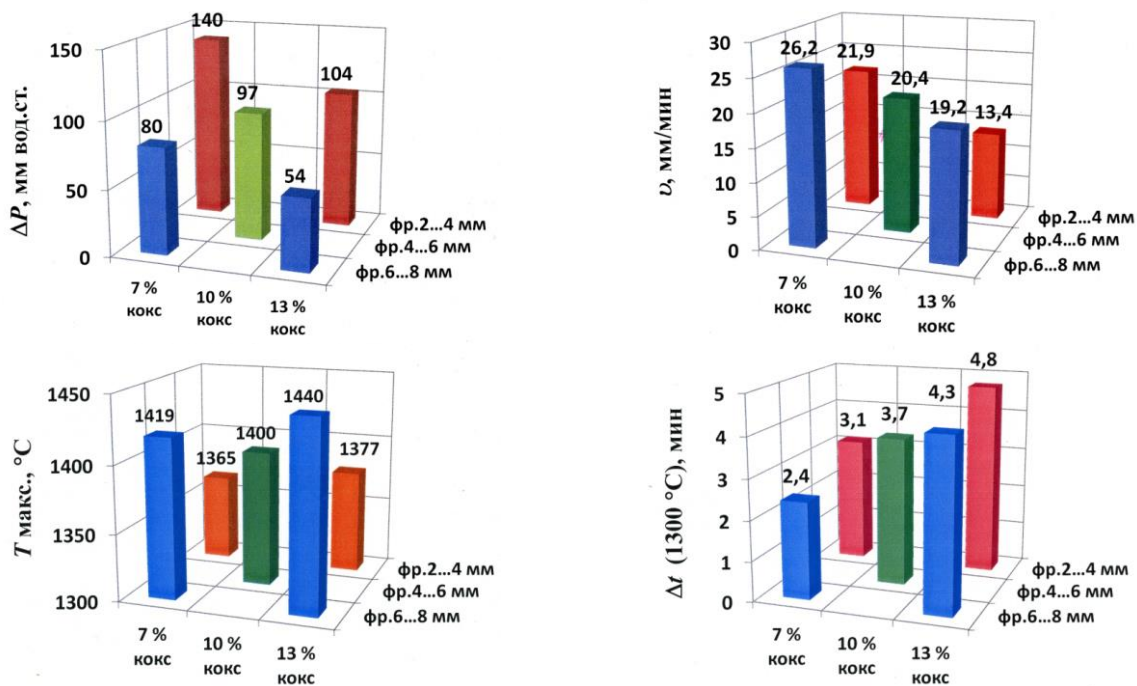


Рисунок 2 – Влияние количества кокса и фракционного состава шихты на параметры оптимизации

Максимальная температура горения шихты:

$$T_{\text{макс.}} = 1400 + 8,3 \cdot x_1 + 29,3 \cdot x_2, \text{ } ^\circ\text{C.}$$

Увеличение содержания кокса и увеличение размера фракций шихты (увеличение размера пор) ведут к увеличению температуры горения. Влияние крупности шихты в 3,5 раза сильнее, чем содержания кокса. Интересно, что доминирующее влияние на максимальную температуру горения оказывает фракционный состав шихты, а не количество кокса. Видимо, это объясняется облегчением подвода кислорода воздуха к кускам горящего кокса, что и повышает интенсивность горения и температуру.

Ширина зоны оплавления шихты:

$$\Delta t (1300 \text{ } ^\circ\text{C}) = 3,64 + 0,86 \cdot x_1 - 0,30 \cdot x_2, \text{ мин.}$$

Ширина зоны возрастает с увеличением содержания кокса. Увеличение фракционного состава шихты уменьшает ширину зоны оплавления. Влияние количества кокса в 2,9 раза сильнее, чем крупности шихты.

На втором этапе работ в качестве шихтовых материалов использовали отсеvy руды Маматван и кокса, полученные от АО «Саткинский чугуноплавильный завод». И руда, и кокс содержат значительное количество мелкой фракции 0 – 2 мм (рисунок 3).

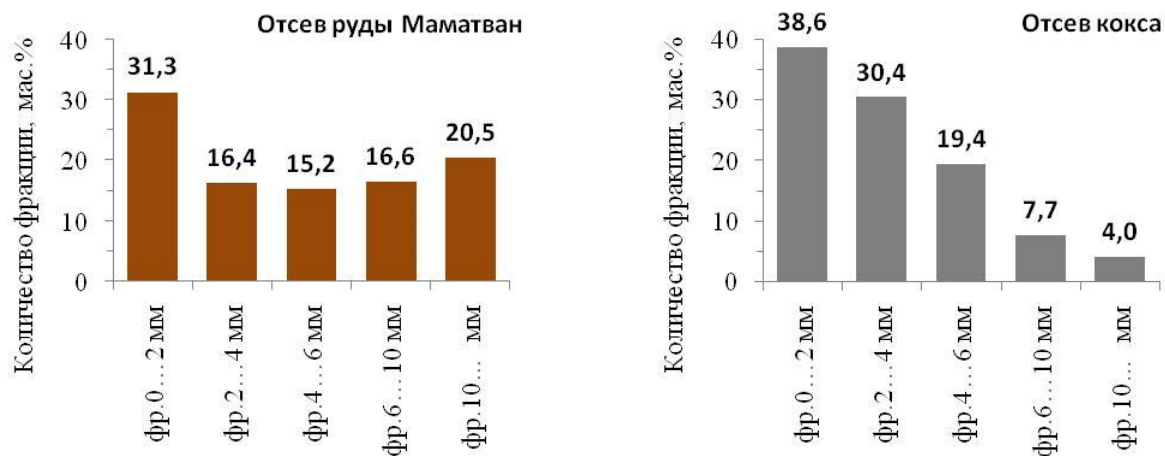


Рисунок 3 – Фракционный состав отсеvов руды и кокса

Для улучшения условий прокачки воздуха сквозь шихту, содержащую пылевидные фракции, используют увлажнение шихты. Роль увлажнения сводится к налипанию частиц мелкой фракции на поверхность крупных кусков руды. Определена влагоемкость шихтовых материалов (рисунок 4). Руда практически не имеет внутренней пористости, поэтому вода адсорбируется только на поверхности кусков, а зависимость влагоемкости от размера кусков соответствует увеличению удельной поверхности. Кокс пористый внутри, поэтому большая часть воды впитывается внутрь кусков, влагоемкость кокса в 3 – 8 раз больше, чем у руды. Для отсеvов руды и кокса в целом получены следующие величины: влагоемкость руды 5,7 масс. %; влагоемкость кокса 43,1 масс. %.

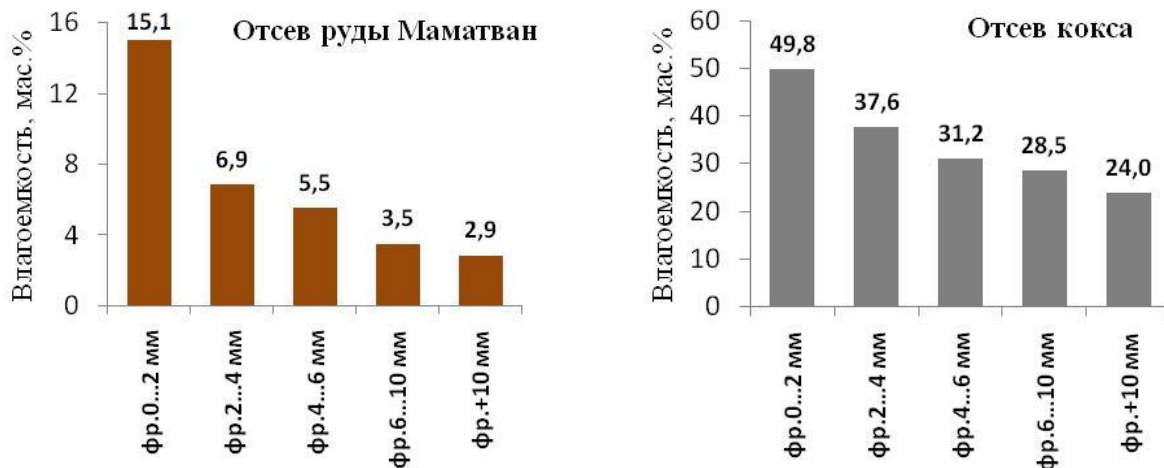


Рисунок 4 – Влагоемкость различных фракций отсеvов руды и кокса

В экспериментах использовали одинаковый состав сухой шихты: 87 масс. % руды + 13 масс. % кокса. Влажность задавали как % массы воды сверх сухой шихты. На интенсивных режимах работы эксгаустера сухая шихта практически не прокачивается воздухом уже при высоте столба шихты более 100 мм. При увеличении влажности сопротивление столба шихты уменьшается, минимальное значение разрежения приходится на влажность 4 масс. % (рисунок 5).

Определено влияние добавок в шихту пылевидной фракции 0 – 0,8 мм от системы газоочистки доменных печей АО «СЧПЗ» – аэродинамическое сопротивление столба шихты линейно возрастает (рисунок 6).

Результаты термометрирования аглопроцесса и разрежения под колосником во время агломерации на режиме 2 работы эксгаустера приведены в таблице 4 и на рисунке 7.

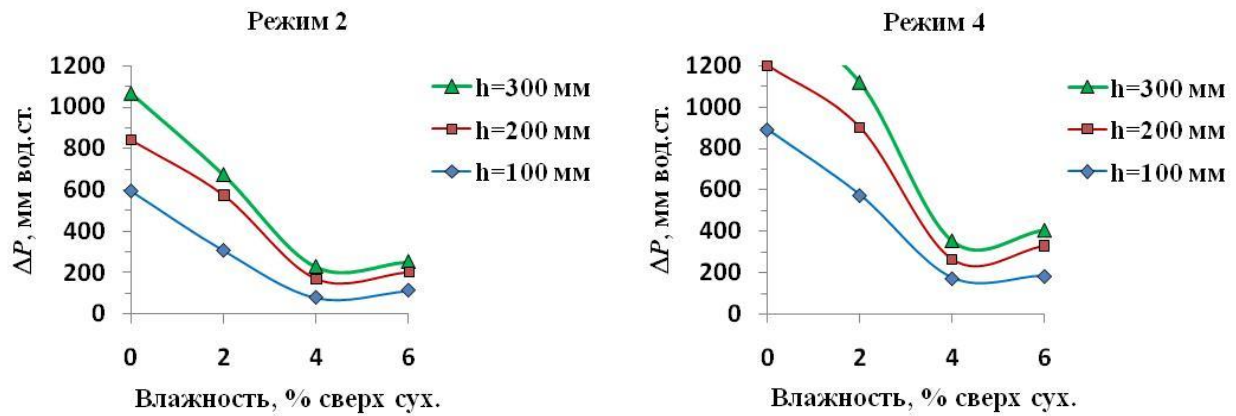


Рисунок 5 – Разрежение под колосником в зависимости от влажности шихты на разных уровнях h засыпки шихты при фиксированном режиме работы эксгаустера

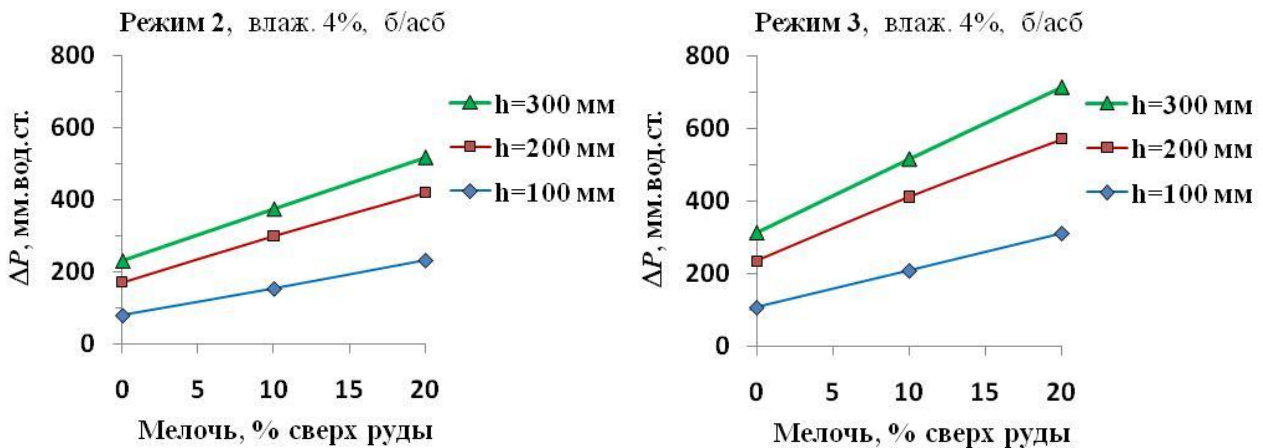


Рисунок 6 – Разрежение под колосником в зависимости от добавок мелочи на разных уровнях h засыпки шихты при фиксированном режиме работы эксгаустера и при фиксированной влажности шихты 4 %

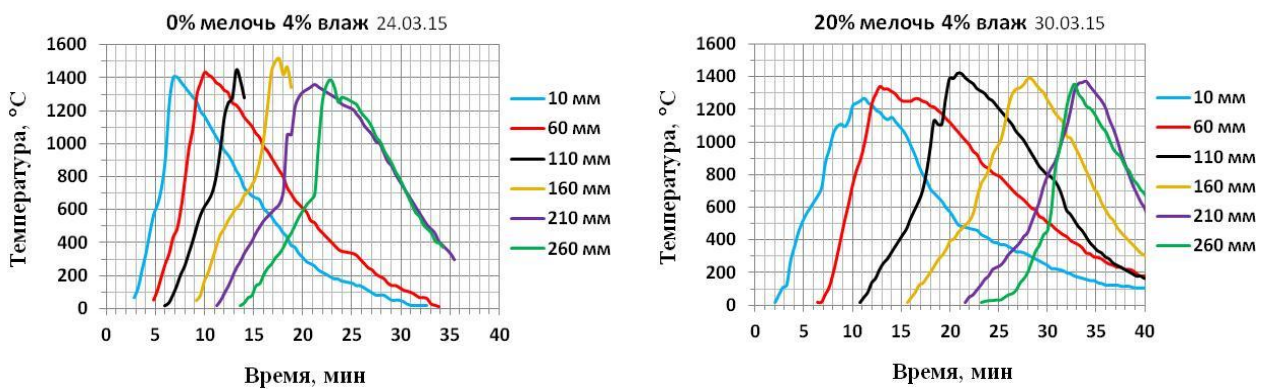


Таблица 4 – Характеристики агломерационного процесса шихты из отсевов руды и кокса с добавками пылевидной фракции

| Добавка пылевидной фракции, мас.% сверх основной руды | Характеристики аглопроцесса | | | |
|---|-----------------------------|--------------|-----------------------|---------------------------|
| | ΔP исх., мм.вод.ст. | v , мм/мин | $T_{\text{макс.}}$ °C | Δt (1300 °C), мин |
| 0 % (кокс 13 %, влажн. 4 %) | 240 | 15,3 | 1424 | 2,7 |
| 20 % (кокс 13 %, влажн. 4 %) | 650 | 7,4 | 1375 | 2,4 |

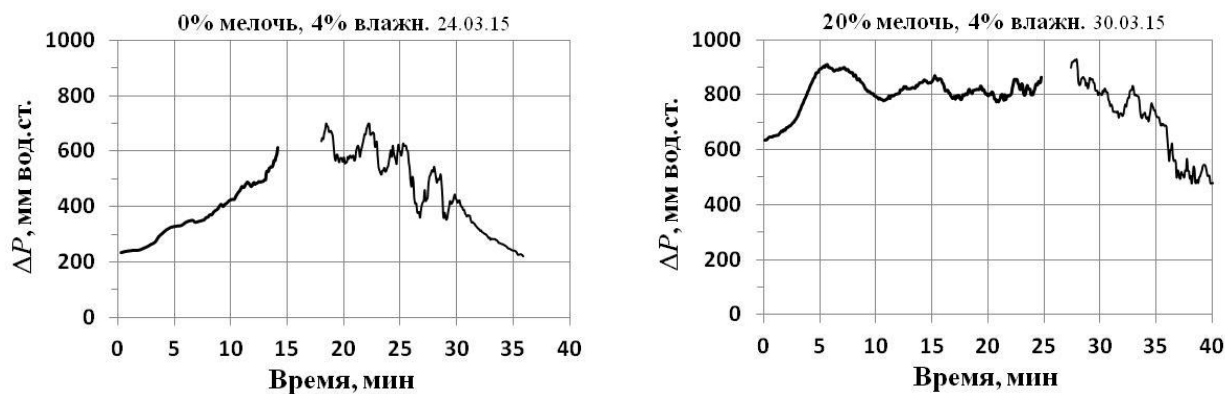


Рисунок 7 – Температура в реакторе (от верхнего уровня засыпки шихты) и разрежение под колосником во время агломерационного процесса

Добавки пылевидной фракции привели к заметному ухудшению показателей агломерационного процесса, в реакторе присутствуют объемы не полностью проплавленной шихты. Для улучшения газопроницаемости шихты необходима предварительная грануляция пылевидной фракции.

Результаты работы можно использовать для регулирования параметров процесса агломерации марганцевых руд.

УДК 669.046.46

ТВЕРДОФАЗНОЕ КАРБОТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ОКСИДОВ С УЧАСТИЕМ ГАЗООБРАЗНЫХ ЧАСТИЦ

Сенин А.В.

*Южно-Уральский государственный университет,
г. Челябинск, Россия, avs_120260@mail.ru*

Аннотация: Для объяснения результатов карботермического восстановления твердых хромитовых руд использована «газофазно-твердофазная» модель. Восстанавливающим агентом являются атомы углерода. Углерод доставляется к поверхности зерен хромита газообразными углеродсодержащими молекулами и радикалами, такими как C_3O_2 , CH_4 , CH_3 , CH_2 , CH , C_2H_2 и другими. Газообразные молекулы диффундируют вглубь куска руды по порам и трещинам. Углерод образуется в результате термического распада газообразных молекул. Восстановление реализуется на поверхности зерен хромитов за счет диффузии катионов и анионов в кристаллической решетке хромита в направлении поверхности зерна. Экспериментальные результаты согласуются с моделью восстановления.

Ключевые слова: Карботермическое восстановление, твердофазное восстановление, хромовые руды, газообразные углеводороды, газообразные радикалы.

SOLIDPHASE CARBOTHERMIC REDUCTION OF OXIDES BY GASEOUS PARTICLES

Senin A.V.

*South Ural State University,
Chelyabinsk, Russia, avs_120260@mail.ru*

Abstract: The «gasphase-solidphase» model is used to explain the results of solid chromite ores carbothermic reduction. Reducing agent is carbon atoms. Carbon is brought to the surface of chromite grains by gaseous carbon-containing molecules and radicals, such as C_3O_2 , CH_4 , CH_3 , CH_2 , CH , C_2H_2 and other carbon containing particles. Gas particles penetrate inside a piece of ore through the pores and cracks. Active carbon atoms C^* are formed by the dissociation of gaseous particles. Reduction by carbon is carried out on the chromite grains surface due to the cations and anions diffusion in the oxide lattice towards the grain

surface. The experimental results are in agreement with the «gasphase-solidphase» reduction model.

Key words: Carbothermic reduction, solidphase reduction. chromite ores, gaseous hydrocarbons, gaseous radicals

В настоящее время все большее развитие в металлургии получают процессы предварительного восстановления руд в твердом состоянии, в том числе с участием углерода в качестве восстановителя. Поэтому вопрос о механизме восстановления и способах управления восстановлением является актуальной задачей.

Наиболее распространенной схемой карботермического восстановления твердых оксидов является двухстадийная (адсорбционно-автокаталитическая) схема. Основным восстанавливающим агентом считается монооксид углерода CO, роль твердого углерода сводится к регенерации CO по реакции газификации. Однако двухстадийная схема не объясняет восстановление трудновосстановимых оксидов (Cr_2O_3 , TiO_2 , ZrO_2 , Nb_2O_5), для которых монооксид углерода является термодинамически слабым восстановителем. Для решения возникших противоречий были предложены еще несколько схем восстановления с участием твердого углерода: оксид-сублимационная (В.П. Елютин); газокридная (Б.В. Львов); электрохимическая (В.Е. Рошин) и схема восстановления неустойчивыми газовыми частицами (Г.П. Швейкин, С.В. Дигонский). В схеме Г.П. Швейкина основным восстанавливающим агентом считается субоксид углерода C_3O_2 , в схеме С.В. Дигонского – водород.

Выполнена термодинамическая оценка восстановительной способности CO (рисунок 1). Количественной характеристикой выбран расход CO на восстановление по сравнению со стехиометрически необходимым $R/R_{\text{ст}}$. Оксид FeO полностью восстанавливается 5-кратным избытком CO. Степень восстановления Cr_2O_3 составляет всего несколько процентов даже при больших расходах CO. Из термодинамически прочного хромита FeCr_2O_4 железо восстанавливается только при 45-кратном избытке CO, хром не восстанавливается вообще даже при 100-кратном избытке CO.

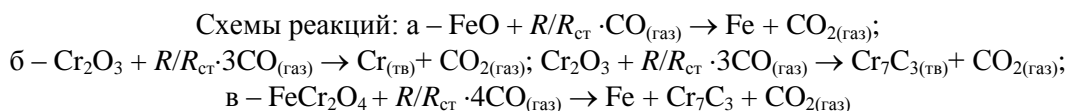
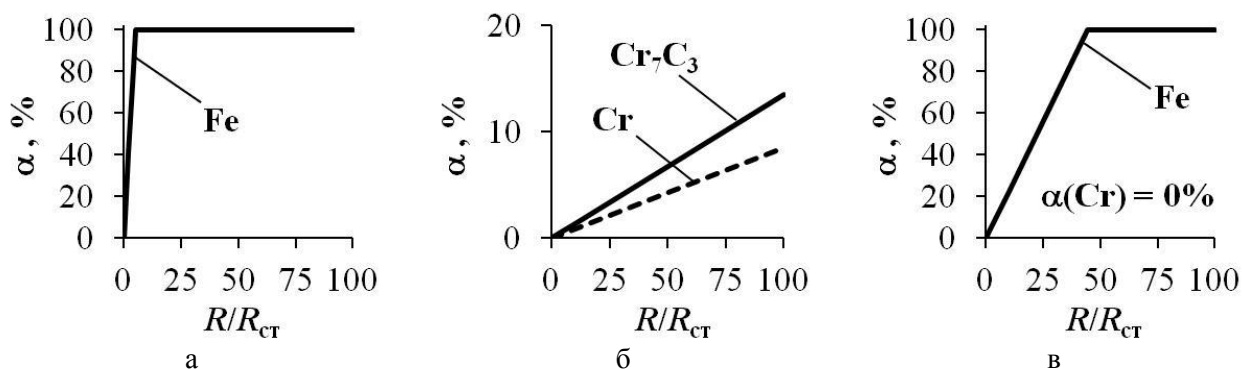


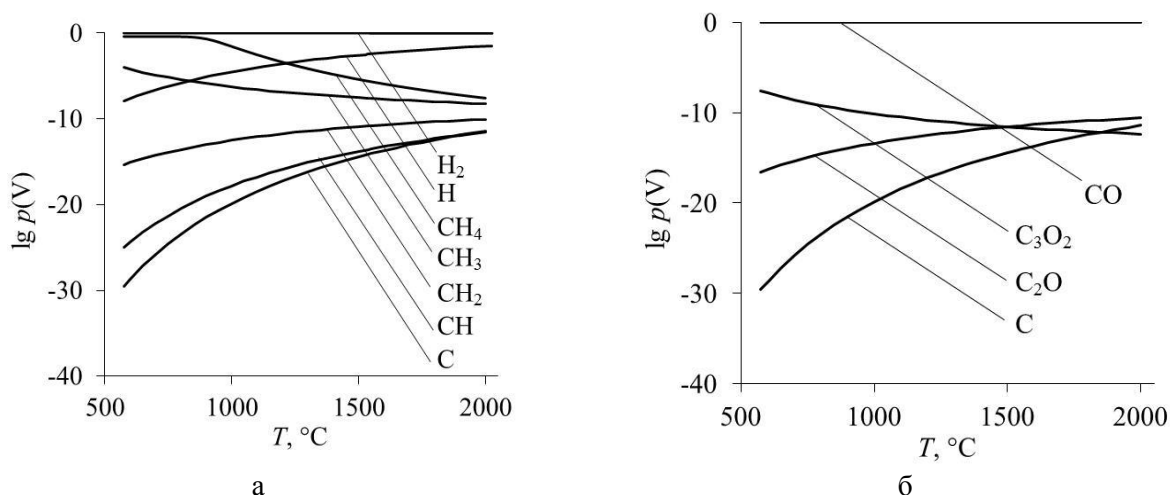
Рисунок 1 – Степени восстановления металлов при 1400 °С

Выполнена термодинамическая оценка восстановительной способности углеродсодержащих молекул и радикалов. Цель расчета – определить, при каких парциальных давлениях газообразного восстановителя становится возможным сосуществование металлов с собственными оксидами. Установлено (рисунок 2), что с уменьшением количества атомов углерода в молекуле восстановительная способность увеличивается. Достаточно следовых концентраций радикалов в газовой фазе для начала восстановления. Атомарный углерод является самым сильным восстановителем. Именно атомарная форма углерода обеспечивает его высокую восстановительную способность по сравнению с атомами углерода в решетке графита.

Выполнена термодинамическая оценка последовательности формирования металлических продуктов восстановления. При избытке и стехиометрическом расходе углерода сразу формируются карбиды металлов. При постепенном увеличении количества углерода (диффузионная доставка углерода к месту восстановления) в первую очередь образуется малоуглеродистый металл – сначала железо, затем хром. При увеличении количества углерода до стехиометрической величины начинают образовываться карбиды.

При объяснении результатов карботермического восстановления термодинамически прочных оксидов возникает конфликт. С одной стороны – экспериментально подтвержден кинетический «газофазный» механизм восстановления, однако газообразный CO не способен обеспечить наблюдаемые

результаты. С другой стороны – экспериментально наблюдаемые параметры восстановления (температура начала восстановления, расход твердого углерода, степени восстановления), отвечают термодинамическому «твердофазному» взаимодействию с углеродом.



схемы реакций (V – обобщенный символ восстановителя):

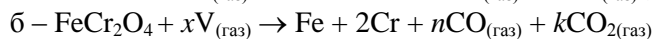
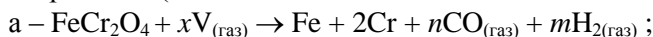


Рисунок 2 – Равновесные парциальные давления восстановителей

В наших работах мы также придерживаемся гипотезы, что карботермическое восстановление осуществляется по смешанному «газофазно-твердофазному» механизму (рисунок 3), схема была применена при анализе карботермического восстановления хромовых руд [1]. Источником углеводородов являются уголь и кокс, газификация углерода парами воды. Углеродсодержащие газовые частицы диффундируют вглубь куска руды по трещинам в руде, по порам во вмещающей породе, и эстафетным механизмом (распад – соединение: $\text{C}_3\text{O}_2(\text{газ}) = \text{C} + 2\text{CO}(\text{газ})$; $\text{CH}_4(\text{газ}) = \text{C} + 2\text{H}_2(\text{газ})$; $\text{CH}_3(\text{газ}) = \text{C} + 2/3\text{H}_2(\text{газ})$ и т.д.) доставляют активные атомы углерода вглубь куска руды. Этот шаг является «газофазной» стадией. Восстановление углеродом реализуется на поверхности зерен хромитов, возле пор и трещин, за счет перемещения, преимущественно катионов, в кристаллической решетке хромита по направлению к поверхности зерна. Этот шаг является «твердофазной» стадией.

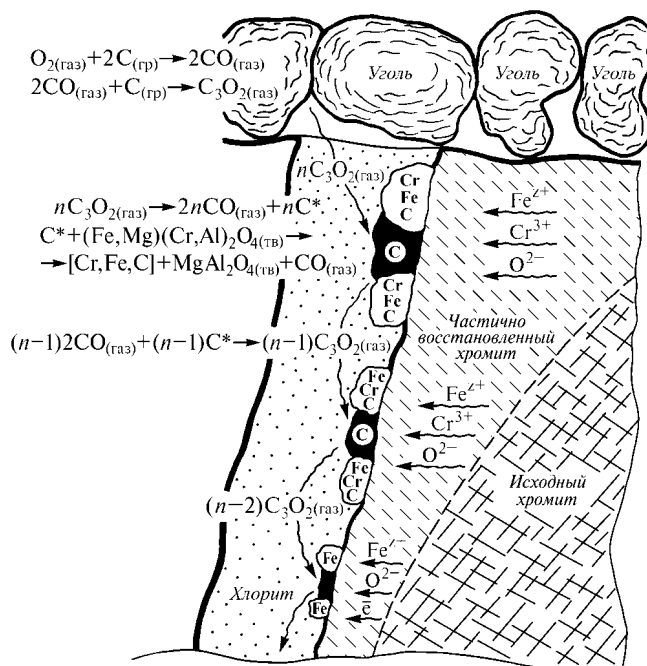


Рисунок 3 – «Газофазно-твердофазная» модель карботермического восстановления оксидов с участием газообразных частиц (на примере C_3O_2)

Характерной особенностью модели является формирование частиц восстановленного металла в глубине куска руды на поверхности зерен хромитов во вмещающей породе и в трещинах, т.е. на путях диффузии газообразных частиц. Общая картина восстановления также должна соответствовать диффузионному распределению углерода по глубине куска руды. Степень восстановления металлов, размер и количество металлических частиц должны быть наибольшими в поверхностных слоях куска руды. Протяженность зоны частично восстановленного хромита в зерне при этом также должна быть наибольшей. С увеличением расстояния от поверхности куска руды все эти параметры должны уменьшаться.

Экспериментально определена пористость хромовых руд после нагрева в восстановительных условиях. Причиной увеличения пористости являются: термический распад минералов вмещающей породы (серпентина и хлорита) при 600 – 1000 °С, сопровождающийся удалением воды в количестве 12 – 14 % от массы серпентина или хлорита; и структурные превращения в продуктах распада. Пористость определяли методом взаимного вытеснения жидкостей при непрерывном гидростатическом взвешивании в воде образцов, предварительно пропитанных спиртом. Открытая пористость в различных рудах варьируется от 15 до 25 об. % в зависимости от количества и типа вмещающей породы. Значительная доля пористости, до 6 об. %, приходится на поры с радиусом более 50 мкм – это макропоры и макротрещины в образце. При увеличении температуры нагрева открытая пористость в рудах увеличивается, а максимум распределения пористости смещается в область больших размеров – от 1 к 10 мкм (рисунок 4). Такие поры не являются препятствием для диффузии газообразных восстановителей.

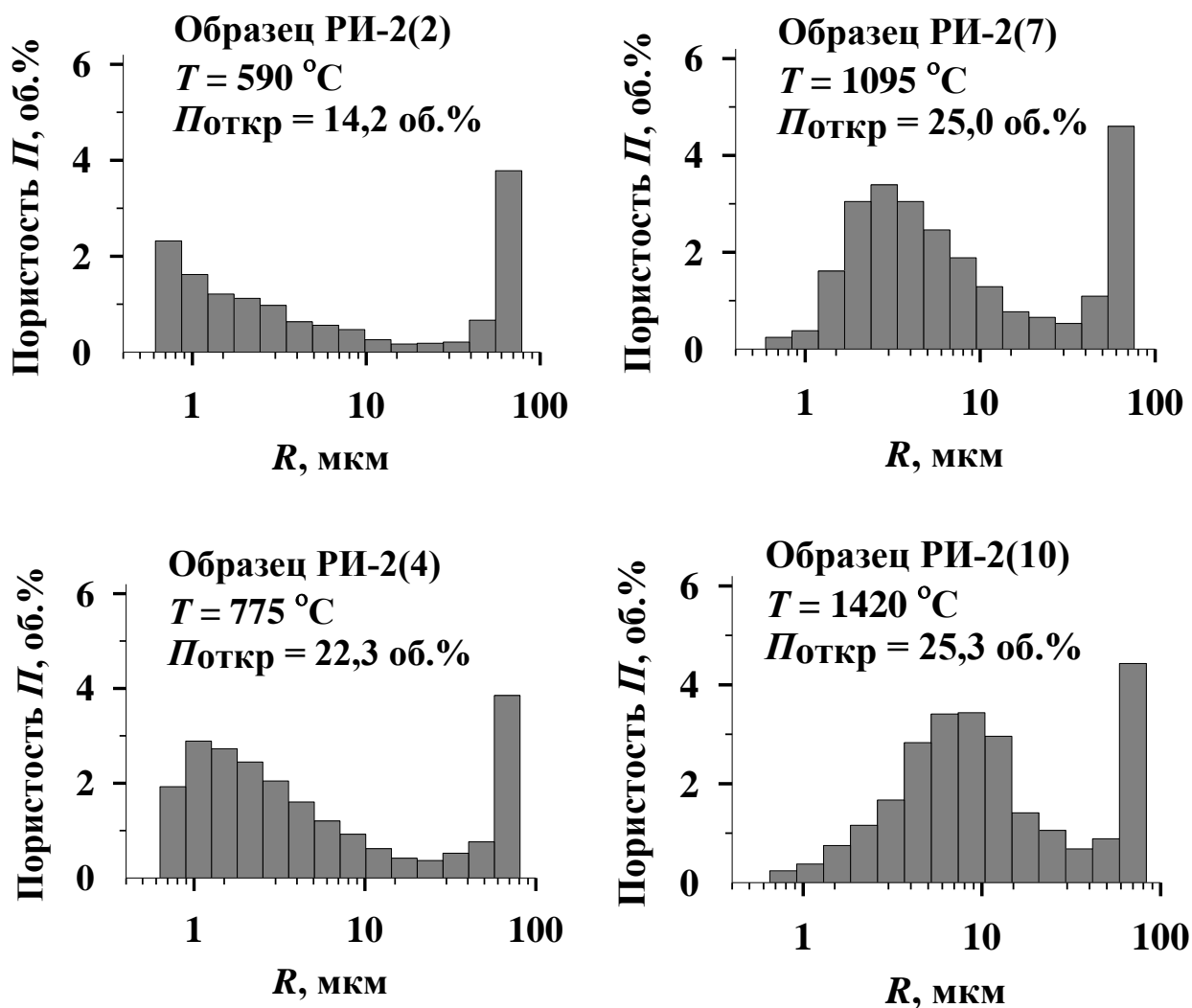


Рисунок 4 – Распределение пористости по размерам пор в хромовой руде «Рай-Из» после нагрева в восстановительных условиях

Выполнена экспериментальная проверка доставки углерода газообразными молекулами внутрь кусков руды по порам и трещинам. Метан выбран в качестве маркера, который в аргоно-метановой смеси (10 % CH₄ + 90 % Ar) является единственным переносчиком углерода.

При 1000 °С, длительность обработки 1,5 часа, обнаружено большое количество углерода в трещинах и в прожилках вмещающей породы (рисунок 5, а, таблица 1). Содержание углерода превышает фоновое значение концентрации углерода на поверхности зерна хромита. При увеличении температуры до 1100 °С создаются условия для начала восстановления металлов, которые выделяются на поверхности пор (рисунок 5, б), то есть на путях внедрения газообразных молекул и в местах осаждения углерода. Химический состав металла, масс. %: 4,2 С; 4,3 Cr; 88,6 Fe; 2,2 Ni (фон по углероду 1,5 масс. %). При увеличении температуры до 1250 °С начинается интенсивное восстановление по всему объему куска руды. Металлический продукт восстановления сосредоточен во вмещающей породе на границе с зернами хромита (рисунок 6). Состав металлических образований закономерно изменяется от поверхности образца внутрь в соответствии с уменьшением количества углерода по сечению образца (таблица 2). Углерод во вмещающей породе в свободном виде отсутствует, он весь расходуется на восстановление оксидов и переходит в состав карбидов в восстановленном металле.

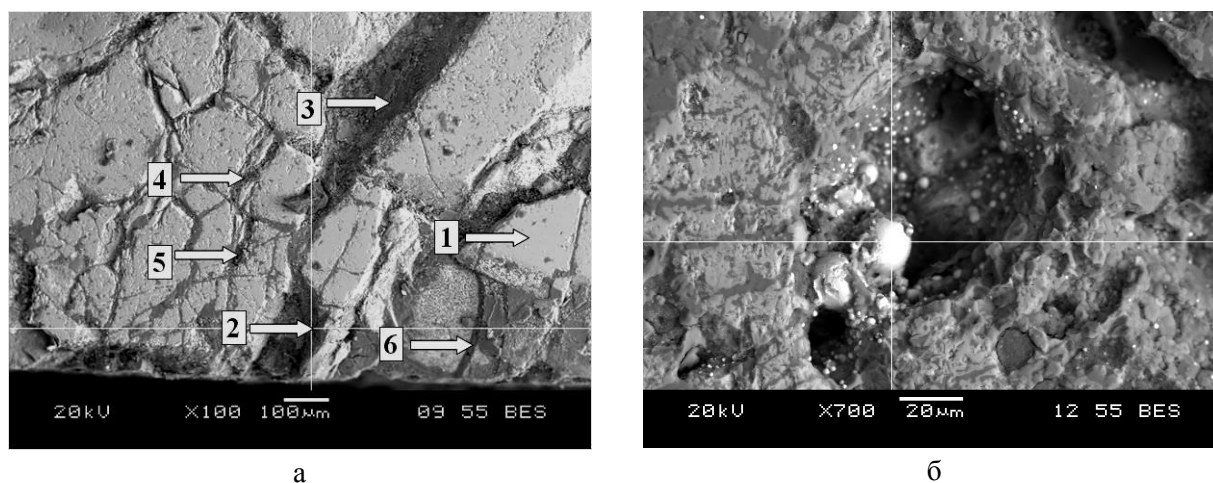


Рисунок 5 – Образец хромовой руды Рай-Из после нагрева в аргоно-метановой среде при 1000 °С (край образца в нижней части изображения) (а) и при 1100 °С (б)

Таблица 1 – Содержание углерода в различных точках образца руды «Рай-Из»

| Номер точки измерения | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|-----------------------|------|------|------|------|-------|------|
| Содержание С, ат.% | 10,1 | 80,0 | 60,2 | 69,8 | 60,37 | 30,5 |

Таблица 2 – Химический состав восстановленного металла в руде «Волчьегогорская»

| Номер точки измерения | Содержание элемента, мас.% | | | |
|-----------------------|----------------------------|------|------|-----|
| | С | Cr | Fe | Si |
| 1 | 11,4 | 62,9 | 25,3 | 0,4 |
| 2 | 5,5 | 22,6 | 70,6 | – |
| 3 | 6,6 | 14,1 | 77,7 | – |
| 4 | 6,0 | 2,7 | 90,3 | – |

Примечание: Уровень фона по углероду 3,0 – 3,5 масс.% С

«Газофазно-твердофазная» модель находится в согласии с общей картиной твердофазного восстановления в рудах с различной текстурой (рисунки 6, 7). Восстановленный металл локализуется на поверхности зерен хромитов вдоль трещин и прожилков вмещающей породы, т.е. вдоль пути проникновения газообразных углеродсодержащих молекул внутрь кусков руды.

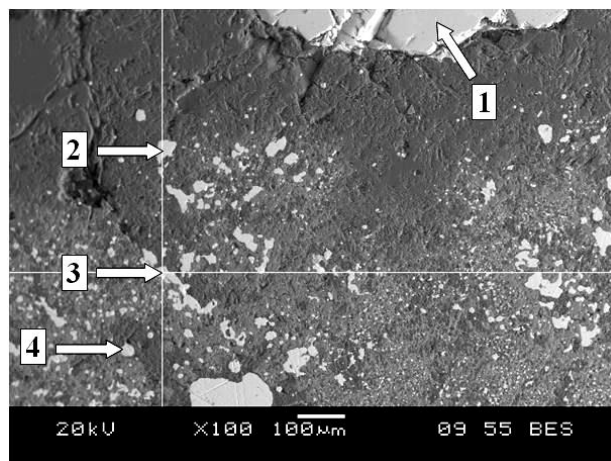
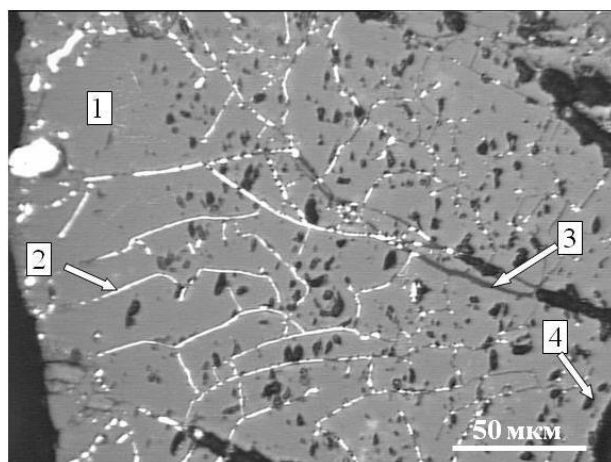


Рисунок 7 – Образец хромовой руды Волчьегогорского месторождения после нагрева в аргоно-метановой среде при 1250 °С (край образца в верхней части изображения)



1 – хромит; 2 – металл; 3 – прожилки вмещающей породы; 4 – изолированные поры
Рисунок 8 – Локализация восстановленного металла в прослойках вмещающей породы (край образца в левой части изображения)

Выводы

Наличие углерода в порах и в восстановленном металле в глубине куска руды является прямым подтверждением «газофазно-твердофазной» модели восстановления оксидов металлов атомами углерода. Углерод доставляется внутрь кусков руды по порам и трещинам газообразными углеродсодержащими молекулами.

Известные экспериментальные результаты твердофазного восстановления руд находятся в согласии с «газофазно-твердофазной» моделью как по характеру, количеству и локализации восстановленного металла, так и по химическому составу металла.

Рекомендации

Исходя из «газофазно-твердофазной» модели можно предложить следующие мероприятия по улучшению показателей восстановления руд в твердом состоянии:

- увеличить пористость и удельную поверхность рудных материалов за счет предварительного измельчения с последующим изготовлением рудо-угольных брикетов;
- использовать кокс и уголь с повышенным содержанием углеводородов;
- увеличить высоту шахты печи для более полного использования восстановительной способности газовой атмосферы;
- использовать плазмотроны для увеличения концентрации углеродсодержащих радикалов в газовой фазе.

Библиографический список

1. Теоретические основы процессов производства углеродистого феррохрома из уральских руд: Монография / В.П.Чернобровин, И.Ю. Пашкеев, Г.Г. Михайлов, А.А. Лыкасов, А.В. Сенин, О.А. Толканов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. – 346 с.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ МАРГАНЦА ПРИ ВЫПЛАВКЕ УГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА

Сенин А.В.

*Южно-Уральский государственный университет,
г. Челябинск, Россия, avs_120260@mail.ru*

Аннотация: Выполнен термодинамический анализ изменения состава металла, шлака и газовой фазы при карботермическом восстановлении марганцевой руды в зависимости от температуры и расхода углерода. Расчеты выполнены с использованием программного комплекса «ТЕРРА» и применением теории ассоциированных растворов для жидких металла и шлака. Оптимальными условиями для восстановления являются температуры 1500 – 1550 °С и основность шлака $CaO/SiO_2 = 1,2 - 1,3$. Степень восстановления марганца достигает 95 %, концентрация кремния в металле не превышает 1 мас.%. Расчетные результаты согласуются с технологическими данными.

Ключевые слова: Термодинамический анализ, карботермическое восстановление, углеродистый ферромарганец, ферромарганцевый шлак.

THERMODYNAMIC MODELING OF MANGANESE REDUCTION IN HIGH-CARBON FERROMANGANESE SMELTING

Senin A.V.

*South Ural State University,
Chelyabinsk, Russia, avs_120260@mail.ru*

Abstract: A thermodynamic analysis of changes in the composition of the metal, slag and gas phase during carbothermic reduction of manganese ore was carried out. The effect of temperature and the amount of carbon on the reduction results was determined. The calculations were performed using the program "TERRA". The theory of associated solutions was applied to the liquid metal and slag. Optimum conditions for reduction are a temperature 1500 – 1550 °C and the slag basicity $CaO/SiO_2 = 1,2 - 1,3$. The rate of manganese reduction reaches 95 %, silicon concentration in the metal does not exceed 1 wt.%. The calculation results are in agreement with the technological data.

Key words: Thermodynamic analysis, carbothermic reduction, high-carbon ferromanganese, ferromanganese slag.

Методика термодинамического моделирования. Термодинамические расчеты выполнены с использованием программного комплекса «ТЕРРА» [1], свойства расплавов описывали в приближении модели ассоциированных растворов. В качестве ассоциатов были выбраны следующие вещества:

– в металлическом расплаве: Mn, Fe, Si, Mn_3C , Mn_5C_2 , Mn_7C_3 , $Mn_{23}C_6$, Mn_3Si , Mn_5Si_3 , $MnSi$, $MnSi_{1,7}$, $FeSi$, Fe_3Si , $FeSi_2$, Fe_5Si_3 , Fe_3C ;

– в шлаковом расплаве: MnO, FeO, MgO, SiO_2 , Al_2O_3 , CaO, Na_2O , $CaSiO_3$, $Ca_3Si_2O_7$, Ca_2SiO_4 , Ca_3SiO_5 , $CaAl_4O_7$, $CaAl_2O_4$, $Ca_{12}Al_{14}O_{33}$, $Ca_3Al_2O_6$, Al_2SiO_5 , $MnSiO_3$, Mn_2SiO_4 , $FeSiO_3$, Fe_2SiO_4 , $MgSiO_3$, Mg_2SiO_4 , $MgAl_2O_4$, Na_2SiO_3 , $Na_2Si_2O_5$.

Предварительно выполнено согласование литературных данных о термодинамических свойствах веществ. Основной разброс данных относится к энтальпиям образования веществ, температурные зависимости теплоемкостей практически совпадают в разных литературных источниках. Для согласования использовали методики сравнительного анализа термодинамических характеристик веществ [2] и сопоставление расчетных значений термодинамической активности компонентов в растворе с экспериментальными данными из литературы. Выполнена проверка для всех двойных систем и ряда тройных систем, для которых есть литературные данные по активности. В качестве примера на рисунках 1, 2 приведено сопоставление данных в системах Mn–Si и MnO– SiO_2 .

Известно, что высшие оксиды марганца восстанавливаются газообразным CO до MnO, а MnO может быть восстановлен до Mn только твердым углеродом. Поэтому на стадии восстановления рудного расплава учитывали существование только низшего (по степени окисления) оксида MnO. Диапа-

зон изученных температур – от 1200 до 2000 °С. Нижний температурный предел 1200 – 1250 °С соответствует началу плавления марганцевых руд и углеродистого ферромарганца; средний диапазон 1450 – 1600 °С – температурам в горне доменной печи и продуктов плавки на выпуске; верхний предел 2000 °С – температуре в фурменной зоне доменной печи.

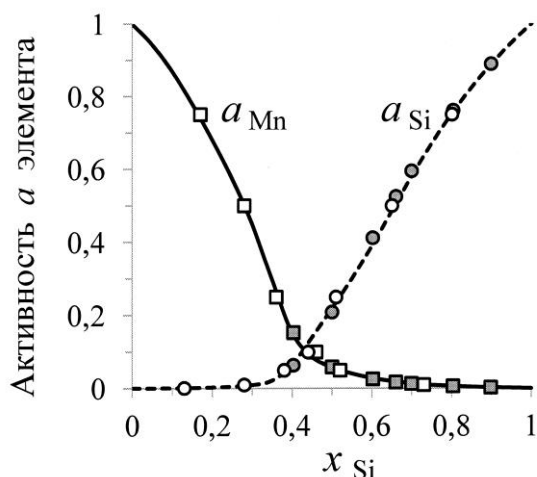


Рисунок 1 – Активности элементов в расплаве Mn–Si при 1500 °С.
Точки – экспериментальные данные; линии – расчет, настоящая работа

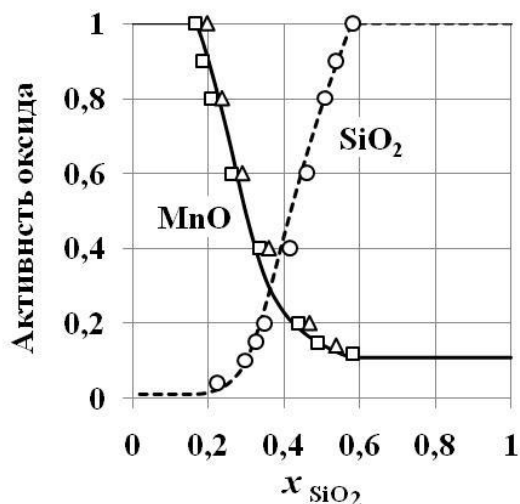


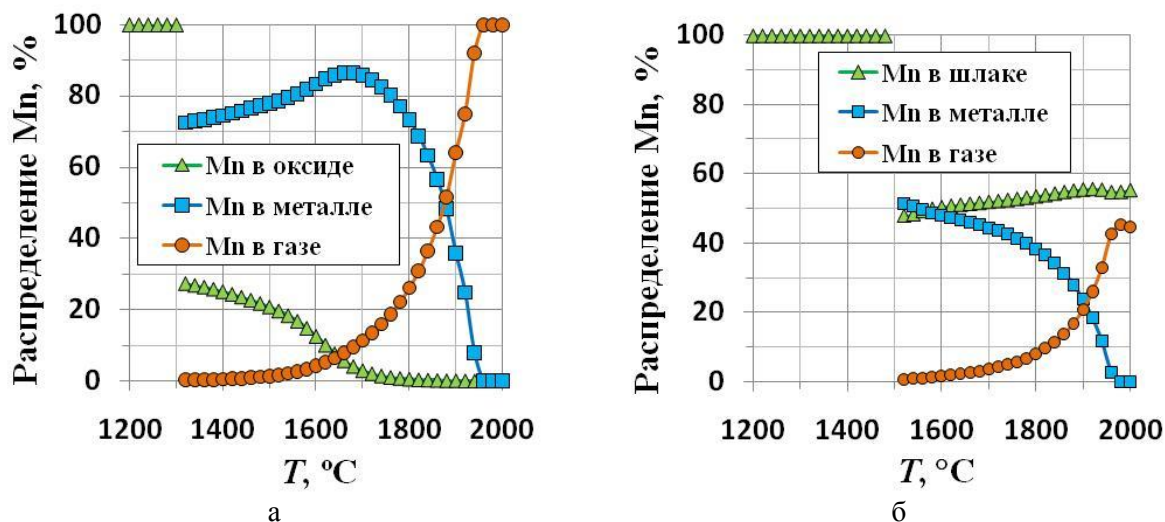
Рисунок 2 – Активности оксидов в расплаве MnO–SiO₂ при 1600 °С.
Точки – экспериментальные данные; линии – расчет, настоящая работа

Восстановление MnO и MnSiO₃ углеродом. Восстановление марганца из MnO начинается при 1300 °С, из MnSiO₃ – при 1500 °С, т.е. на 200 °С больше, что объясняется более высокой термодинамической прочностью силиката (рисунок 3). При этом из силикатного расплава марганец восстанавливается лишь на 50 %, а из MnO до 85 – 90 %.

Влияние CaO на восстановление. Известным способом увеличения степени восстановления металлов из силикатных шлаков является добавление оксида кальция. Оксид кальция «связывает» кремнезем и тем самым повышает термодинамическую активность оксида марганца.

На рисунках 4, 5 приведены результаты расчетов восстановления шихты 131 кг MnSiO₃ + 12 кг С + (1 – 100) кг CaO при $T = 1525$ °С. Вертикальная затемненная область на рисунках соответствует интервалу основности $\text{CaO/SiO}_2 = 1,1 - 1,4$. Действительно, добавляемый в шлак CaO сразу же начинает связывать оксид кремния – как индивидуальный, так и из состава силикатов марганца, – в силикаты кальция. При основности $\text{CaO/SiO}_2 = 1,17$ (добавка 70 кг CaO) расчетное соотношение между концентрациями силикатов кальция в шлаке $\text{Ca}_2\text{SiO}_4 : \text{CaSiO}_3 : \text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7 : \text{Ca}_3\text{SiO}_5 = 33 : 35 : 14 : 1$. Из расчетов также следует, что с добавками CaO масса SiO₂ в шлаке увеличивается при одновременном уменьшении массы MnO. Синхронно в металле уменьшается масса кремния и увеличивается масса марганца. Это может быть результатом только одного процесса – с увеличением добавок CaO

кремний металлического расплава начинает довосстанавливать марганец из шлака. Это подтверждает известное в литературе мнение, что в данном случае восстановление марганца из шлака контролируется растворенным в металле кремнием, а не углеродом.



а – шихта: 71 кг MnO + 12 кг C; б – шихта: 131 кг MnSiO₃ + 12 кг C
 Рисунок 3 – Распределение марганца между фазами в зависимости от температуры при восстановлении марганецсодержащих оксидов

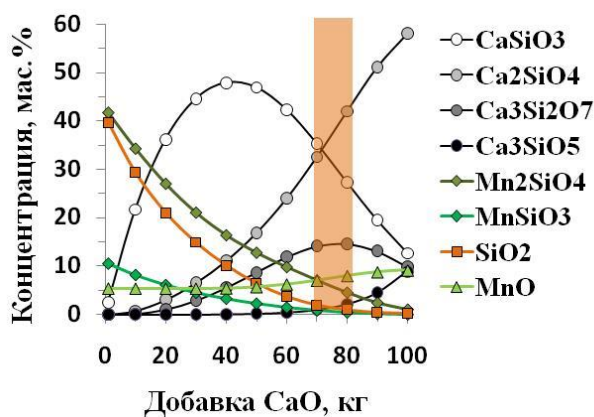
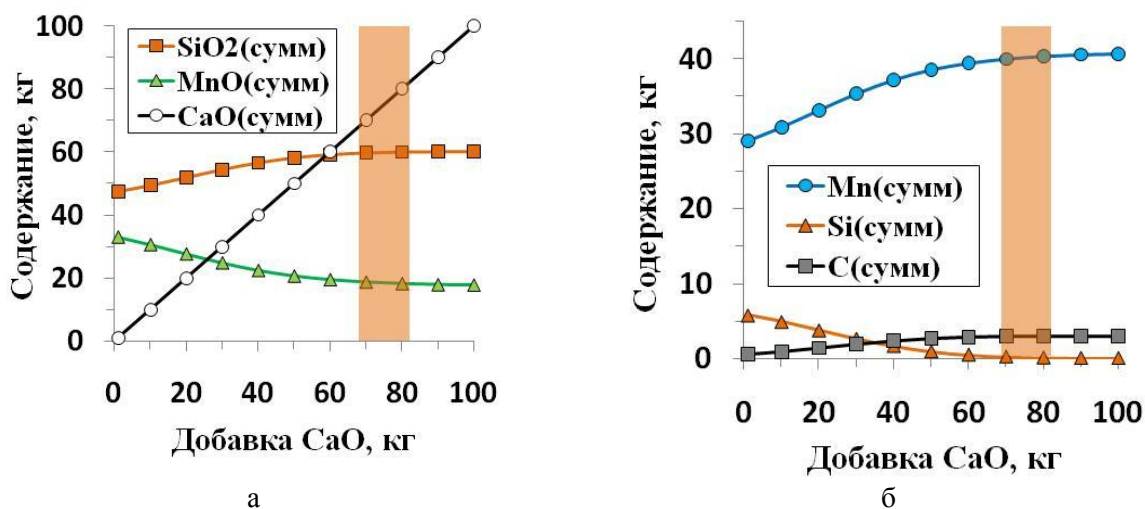


Рисунок 4 – Изменение концентрации ассоциатов в шлаке при увеличении добавок оксида кальция, $T = 1525\text{ }^{\circ}\text{C}$



а – состав шлака; б – состав металла

Рисунок 5 – Изменение содержания индивидуальных оксидов в шлаке и элементов в металле при увеличении добавок оксида кальция, $T = 1525\text{ }^{\circ}\text{C}$

Восстановление марганцевой руды. Расчеты выполнены для марганцевой руды «Маматван» (ЮАР), которая используется на АО «Саткинский чугуноплавильный завод» при выплавке доменного ферромарганца, химический состав руды:

| Компонент | MnO _{общ} | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | Na ₂ O | п.п.п. |
|---------------------|--------------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|-------|------|-------------------|--------|
| Содержание, масс. % | 49,7 | 5,56 | 5,05 | 0,55 | 12,76 | 3,22 | 3,67 | 14,61 |

В качестве модельной выбрана шихта следующего состава: марганцевая руда 100 кг; SiO₂ 5 кг; Fe (стружка) 3 кг; углерод 22 кг. Углерод взят с избытком, что соответствует избытку кокса в доменном процессе. Оксид кремния SiO₂ добавлен в шихту для получения основности шлака 1,3; железная стружка – для разбавления металлического сплава до стандартного состава по содержанию марганца (75 – 82 масс. % Mn).

Интенсивное восстановление марганца из рудного расплава начинается при 1300 °С, т.е. как из чистого MnO (рисунок 6, а). Это объясняется высокой основностью оксидного расплава, при которой практически весь марганец находится в ассоциатах оксида марганца, а не в силикатах марганца. В первую очередь из шлака восстанавливается железо, затем марганец (рисунок 6, б). Наибольшая концентрация марганца в металлическом сплаве достигается при 1450 – 1550 °С, дальнейший нагрев приводит к испарению марганца и снижению его концентрации в металле.

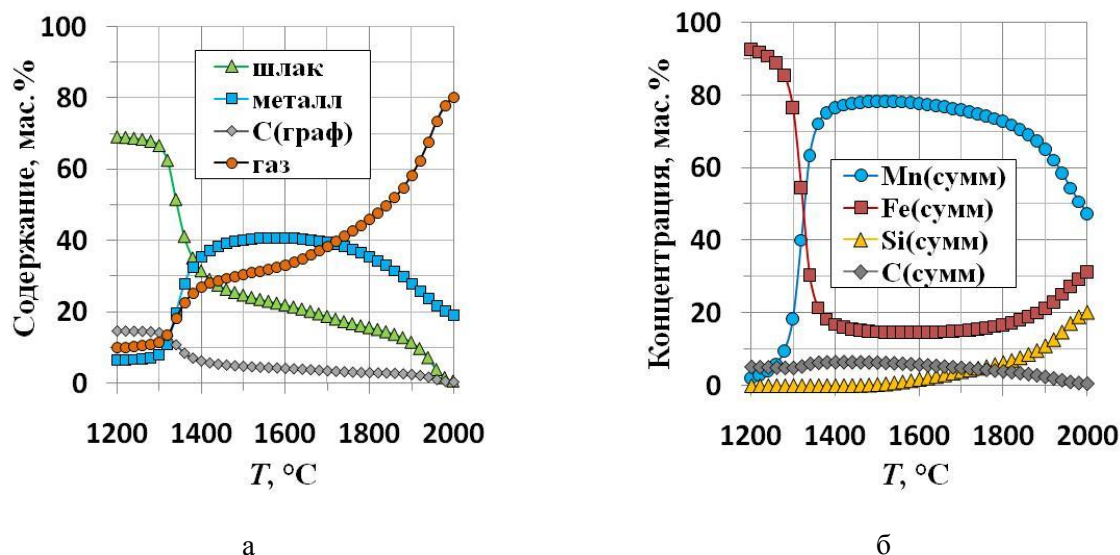


Рисунок 6 – Изменение количества фаз (а) и состава металла (б) при восстановлении марганцевой руды в зависимости от температуры

На остаточную концентрацию марганца в шлаке влияют два фактора: количество углерода (особенно его недостаток в шихте) и температура. Добавки углерода увеличивают степень восстановления марганца лишь до определенного предела, соответствующего достижению химического равновесия металла, шлака и газовой фазы с избытком углерода (рисунок 7, а). Для каждого состава шихты и температуры эти предельные значения отличаются. Для выбранного состава шихты при 1500 °С предельный расход составляет 17 кг углерода на 100 кг руды, остаточная концентрация MnO в шлаке 7,3 масс.%, степень извлечения марганца из шлака 95 %. При избытке углерода в шихте, с ростом температуры степень извлечения марганца из шлака продолжает увеличиваться (рисунок 7, б). При 1600 °С в шлаке остается 3 масс. % MnO, а степень извлечения возрастает до 98 %. Таким образом, температура является важнейшим термодинамическим фактором, влияющим на степень восстановления марганца. Похолодание горна печи может увеличить остаточную концентрацию марганца в шлаке до 12 – 15 масс. % MnO и более.

Температура в сочетании с основностью шлака оказывают определяющее влияние на концентрацию кремния в ферромарганце. ГОСТ 4755-91 дает ограничение в 2 масс. % Si, потребители часто запрашивают до 1 масс. % Si. При температурах более 1500 °С начинается интенсивное увеличение концентрации кремния в ферромарганце (рисунок 8). Поэтому часто концентрацию кремния в металле используют для оценки степени нагрева горна печи.

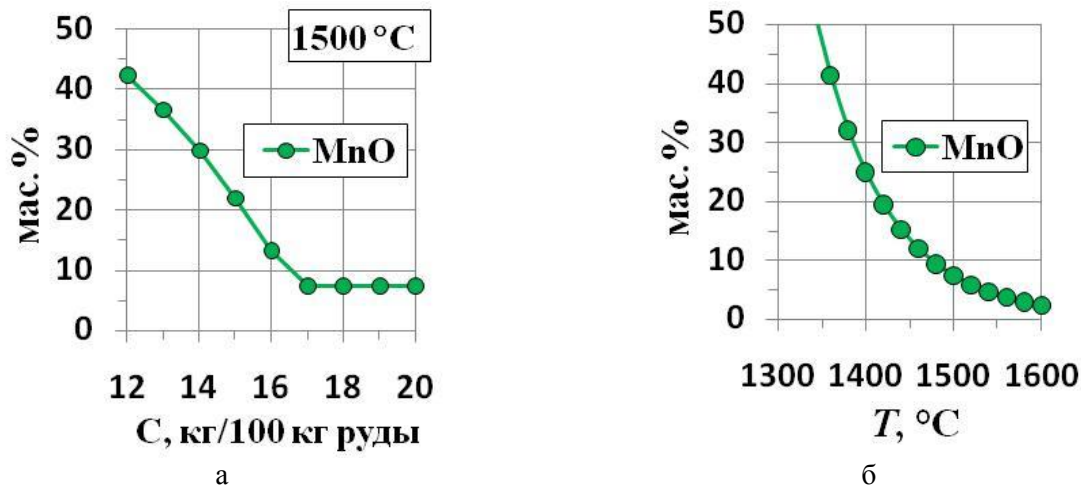


Рисунок 7 – Уменьшение концентрации оксида марганца в шлаке при восстановлении руды в зависимости от расхода углерода (а) и от температуры (б)

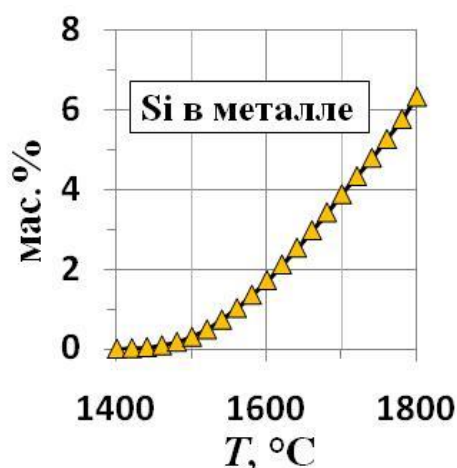


Рисунок 8 – Увеличение концентрации кремния в металле с ростом температуры восстановления

Сравнение с технологическими данными. Предварительно выполнена работа по методике определения остаточного содержания химически связанного марганца в фазах шлака на АО «СЧПЗ» [3]. Установлено, что нижний предел содержания марганца в шлаке составляет 4,5 – 7,7 масс. % MnO, т.е. соответствует температурному диапазону 1500 – 1550 °С. Концентрация кремния в ферромарганце изменяется в пределах 0,3 – 0,8 масс. % Si, что соответствует тому же температурному диапазону. Замер температур металла и шлака на желобе при выпуске из печи (погружными термопарами) дал следующие результаты: металл 1480 – 1520 °С, шлак 1500 – 1540 °С.

Таким образом можно считать, что в условиях АО «СЧПЗ» выплавка доменного ферромарганца идет в условиях, близких к равновесным. Оптимальными условиями для восстановления являются температуры 1500 – 1550 °С и основность шлака $\text{CaO/SiO}_2 = 1,2 - 1,3$.

Библиографический список

1. Трусов, Б.Г. Программная система ТЕРРА для моделирования фазовых и химических равновесий при высоких температурах // III Международный симпозиум «Горение и плазмохимия». – Алматы: Казак университеті, 2005. – С. 52-57.
2. Моисеев, Г.К. Некоторые закономерности изменения и методы расчета термодинамических свойств неорганических соединений / Г.К. Моисеев, Н.А. Ватолин. – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 136 с.
3. Сенин, А.В. Распределение марганца в шлаке углеродистого ферромарганца / А.В. Сенин, Д.Л. Журавлев // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы XVI международной конференции. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2015. – Ч.2. – С. 177-182.

МЕТАЛЛИЗАЦИЯ ОКСИДЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ БУРОУГОЛЬНОГО ПОЛУКОКСА БЕРЕЗОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАНСКО-АЧИНСКОГО БАСЕЙНА

Аникин А.Е.¹, Галевский Г.В.¹, Ноздрин Е.В.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет*

г. Новокузнецк, Россия, anikin1985@rambler.ru

²*АО «Миттал Стел»*

г. Темир-Тай, Республика Казахстан, nozdrin1963@yandex.ru

Аннотация. Проведены исследования процесса металлизации прокатной окалины и шлама газоочистки кислородно-конвертерного производства с применением буроугольного полукокса Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна. Предложена технологическая схема «холодного» брикетирования с использованием водорастворимого связующего. Изучено восстановление железа из его оксида Fe_2O_3 буроугольным полукоксом в лабораторной трубчатой электропечи в атмосфере аргона. Получены математические модели зависимости степени металлизации от переменных факторов. Выявлены оптимальные значения технологических факторов и основные характеристики полученных при этом металлизированных продуктов.

Ключевые слова: буроугольный полукоксы, металлизация, прокатная окалина, шламы газоочистки кислородно-конвертерного производства, брикетирование, металлизированные продукты.

PROCESS OF METALLIZATION OF IRON OXIDE WASTES USING OF BEREZOVSKY'S LIGNITE SEMICOKE OF A FIELD OF THE KANSK AND ACHINSK BASIN

Anikin A.E.¹, Galevsky G.V.¹, Nozdrin E.V.²

¹*FSBEI HPE «Siberian State Industrial University»*

Novokuznetsk, Russian Federation, anikin1985@rambler.ru

²*JSC «Mittal Steel»,*

Temir-Tay, The Republic of Kazakhstan, nozdrin1963@yandex.ru

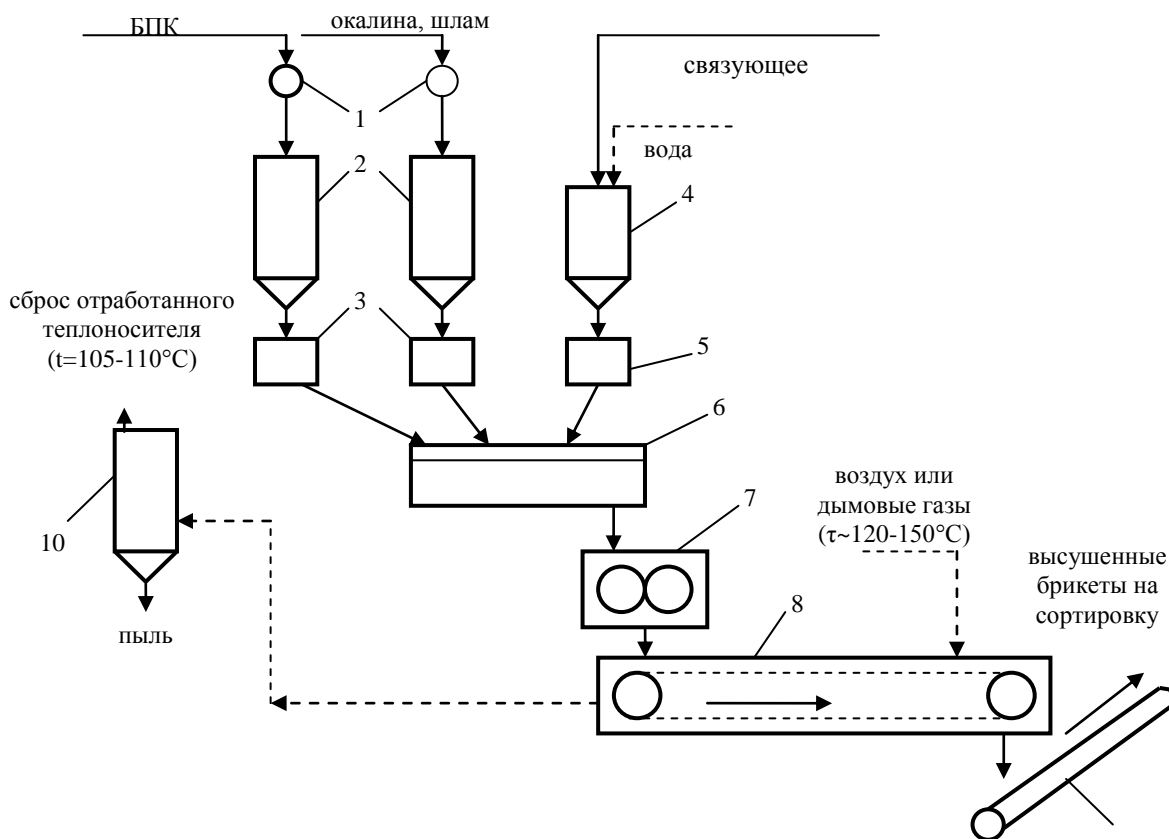
Abstract. Researches of process of metallization of rolling scale and slime of gas purification of oxygen and converter production with use of Berezovsky's lignite semicoke of a field of the Kansk and Achinsk basin are conducted. The technological scheme of "cold" briquetting with use of the water-soluble binding is offered. Restoration of iron from its Fe_2O_3 oxide by lignite semicoke in the laboratory tubular electric furnace in the atmosphere of argon is studied. Mathematical models of dependence of extent of metallization on variable factors are received. Optimum values of technology factors and the main characteristics of the products received thus the metallization are revealed.

Key words: lignite semicoke, process of metallization, rolling scale, gas purification of oxygen and converter production, process of briquetting, metallized products.

В настоящее время металлизация оксиджелезосодержащих отходов является важным направлением в металлургии. Особенно это актуально для минизаводов в связи с отсутствием в их составе агломерационного производства, позволяющего металлургическим предприятиям полного цикла перерабатывать прокатную окалину, шламы доменного и сталеплавильного производств. Актуальность проблемы обусловлена значительным количеством минизаводов в мире – порядка одной тысячи [1], и, соответственно, значительным объемом образования оксиджелезосодержащих отходов. Высокая дисперсность этих отходов предопределяет необходимость их окучивания перед использованием. Это обуславливает технологическую целесообразность вовлечения в переработку также высокодисперсных углеродистых материалов, как техногенного происхождения, так и производимых специально. При этом в качестве восстановителя могут использоваться перспективные буроугольные полукокс (БПК), в частности, БПК Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна (КАБ).

При проведении исследований были опробованы безобжиговые брикетированные композиции, полученные способом «холодного» брикетирования (рисунок 1), состоящие из оксиджелезосо-

держашего компонента, углеродистого восстановителя и связующего. Массовое соотношение между Fe_2O_3 и C в брикетах составляло 4,44 : 1,0 (т.е. 81,6 % Fe_2O_3 и 18,4 % C).



1 – размольное устройство; 2 – дозирочные бункера; 3 – дозаторы; 4 – расходная емкость для водных растворов связующих; 5 – дозатор связующего; 6 – двухшнековый смеситель; 7 – вальцевый пресс; 8 – ленточная сушилка; 9 – ленточный конвейер; 10 – циклон

Рисунок 1 – Технологическая схема получения безобжиговых брикетов

Расход связующего (мелассы) во всех случаях составлял 10 % от массы оксиджелезоуглеродной смеси. В качестве оксиджелезосодержащих компонентов в экспериментах использовали оксид железа (III) (х.ч.), а также прокатную окалину и шлам газоочистки кислородно-конвертерного производства ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК». В качестве углеродистых восстановителей применяли БПК Березовского месторождения КАБ, коксовую мелочь ОАО «Кокс» (КМ) и пыль сухого тушения кокса ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» (КП).

Исследование процесса металлизации проводилось в два этапа. На первом этапе в лабораторной трубчатой электропечи в защитной атмосфере аргона (рисунок 2) изучалось восстановление железа из его оксида Fe_2O_3 буроугольным полукоксом. Исследование проводилось с использованием метода планируемого эксперимента [2, 3]. Параметры оптимизации, факторы, влияние которых учитывалось, и интервалы их варьирования приведены в таблице 1.

Получены математические модели в виде следующих уравнений:

$$\eta_1 = -183,40 + 0,62 V^{daf} + 0,37 T + 1,86 \tau - 0,008 V^{daf} \cdot \tau - 0,002 T \cdot \tau; \quad (1)$$

$$\eta_2 = -430,28 + 10,52 K + 0,55 T + 8,80 \tau - 0,08 K \cdot \tau - 0,01 T \cdot \tau, \quad (2)$$

где V^{daf} – выход летучих веществ из БПК (0,6 – 9,5 %);

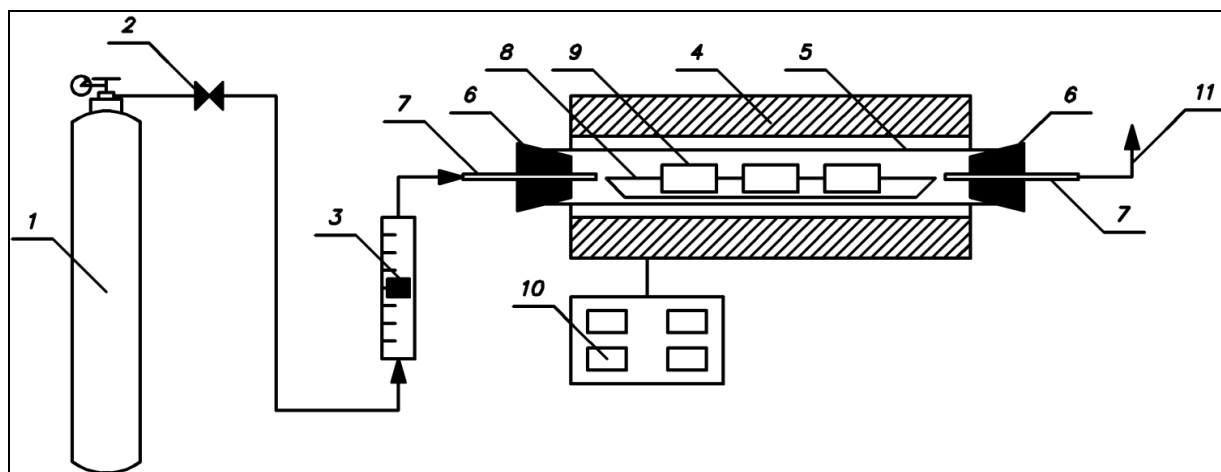
T – температура (600 – 900 °С);

τ – длительность металлизации (15 – 50 мин);

K – реакционная способность восстановителя по CO_2 (0,33–3,72 $cm^3/(g \cdot c)$).

Первым по значению фактором является температура. Так, при одинаковой длительности металлизации увеличение температуры с 700 до 900 °С приводит к увеличению η с 1,1 до 96,7 %. Вторым по значению фактором является реакционная способность восстановителя. Например, при восстановлении оксида железа (III) (х.ч.) с помощью углеродистого восстановителя с реакционной спо-

способностью $3,72 \text{ см}^3/(\text{г}\cdot\text{с})$ при температуре $900 \text{ }^\circ\text{C}$ и длительности металлизации 40 мин. $\eta = 96,9 \%$, тогда как при использовании углеродистого восстановителя с реакционной способностью $0,33 \text{ см}^3/(\text{г}\cdot\text{с})$ при тех же условиях – $47,8 \%$. Третьим по значению фактором является длительность металлизации (при его изменении от 15 до 40 мин).



1 – баллон с аргоном; 2 – вентиль тонкого регулирования расхода аргона; 3 – ротаметр РС-3А; 4 – электропечь сопротивления трубчатая СУОН-0,3.2/12,5-И1; 5 – трубка корундовая диаметром 0,032 м, длиной 0,36 м; 6 – резиновая пробка; 7 – металлические трубки для подачи аргона (слева) и отвода аргона и газообразных продуктов металлизации (справа); 8 – металлическая лодочка; 9 – брикеты; 10 – пульт управления печью; 11 – выброс аргона и газообразных продуктов металлизации в атмосферу

Рисунок 2 – Установка для изучения металлизации оксиджелезосодержащего техногенного сырья

Таблица 1 – Переменные факторы, выбранные для исследования процесса металлизации

| Факторы | Уровни факторов | | | Интервал варьирования |
|--|-----------------|-------|-----------------|-----------------------|
| | -1 (нижний) | 0 | +1 (верхний) | |
| Первая серия | | | | |
| x_1 – выход летучих веществ из БПК, V^{daf} , % | 0,6 | 5,05 | 9,5 | 4,45 |
| x_2 – температура, t, $^\circ\text{C}$ | 600 | 750 | 900 | 150 |
| x_3 – длительность металлизации, τ , мин. | 25 | 37,5 | 50 | 12,5 |
| x_4 – давление прессования при брикетировании, P, МПа | 10 | 25 | 40 | 15 |
| Вторая серия | | | | |
| x_1 – реакционная способность восстановителя по CO_2 , K, $\text{см}^3/(\text{г}\cdot\text{с})$ | 0,33 | 2,025 | 3,72 | 1,695 |
| x_2 – температура, t, $^\circ\text{C}$ | 700 | 800 | 900 | 100 |
| x_3 – длительность металлизации, τ , мин. | 15 | 27,5 | 40 | 12,5 |
| x_4 – давление прессования при брикетировании, P, МПа | 10 | 25 | 40 | 15 |

Таким образом, для получения металлизированных продуктов требуемого качества процесс металлизации следует осуществлять при температуре $900 \text{ }^\circ\text{C}$ (фактор x_2), длительности металлизации 40 мин. (фактор x_3) и реакционной способности углеродистого восстановителя по CO_2 $3,72 \text{ см}^3/(\text{г}\cdot\text{с})$ (фактор x_1).

Оптимальные значения технологических факторов и основные характеристики полученных при этом металлизированных продуктов приведены в таблице 2.

На втором этапе исследований при данных условиях в лабораторной электропечи проведена металлизация брикетированных шихт 6-и составов: из окалины и БПК, коксовых мелочи и пыли, а также из шлама с этими углеродистыми восстановителями. Для приближения условий металлизации к промышленным аргон не подавался в реакционное пространство электропечи. Выполнен сопоставительный анализ ее показателей и проведена физико-химическая аттестация продуктов (таблица 3).

Таблица 2 – Оптимальные значения технологических факторов процесса металлизации и основные характеристики полученных при этом металлизированных продуктов

| Параметры процесса металлизации и характеристики металлизированного продукта | Значение |
|---|---|
| Температура металлизации, t, °С | 900 |
| Длительность металлизации, τ, мин. | 40 |
| Реакционная способность восстановителя по CO ₂ , K, см ³ /(г·с) | 3,72 |
| Давление прессования при брикетировании, P, МПа | 40 |
| Степень металлизации продукта, η, % | 96,7 |
| Крупность металлизированных брикетов, мм | 20 |
| Содержание в металлизированном продукте, %: Fe _{общ.} ; Fe _{мет.} ; FeO S, P, C CaO, MgO | 86,1; 83,4; 3,5 0,04; 0,001; 3,0 0,9; 0,1 |

Таблица 3 – Качество металлизированных продуктов

| Состав брикетированных композиций | η, % | Содержание в металлизированном продукте, % | | | | | | | |
|-----------------------------------|------|--|--------------------|------|------|-------|-----|------|-----|
| | | Fe _{общ.} | Fe _{мет.} | FeO | S | P | C | CaO | MgO |
| Окалина + БПК | 97,5 | 92,5 | 90,2 | 3,0 | 0,07 | 0,017 | 1,8 | 1,1 | 0,3 |
| Окалина + КМ | 70,7 | 87,5 | 61,9 | 33,0 | 0,14 | 0,025 | 3,8 | 0,3 | 0,3 |
| Окалина + КП | 71,1 | 88,0 | 62,6 | 32,8 | 0,11 | 0,026 | 3,6 | 0,4 | 0,3 |
| Шлам + БПК | 97,5 | 73,1 | 71,3 | 2,3 | 0,21 | 0,121 | 1,8 | 17,4 | 0,4 |
| Шлам + КМ | 68,9 | 70,2 | 48,4 | 28,1 | 0,28 | 0,130 | 3,8 | 16,6 | 0,3 |
| Шлам + КП | 69,2 | 69,7 | 48,2 | 27,7 | 0,25 | 0,131 | 3,6 | 16,7 | 0,3 |

Степень металлизации составила от 69 до 97,5 %, причем наилучшие показатели достигнуты при использовании в качестве восстановителя БПК. Продукты металлизации шихты из окалины и БПК по степени металлизации, содержанию серы, фосфора, углерода и пустой породы соответствуют требованиям, предъявляемым к металлизированным продуктам для производства электростали.

Библиографический список

1. Ярошенко, Ю. Г. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии : учеб. пособие / Ю. Г. Ярошенко, Я. М. Гордон, И. Ю. Ходоровская ; под ред. Ю. Г. Ярошенко. – Екатеринбург : ООО«УИПЦ», 2012. – 670 с.
2. Адлер, Ю. П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю. П. Адлер, Е. В. Маркова, Ю. В. Грановский. – М. : Наука, 1976. – 278 с.
3. Вершинин, В. И. Планирование и математическая обработка результатов химического эксперимента : учеб. пособие / В. И. Вершинин, Н. В. Перцев. – Омск : Изд-во ОмГУ, 2005. – 184 с.

УДК 621.921.26

РАЗВИТИЕ НАУЧНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРИМЕНЕНИЯ БУРОУГОЛЬНОГО ПОЛУКОКСА В ТЕХНОЛОГИИ БЕЗРАЗМОЛЬНОГО КАРБИДА КРЕМНИЯ

Аникин А.Е.¹, Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Ноздрин Е.В.²

Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, anikin1985@rambler.ru

²*АО «Миттал Стал»,*

г. Темир-Тау, Республика Казахстан, nozdrin1963@yandex.ru

Аннотация. Исследована термодинамика и определены оптимальные температурно-временные режимы карбидизации брикетированной шихты микрокремнезем – буроугольный полукокс. В системах Si–O–C и Si–O–C–H процесс карбидообразования является доминирующим: при

стехиометрическом составе шихты максимальное содержание в продуктах восстановления карбида кремния достигается при 1700 К. Полная карбидизация шихты в условиях термической обработки достигается при температуре 1923 – 1973 К при длительности 15 – 20 минут. Установлены технологическая целесообразность, условия и показатели химического обогащения продуктов карбидизации. Исследованы фазовый, химический, гранулометрический составы и морфология частиц карбида кремния. Выявлено, что при карбидизации образуется карбид кубической структуры (β -SiC). Содержание карбида после обогащения составляет более 90 %. Карбид кремния получен в виде микропорошка с удельной поверхностью 8000 – 9000 м²/кг, размерным диапазоном частиц 0,2-1,0 мкм, имеющих неправильную форму.

Ключевые слова: карбид кремния, микрокремнезем, буроугольный полукокс, химическое обогащение, микропорошок.

DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC AND TECHNOLOGICAL BASES OF USE OF LIGNITE CHAR IN TECHNOLOGY SILICON CARBIDE WITHOUT GRINDING

Anikin A.E.¹, Galevsky G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Nozdrin E.V.²

¹FSBEI HPE “Siberian State Industrial University”,
Novokuznetsk, Russian Federation, e-mail: anikin1985@rambler.ru

²JSC “Mittal Steel”,
Temir-Tay, The Republic of Kazakhstan, e-mail: nozdrin1963@yandex.ru

Abstract. Thermodynamics is investigated and the optimal temperature-time regimes of carbidization of the briquetted charge microsilica - lignite char are defined. In systems of Si–O–C and Si–O–C–H carbide formation is the dominant process, when the stoichiometric composition of the charge the maximum content in products of recovery of silicon carbide is achieved at 1700 K. The full carbonization of charge in conditions of heat treatment is reached at temperature 1923 – 1973 K with a duration of 15 – 20 minutes. Technological expediency, conditions and rates of chemical enrichment of carbidization products are established. The phase, chemical, granulometric compositions and morphology of silicon carbide particles are investigated. Revealed that the carbide of the cubic structure (β -SiC) is formed during carbonization. Carbide content after enrichment is over 90 %. The silicon carbide is obtained in the form of micropowder with a specific surface area 8000 – 9000 м²/kg, the particle size range of 0.2-1.0 micron, having an irregular shape.

Key words: silicon carbide, silica fume, lignite char, chemical enrichment, micropowder.

Введение

Производство карбида кремния является одним из важнейших в структуре современной металлургии и составляет около 800 тыс. т в год. Крупнейшими сферами использования карбида кремния являются металлургия (около 45 % мирового спроса), производства абразивов (до 30 %) и огнеупоров (до 25 %). Специфика термомеханических, электрофизических, физико-химических свойств карбида кремния предопределяет следующие направления его традиционного и перспективного применения: материалы на связках; керамика конструкционная и функциональная; композиционные материалы и покрытия; поверхностное и объемное модифицирование материалов. Научное и технологическое обоснование и реализация производства отечественного безразмольного карбида кремния остается актуальной задачей, имеющей важное прикладное значение. В связи с этим целью настоящей работы явилось изучение процессов карбидизации техногенного микрокремнезема полукоксом из бурых углей Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна, технологические свойства которого исследовались авторами ранее и подробно описаны в работах [1, 2].

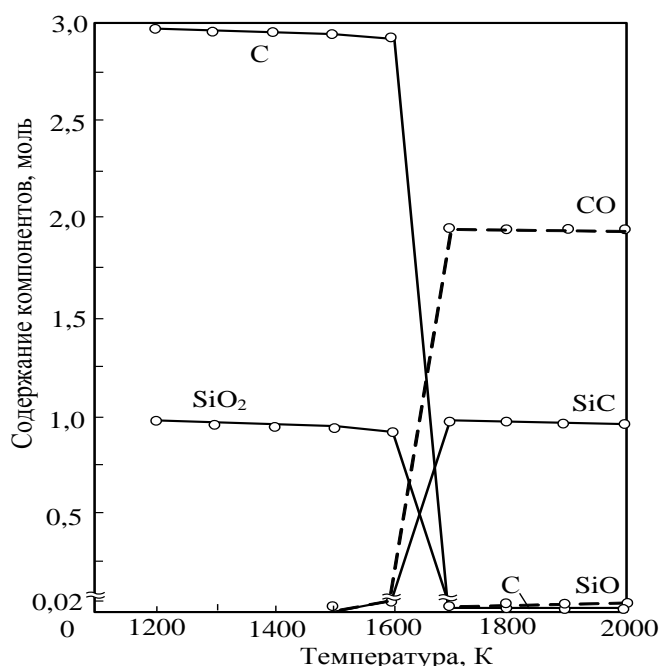
Термодинамическое моделирование процессов карбидообразования в системах Si–O–C, Si–O–C–H

Термодинамическое моделирование проведено с целью прогнозирования оптимальных параметров получения карбида кремния (соотношения компонентов, температуры и давления в системе), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в карбид, составов газообразных и конденсированных продуктов), оценки вклада в процессы карбидообразования отдельных реакций, обеспечивающих в исследуемых условиях эффективную переработку сырья. В связи с использованием в процессе в качестве восстановителя и карбидизатора буроугольного полукокса с содержанием летучих до 10 %, объектами исследования явились системы Si–O–C, Si–O–C–H.

Расчет равновесных составов систем Si–O–C и Si–O–C–H проводился «константным» методом. Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотем-

пературных сложных химических равновесий «PLASMA» (ИХТТИМ СО РАН), имеющей встроенную базу данных продуктов взаимодействия для оксидо-, боридо-, карбидо- и нитридообразующих систем. При расчетах рассматривалась область температур 800 – 2000 К при различном давлении в системе: от 0,1 до 0,0001 МПа. Расчеты проводились с шагом в 100°. Исходными данными служили константы равновесия реакций образования соединений из элементов. При проведении расчетов учитывалась возможность образования в газовой фазе в системе Si – O – C Si, Si⁺, Si⁻, Si₂, Si₃, O, O₂, C, C⁺, C₂, C₃, C₄, C₅, SiO, SiC, SiC₂, Si₃C, CO, CO₂, в системе Si – O – C – H Si, Si⁺, Si⁻, Si₂, Si₃, O, O₂, C, C⁺, C₂, C₃, C₄, C₅, H, H⁺, H₂, CH₂, CH₃, CH₄, C₂H, C₃H, C₄H, C₂H₂, C₂H₄, SiO, SiC, SiC₂, Si₃C, CO, CO₂, в конденсированной фазе в обеих системах Si, SiO₂, C, SiC. Выбор в исследуемых системах соотношений исходных компонентов определялся стехиометрией реакции образования карбида кремния и составом шихтовых материалов. Плодотворность такого подхода при исследовании процессов карбидообразования подтверждена ранее в работах [3 – 6].

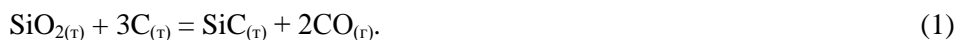
Результаты расчетов равновесных составов систем Si–O–C и Si–O–C–H приведены на рисунках 1 и 2 и в таблицах 1 и 2.



— конденсированные, - - - газообразные продукты

Рисунок 1 – Зависимость равновесного состава системы Si–O–C от температуры при соотношении Si:O:C = 1:2:3 и давлении P = 0,1 МПа

Можно видеть, что в обеих системах процесс карбидообразования является доминирующим:



При стехиометрическом составе шихты максимальное содержание в продуктах карбида кремния достигается при 1700 К, а при 10 %-ном недостатке углерода – при 1900 К. Введение в систему водорода фактически не влияет на процесс карбидообразования, что обусловлено крайне низким (менее 0,001 моль) содержанием в температурной области карбидообразования углеводородов и углеводородных радикалов.

В системе Si–O–C равновесная степень превращения кремния в карбид не превышает 0,97 %, что соответствует содержанию монооксида кремния в газовой фазе 0,02 моль. Вследствие этого из шихты стехиометрического состава (SiO₂ + 3C) получить однофазный, не содержащий свободный углерод, карбид кремния невозможно (таблица 2). Этого можно избежать при использовании шихты с некоторым (~ 10 %) недостатком углерода - восстановителя (таблица 2). В этом случае в системе появляется область сосуществования карбида кремния и избыточного кремнезема. При этом температурная область сосуществования этих фаз тем шире, чем выше давление в системе. Выше этих температур карбид кремния сам является восстановителем для кремнезема, т.е. становится возможным следующее взаимодействие:



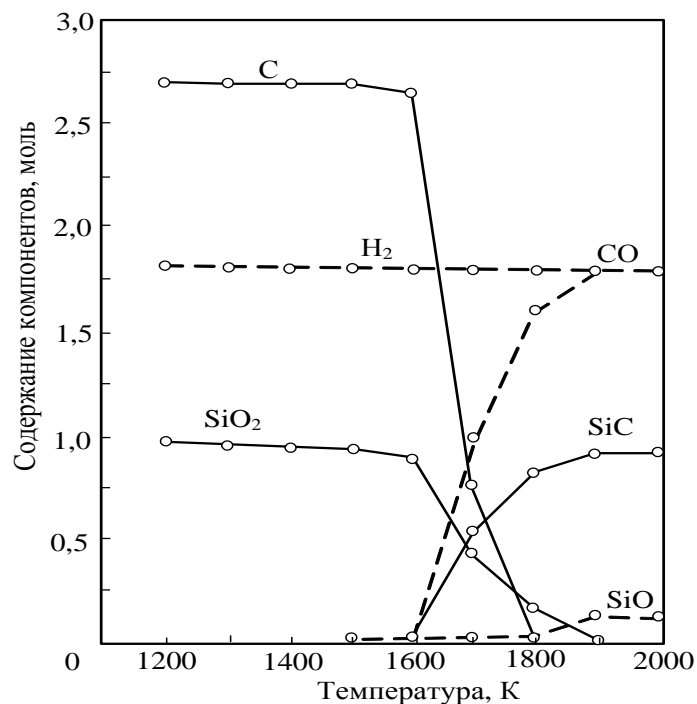


Рисунок 2 – Зависимость равновесных составов системы Si–O–C–H от температуры при соотношении Si:O:C:H = 1:2:2,7:3,6 и давлении P = 0,1 МПа (— конденсированные, - - - газообразные продукты)

Таблица 1 – Равновесные концентрации (в %) конденсированных продуктов взаимодействия в системе Si – O – C при соотношении компонентов Si:O:C = 1:2:3

| T, K | P = 0,1 МПа | | | P = 0,01 МПа | | | P = 0,0001 МПа | | |
|------|------------------|------|------|------------------|------|------|------------------|------|-------|
| | SiO ₂ | C | SiC | SiO ₂ | C | SiC | SiO ₂ | C | SiC |
| 800 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,5 | 37,5 | 0 |
| 900 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,5 | 37,5 | 0,02 |
| 1000 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,5 | 37,5 | 0,01 | 62,2 | 37,3 | 0,52 |
| 1100 | 62,5 | 37,5 | 0 | 62,4 | 37,4 | 0,2 | 0 | 0,3 | 99,71 |
| 1200 | 62,5 | 37,5 | 0 | 61,0 | 36,7 | 2,3 | 0 | 0,4 | 99,60 |
| 1300 | 62,5 | 37,5 | 0 | 0 | 0,2 | 99,8 | 0 | 0,6 | 99,40 |
| 1400 | 61,8 | 37,1 | 1,1 | 0 | 0,2 | 99,8 | 0 | 1,0 | 99,0 |
| 1500 | 61,0 | 36,8 | 2,2 | 0 | 0,3 | 99,7 | 0 | 1,3 | 98,7 |
| 1600 | 53,7 | 32,5 | 13,8 | 0 | 0,4 | 99,6 | 0 | 2,0 | 98,0 |
| 1700 | 0 | 0,6 | 99,4 | 0 | 0,6 | 99,4 | 0 | 2,8 | 97,2 |
| 1800 | 0 | 0,8 | 99,2 | 0 | 0,9 | 99,1 | 0 | 3,7 | 96,3 |

Таблица 2 – Равновесные концентрации (в %) конденсированных продуктов взаимодействия в системе Si–O–C–H при соотношении компонентов Si:O:C:H = 1:2:2,7:3,6

| T, K | P = 0,1 МПа | | | P = 0,01 МПа | | | P = 0,0001 МПа | | |
|------|------------------|-------|--------|------------------|-------|--------|------------------|-------|--------|
| | SiO ₂ | C | SiC | SiO ₂ | C | SiC | SiO ₂ | C | SiC |
| 900 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,94 | 35,06 | 0 |
| 1000 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,94 | 35,06 | 0,001 |
| 1100 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,94 | 35,06 | 0,002 | 64,84 | 35,00 | 0,16 |
| 1200 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,74 | 36,04 | 0,04 | 62,54 | 33,86 | 3,60 |
| 1300 | 64,94 | 35,06 | 0 | 64,54 | 35,94 | 0,30 | 12,47 | 0 | 87,53 |
| 1400 | 64,92 | 35,06 | 0,03 | 62,84 | 34,53 | 2,63 | 8,95 | 0 | 91,05 |
| 1500 | 63,97 | 34,51 | 1,52 | 51,27 | 26,61 | 22,12 | 0 | 0 | 100,00 |
| 1600 | 60,75 | 32,15 | 7,10 | 11,35 | 0 | 88,65 | 0 | 0 | 100,00 |
| 1700 | 25,57 | 8,89 | 65,54 | 0 | 0 | 100,00 | 0 | 0 | 100,00 |
| 1800 | 9,33 | 0 | 90,67 | 0 | 0 | 100,00 | 0 | 0 | 100,00 |
| 1900 | 0 | 0 | 100,00 | 0 | 0 | 100,00 | 0 | 0 | 100,00 |

В результате этой реакции карбид кремния очищается от избытка кремнезема. Особенно эффективным может быть проведение её в вакууме.

Методика исследования карбидизации микрокремнезема

Исследование карбидизации микрокремнезема проводилось дискретным методом, включающим термическую обработку брикетированной шихты при заданных температурах и длительности и закалку продуктов карбидизации с последующим их химическим анализом.

Термическая обработка шихт проводилась в электропечи сопротивления с цилиндрическим графитовым нагревателем с внутренним диаметром 0,075 м (печи Таммана). Контроль температуры в рабочем пространстве печи проводился с помощью вольфрам-рениевой термопары ВР 5/20. Цилиндрические брикеты массой около $2,5 \cdot 10^{-3}$ кг и наружным диаметром 0,015 м помещались в графитовые тигли. Три тигля одновременно устанавливались в рабочее пространство нагретой электропечи, нагревались в ней в течение 3 – 4 мин до заданной температуры, а затем выдерживались в ней в течение заданного периода времени – от 5 до 90 мин. По истечении заданного времени графитовые тигли извлекались из электропечи, устанавливались в корундовые стаканы, которые плотно закрывались пробками и помещались на 10 мин. в холодную воду для быстрого охлаждения продуктов карбидизации. Это позволяло предотвратить окисление продуктов карбидизации кислородом и влагой атмосферы. После охлаждения продукты карбидизации количественно, т.е. без потерь, извлекались из тиглей, взвешивались, помещались в платиновые емкости, заливались раствором смеси азотной кислоты концентрацией 7,5-12,5М и фтористоводородной кислоты концентрацией 2,0-3М, взятых в объемном отношении 1:(3-5), и кипятились в течение 2,5 – 3,0 часов. Обработка карбида кремния смесью азотной и фтористоводородной кислот обеспечивает удаление примесей алюминия, магния, кальция, железа, марганца, никеля, хрома, меди, натрия, калия, кремния и их оксидов и рекомендуется для порошков карбида кремния крупностью от 5 до 200 мкм [7 – 9]. В присутствии азотной кислоты металлические примеси и их оксиды образуют растворимые нитратные комплексы, в то время как при обработке одной фтористоводородной кислотой могут образовываться нерастворимые фториды. После остывания нерастворимый остаток, представляющий собой карбид кремния с примесью свободного углерода, отфильтровывался на бумажном фильтре, промывался на фильтре дистиллированной водой и ацетоном, высушивался до постоянной массы и взвешивался. После этого нерастворенный остаток подвергался в соответствии с рекомендациями [10] окислительному обжигу для рафинирования от свободного углерода при температуре 1073 – 1123 К в течение 1,5 – 2,0 час. По убыли массы рассчитывались содержания в продуктах карбидизации свободного углерода и карбида кремния. По среднему для трех тиглей содержанию карбида кремния рассчитывали его выход как отношение массы практически полученного карбида к теоретически возможной.

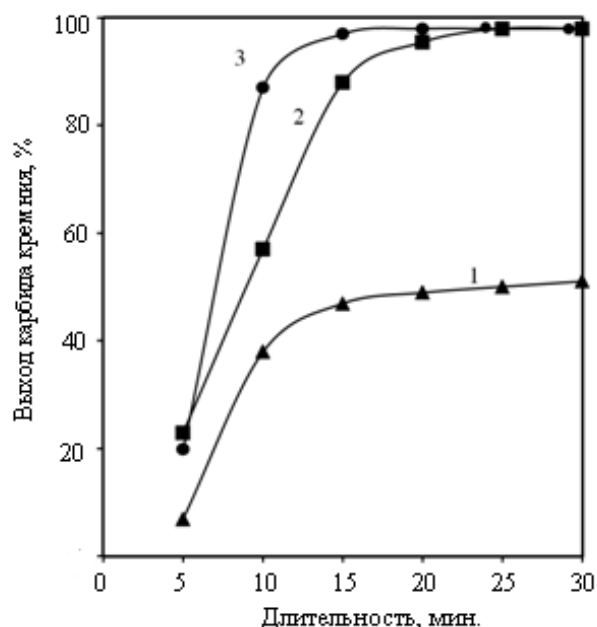
Экспериментальные исследования карбидизации шихт микрокремнезем – бурого угольный полукокс и обсуждение результатов

При проведении исследований использовались микрокремнезем, образующийся при производстве кремния (МК-Кр) и высококремнистого ферросилиция (МК-ФС), содержащий диоксида кремния 93,92 и 93,00 % масс. соответственно, с удельной поверхностью $25000 \text{ м}^2/\text{кг}$ [11, 12], а также полукокс из бурого угля (БПК) Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна, содержащий, %: углерода – 81,9; летучих – 9,5; золы – 8,6, с удельной поверхностью $264000 \text{ м}^2/\text{кг}$ [1, 2]. Во всех случаях использовались шихты стехиометрического для получения карбида состава.

Исследование температурно-временных условий карбидизации брикетированных моношихт микрокремнезем МК-Кр, МК-ФС-БПК проводилось при температурах 1883, 1923, 1973 К при длительности термической обработки 5, 10, 15, 20, 25, 30 мин. Результаты исследований представлены на рисунках 3 и 4.

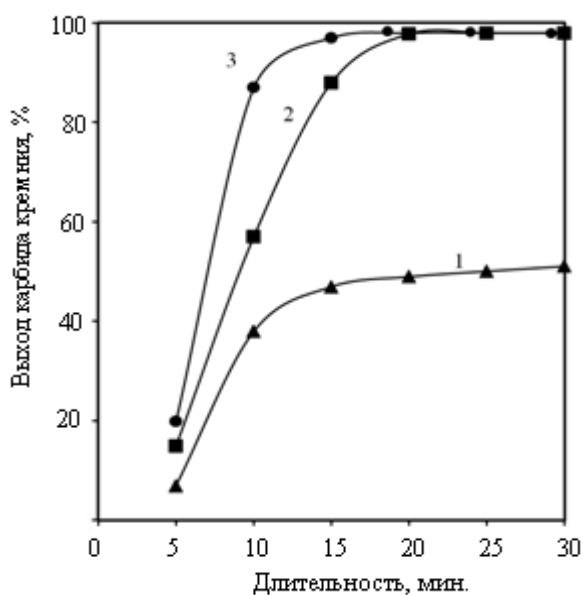
В обоих случаях процесс карбидообразования начинается с первых минут и уже к 5-ой минуте выход карбида при температурах карбидизации 1873, 1923, 1973 К составляет 5,23-7,21, 17,06-22,30, 20,20-23,51 %. Процесс карбидизации завершается при температуре 1973 К к 15 минуте, 1923 К – к 20 минуте. Содержание карбида в продуктах термической обработки шихт составляет 92,50 для МК-ФС и 94,90 % масс. для МК-Кр. Такие температурно-временные условия карбидообразования подтверждаются результатами исследования фазового состава продуктов термической обработки.

Так, установлено, что в обоих случаях к 10 минуте преобладающей фазой является карбид кремния кубической структуры (β -SiC), частично перестраивающийся при температуре 1923-1973 К и длительности термической обработки 50-90 мин. в гексагональную (α -SiC_{II}). При карбидизации шихты микрокремнезем МК-ФС – БПК ему сопутствует α -железо. Во всех исследованных образцах также присутствует стекловидная фаза, образованная, по-видимому, силикатами кальция, магния и железа.



1 – 1873 К: (Δ) = (7,21 – 53,13) ± (0,20 – 1,13); 2 – 1923 К: (□) = (17,06 – 96,82) ± (0,55 – 1,35);
3 – 1973 К: (○) = (20,20 – 97,01) ± (0,61 – 1,45)

Рисунок 3 – Зависимость выхода карбида кремния от температуры и длительности термообработки для шихты микрокремнезем МК-ФС – БПК



1 – 1873 К: (Δ) = (5,23 – 46,26) ± (0,19 – 1,11); 2 – 1923 К: (□) = (22,30 – 96,78) ± (0,59 – 1,33);
3 – 1973 К: (○) = (23,51 – 97,62) ± (0,67 – 1,38)

Рисунок 4 – Зависимость выхода карбида кремния от температуры и длительности термообработки для шихты микрокремнезем МК-Кр - БПК

В результате химического обогащения содержание SiC в карбиде превышает 90 %, т.е. уровень, регламентированный для абразивных микропорошков зернистостью 1-2 мкм. Эффективность обогащения от примесей оксидов и железа достаточно высока и составляет 87 – 95 %. Для карбида кремния характерно повышенное содержание кремнезема – более 7 %, что позволяет рассматривать его как перспективный материал для производства карбидокремниевых огнеупоров на кремнеземной связке, содержащих обычно, %: 84 – 89 SiC, 6 – 12 SiO₂ [13, 14].

Оптимальные условия получения и обогащения карбида кремния и диапазон изменения его

основных характеристик для серии из пяти параллельных опытов приведены в таблице 3. Можно видеть, что исследованные технологические варианты обеспечивают получение карбида кремния с воспроизводимыми фазовым, химическим и гранулометрическим составами и могут рассматриваться в качестве технологической основы для проектирования промышленного производства безразмольного карбида кремния из брикетированной высокодисперсной шихты микрокремнезем – буроугольный полукокс.

Таблица 3 – Оптимальные условия получения и обогащения карбида кремния и его характеристики

| Условия получения и обогащения карбида кремния и его основные характеристики | SiC (МК-ФС + БПК) | SiC (МК-Кр + БПК) |
|--|--|--|
| Состав шихты, %: – микрокремнезем (МК) – буроугольный полукокс (БПК) | 58,80 41,20 | 58,04 41,96 |
| Удельная поверхность компонентов шихты, м ² /кг – микрокремнезем – буроугольный полукокс | 20000 – 22000 255000 – 265000 | |
| Температура карбидизации шихты, К | 1923 – 1973 | |
| Длительность карбидизации шихты, мин. | 25 – 20 | |
| Химическое обогащение продуктов карбидизации – концентрация раствора соляной кислоты, % – соотношение Т:Ж – температура, К – длительность, час | 35 1:2 383 3 | |
| Фазовый состав | β-SiC | |
| Химический состав, %: – SiC – Al ₂ O ₃ – CaO – MgO – Fe – SiO ₂ – С своб. – Si своб. | 90,42–90,86 0,10 – 0,25 0,32 – 0,53 0,12 – 0,18 0,08 – 0,12 7,32 – 7,94 0,41 – 0,54 0,13 – 0,17 | 90,94–91,18 0,10 – 0,15 0,37 – 0,49 0,03 – 0,10 0,05 – 0,11 6,97 – 7,13 0,63 – 0,81 0,23 – 0,27 |
| Выход карбида кремния, % | 96,84–97,12 | 97,31–97,63 |
| Крупность и морфология частиц карбида кремния: – удельная поверхность, м ² /кг – размерный диапазон, мкм – форма | 8000 - 9000 0,2 - 1,0 неправильная | |

Выводы

Проведены термодинамические и экспериментальные исследования процессов восстановительной переработки техногенного микрокремнезема на карбид кремния с применением буроугольного полукокса.

Установлено, что в обеих выбранных для термодинамического анализа системах Si–O–C и Si–O–C–H процесс карбидообразования является доминирующим. При стехиометрическом составе шихты максимальное содержание в продуктах восстановления карбида кремния достигается при 1700 К, а при 10 %-ном недостатке углерода – 1900 К. Второй состав шихты является технологически более предпочтительным, поскольку обеспечивает получение карбида, не содержащего примесей.

Проведена при температурах 1883, 1923, 1973 К и длительности 5 – 30 мин карбидизация брикетированных моношихт микрокремнезем (МК-ФС и МК-Кр) – буроугольный полукокс. Определены оптимальные температурно-временные условия карбидизации: температура 1923 – 1973 К при длительности 15 – 20 мин.

Установлена целесообразность и определены оптимальные условия и показатели химического обогащения продуктов карбидизации: воздействие соляной кислотой концентрации не менее 35 % при температуре 353 К, отношении Т:Ж = 1:2, длительности 3 часа, содержание карбида в продуктах обогащения свыше 90 %, удаление примесей оксидов и железа на 87 – 95 %.

Исследованы фазовый, химический, гранулометрический составы и морфология частиц карбида кремния обоих технологических вариантов получения. Выявлено, что при карбидизации образуется карбид кубической структуры (β -SiC), частично перестраивающийся при температуре 1923 – 1973 К и длительности термической обработки 50 – 90 мин в гексагональную (α -SiC_{II}). Содержание карбида после обогащения составляет 90,42 – 90,86 % при использовании микрокремнезема МК-ФС и 90,94 – 91,18 % при использовании микрокремнезема МК-Кр. В обоих случаях карбид кремния получен в виде микропорошка с удельной поверхностью 8000 – 9000 м²/кг, размерным диапазоном частиц 0,2-1,0 мкм, имеющих неправильную форму.

Библиографический список

1. Аникин А.Е., Галевский Г.В. Буроугольный полукокс Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна : производство, свойства, применение // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2014. № 3. С. 52 – 59.
2. Аникин А.Е., Галевский Г.В. Производство, свойства и применение буроугольного полукокса Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна // Труды XVIII Всероссийской научно-практической конференции «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество» : Новокузнецк. 2014. С. 115 – 120.
3. Ноздрин И.В., Галевский Г.В., Ширяева Л.С., Терентьева М.А. Синтез и эволюция дисперсности боридов и карбидов ванадия и хрома в условиях плазменного потока // Изв. вузов. Черная металлургия. 2011. № 10. С. 12 – 17.
4. Руднева В.В., Галевский Г.В., Галевский С.Г., Юркова Е.К. Исследование теплотехнических характеристик трехструйного плазменного реактора // Изв. вузов. Черная металлургия. 2007. № 2. С. 57 – 60.
5. Ширяева Л.С., Ноздрин И.В., Галевский Г.В., Руднева В.В. Исследование плазменного синтеза нанокарбида хрома // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. трудов // СибГИУ. Новокузнецк. 2012. № 29. С. 94 – 101.
6. Ширяева Л.С., Гарбузова А.К., Галевский Г.В. Производство и применение карбида титана (оценка, тенденции, прогнозы) // Научно-технические ведомости СПбГПУ. 2014. № 2 (195). С. 100 – 108.
7. Полях О.А., Руднева В.В., Якушевич Н.Ф., Галевский Г.В., Аникин А.Е. Применение техногенных отходов металлургических предприятий для производства карбида кремния // Изв. вузов. Черная металлургия. 2014. № 8. С. 5 – 11.
8. Галевский Г.В., Протопопов Е.В., Темлянцев М.В. Использование техногенных металлургических отходов в технологии карбида кремния // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2014. № 4. С. 103 – 110.
9. Полях О.А., Руднева В.В., Якушевич Н.Ф., Галевский Г.В. Производство микро- и нанопорошка карбида кремния на основе техногенного кремнезема // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. трудов // СибГИУ. Новокузнецк. 2012. № 32. С. 113 – 121.
10. Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г. Особенности применения традиционных методов исследования физико-химических и технологических свойств тугоплавких карбидов и боридов для аттестации их высокодисперсного состояния // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. трудов // СибГИУ. Новокузнецк. 2003. № 12. С. 78 – 86.
11. Полях О.А., Галевский Г.В., Якушевич Н.Ф. Анализ физико-химических процессов образования и исследования свойств микрокремнезема // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. трудов // СибГИУ. Новокузнецк. 2005. № 15. С. 49 – 56.
12. Полях О.А., Галевский Г.В. Оценка микрокремнезема в качестве сырьевого материала технологических процессов // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. трудов // СибГИУ. Новокузнецк. 2005. № 15. С. 56 – 60.
13. Руднева В.В., Галевский Г.В., Юркова Е.К. Компактирование карбида кремния и композиций на его основе: анализ отечественного и зарубежного опыта // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2009. № 3. С. 56 – 60.
14. Руднева В.В., Галевский Г.В. Опыт использования нанокарбида кремния в технологиях упрочнения и керамики // Все материалы. Энциклопедический справочник. 2009. № 3. С. 29 – 34.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА ВАЛКОВОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ ДЛЯ УПРЕЖДАЮЩЕЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ

Галдин М.С., Андреев С.М.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия,
galdin.mike@gmail.com*

Аннотация. В работе приведена математическая модель для расчета теплового поля полосы при разливке на валковом литейно-прокатном агрегате (ВЛПА). Представлено математическое описание и структура разработанной модели. Приведены результаты моделирования в виде распределения температуры по длине полосы. Предлагаемая математическая модель предназначена для использования в системах автоматического управления процессом разливки на ВЛПА.

Ключевые слова: валковая разливка стали, валковый кристаллизатор, математическое моделирование, тепловой режим разливки.

MATHEMATICAL MODEL OF TWIN-ROLL STRIP CASTING THERMAL MODE FOR PREDICTIVE PROCESS CONTROL SYSTEM

Galdin M.S., Andreev S.M.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, galdin.mike@gmail.com*

Abstract. The paper considers the mathematical model of the strip thermal field at the twin-roll strip casting machine. Mathematical description and structure of the developed model are presented. The final formulas for calculating the thermal field of casting strip are received. The form of the temperature distribution along the length of the strip are described as the results of simulation. The proposed mathematical model is designed for use in automated control systems at the twin-roll strip casting machine.

Key words: twin-roll strip casting, twin-roll mold, mathematic modeling, thermal mode of casting.

1 Введение

Для современного этапа развития мировой черной металлургии характерно расширение сортамента производимой продукции, повышение качества [1], усовершенствование технологий и повышение роли научных исследований, к которым относятся оптимизация производственных процессов, автоматизация и компьютерное моделирование [2]. Основной акцент делается на качестве, производительности, энергоресурсосбережении и экологии.

Происходит постепенная замена стратегии концентрации производства стали на крупных интегрированных предприятиях в пользу создания компактных и гибких технологических модулей [3]. Одним из видов подобных современных металлургических мини-заводов являются предприятия по производству плоского проката, в состав которых входят ВЛПА, основанные на прямом совмещении процессов литья и прокатки.

Схема расположения оборудования на валковом литейно-прокатном агрегате (ВЛПА) представлена на рисунке 1 [4]. Металл из промежуточного ковша через погружной стакан попадет в валковый кристаллизатор, на выходе из которого полоса проходит через петленакопитель горячей камеры в прокатную клеть. Далее охлаждается на участке ламинарного охлаждения и сматывается на моталках.

Одним из основных преимуществ валковой разливки стали является возможность использования технологии контролируемой прокатки. Поэтому особое внимание на ВЛПА необходимо уделять системе управления тепловым режимом разливки для получения оптимального теплового сечения полосы перед прямой горячей прокаткой без использования установок подогрева.

ВЛПА относятся к астатическим объектам регулирования с жестко заданными технологическими ограничениями на параметры разливки. Наилучшие результаты управления подобными объек-

тами показывают упреждающие системы, в основе которых лежит эталонная модель процесса. Разработка математической модели теплового режима ВЛПА является одним из основных и важных этапов синтеза эффективной упреждающей системы автоматического управления процессом разливки.

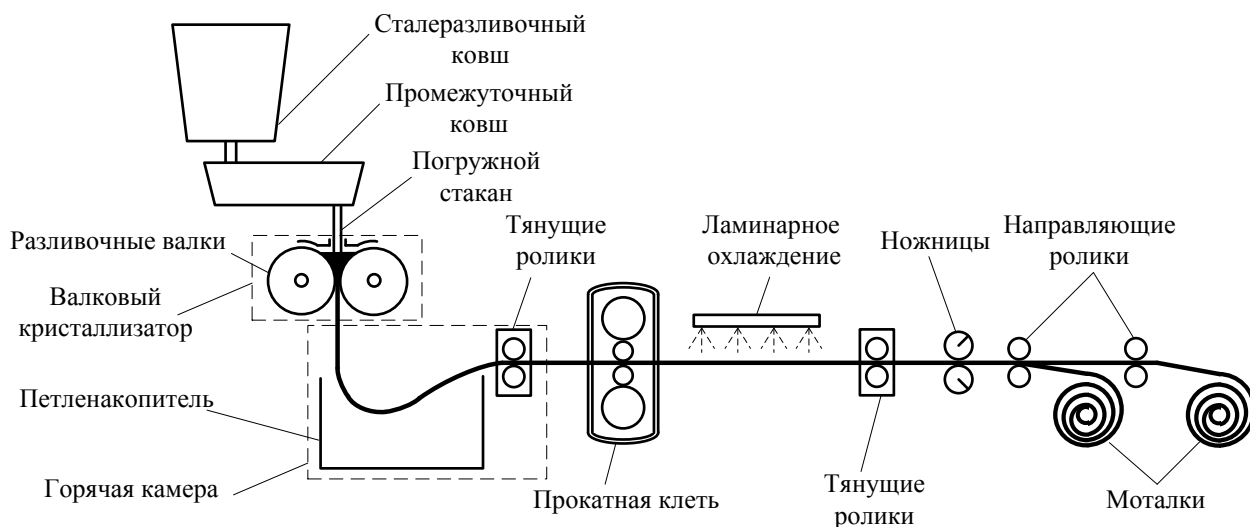


Рисунок 1 – Схема расположения оборудования ВЛПА

2 Структура модели

Известные модели [5 – 8] не предусматривают учёт динамических параметров технологии валковой разливки, что затрудняет их использование в системах управления процессом. Отличительной особенностью разработанной модели являются учёт внутренних источников тепла, зависимости теплотехнических свойств стали от температуры [9] при использовании двухмерного шаблона явной разностной схемы, а также обеспечение условия сохранения секундных объёмов в зоне кристаллизации.

В качестве основы для создания математической модели было взято дифференциальное уравнение нестационарной теплопроводности с внутренними источниками тепла, которое в результате преобразований [10] записывается как:

$$\rho_{\text{eff}}(t) \cdot C_{\text{eff}}(t) \cdot (dt / dt) = \text{div}(\lambda_{\text{eff}}(t) \cdot \text{grad}(t)), \quad (1)$$

где $C_{\text{eff}}(t)$ – эффективная теплоемкость металла, Дж/(кг·°C);

$\rho_{\text{eff}}(t)$ – эффективная плотность металла, кг/м³;

$\lambda_{\text{eff}}(t)$ – эффективная теплопроводность металла, Вт/(м·°C);

t – температура, °C.

Для решения уравнения нестационарной теплопроводности (1) предлагается использовать разностный метод, который позволяет определить температурное поле полосы в любой момент времени в течение разливки по всей протяжённости ВЛПА [11]. Структурная схема разработанной модели представлена на рисунке 2.

К исходным данным, используемым моделью в начале расчётов, относятся:

- геометрические размеры разливаемой полосы;
- марка разливаемой стали;
- уровень металла в валках кристаллизатора;
- температура металла в промежуточном ковше;
- начальный шаг расчёта;
- параметры охлаждаемой воды (расход, разность температур на входе и на выходе из валков).

В отличие от разливки на традиционных машинах непрерывного литья заготовки при двухвалковой разливке форма получаемой полосы в продольном сечении по мере движения по кристаллизатору изменяется.

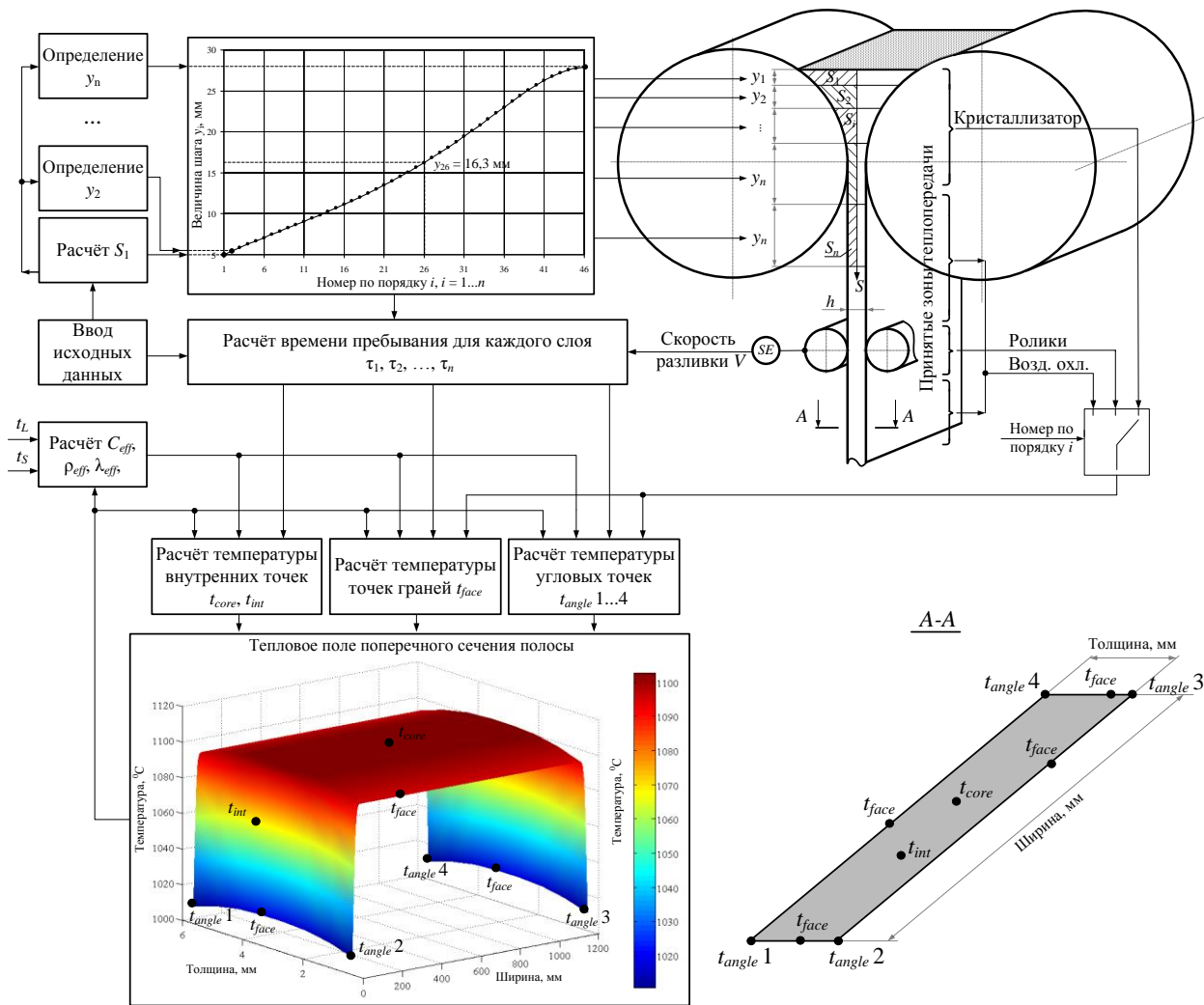


Рисунок 2 – Структурная схема разработанной математической модели

Для описания теплового поля полосы, получаемой при двухвалковой разливке, разностным методом необходимо произвести замену непрерывных пространственных областей сечения полосы на конечную совокупность дискретно расположенных узловых точек в зависимости от размерности и типа выбранной схемы расчёта. При этом расстояние между соседними точками в продольном сечении требуется определять исходя из закона сохранения секундных объёмов, согласно которому объём металла, проходящий в единицу времени через определённое сечение очага деформации, формируемого рабочим инструментом, не меняется при переходе от одного сечения к другому при непрерывном режиме обработки [12]. Математически закон постоянства секундных объёмов выражается соотношением:

$$V_i \cdot S_i = \text{const.} \quad (2)$$

Для выполнения равенства (2) необходимо, чтобы шаг дискретизации в продольном сечении полосы в кристаллизаторе обеспечивал бы постоянство объёма металла, находящегося между слоями, образуемыми узловыми точками в поперечном сечении.

Поскольку ширина полосы является величиной постоянной и зависит только от размеров разливочных валков, то для постоянства объёмов достаточно выполнения условия постоянства площадей образуемых слоёв в продольном сечении полосы. Это сечение является симметричной фигурой, поэтому можно ограничиться рассмотрением только одной из его частей (заштрихованные области разливаемой полосы S_1, S_2, \dots, S_n на рисунке 2). Для выполнения закона сохранения секундных объёмов половину данного сечения требуется разбить на слои таким образом, чтобы площади S_1, S_2, \dots, S_n , расположенные между слоями, были равны. Для этого, зная уровень металла в валках $L_{\text{тол}}$, толщину полосы h и радиус валков R , необходимо задаться величиной начального шага дискретизации y_1 и вычислить площадь S_1 , величина которой будет определять последующие шаги y_2, \dots, y_n . Величина S_1 равна:

$$S_1 = y_1 \cdot \left(R - \frac{h}{2}\right) - \int_{L_{\text{roll}} - y_1}^{L_{\text{roll}}} f(y) dy, \quad (3)$$

где $f(y)$ – уравнение окружности разливочного вала, имеющее вид:

$$(x - x_0)^2 + (y - y_0)^2 = R^2, \quad (4)$$

где x_0, y_0 – координаты центра окружности.

Решив интеграл правой части равенства (3), получена конечная формула для расчёта S_1 :

$$S_1 = y_1 \cdot \left(R - \frac{h}{2}\right) - \int_{L_{\text{roll}} - y_1}^{L_{\text{roll}}} \left[\frac{1}{2} x \sqrt{R^2 - y^2} + \frac{R^2}{2} \arcsin\left(\frac{y}{R}\right) \right]. \quad (5)$$

Зная величину S_1 , находят шаги y_2, y_3, \dots, y_n , которые можно определять либо, выражая соответствующую величину шага из равенства (5), что является достаточно проблематичным, либо одним из методов одномерной оптимизации, минимизируя критерий:

$$(S_1 - S_i) \rightarrow \min.$$

где i – порядковый номер шага, $i = [1, n]$.

Используя данную методику, были определены величины шагов в кристаллизаторе, результаты расчёта представлены в виде зависимости расчётной величины шага y_i от порядкового номера шага i на рисунке 3. При вычислениях были приняты следующие исходные данные:

- радиус разливочных валков $R = 1\,500$ мм, что соответствует параметрам агрегата, функционирующего в г. Крефельд, Германия [13];
- уровень металла в кристаллизаторе $L_{\text{roll}} = 730$ мм;
- толщина разливаемой полосы $h = 6$ мм;
- величина начального шага расчёта $y_1 = 5$ мм.

Поскольку уравнение окружности (4) относится к кривым второго порядка, то полученная зависимость величины шага от уровня металла в валах является нелинейной.

Далее по найденным величинам шагов y_i производится расчёт времен пребывания каждого слоя $\tau_1, \tau_2, \dots, \tau_n$, которые передаются в блоки расчёта температур характерных узловых точек (угловые, внутренние точки и точки поверхности).

Расчёт температур производится разностным методом в соответствии с условиями теплопередачи и эффективными значениями теплотехнических коэффициентов разливаемой стали [14]. Условия теплопередачи определяются в зависимости от расположения сечения по отношению к принятым зонам теплопередачи.

3 Результаты моделирования

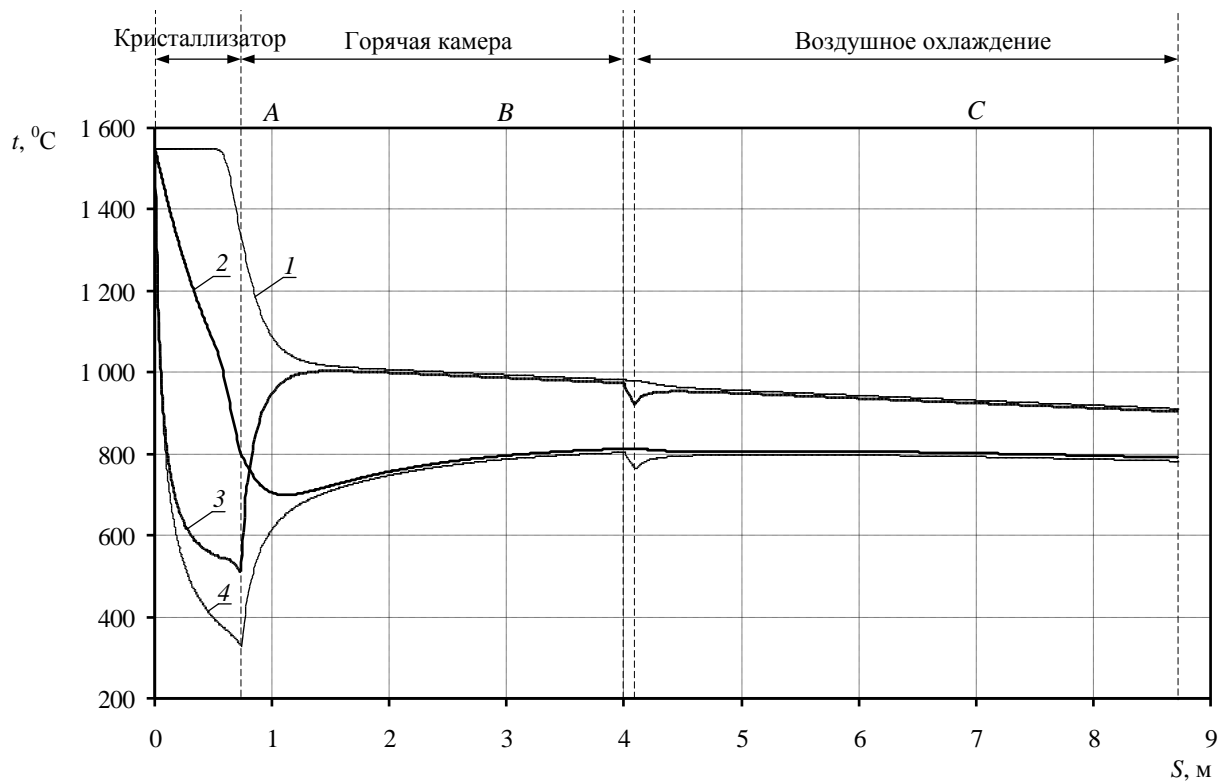
При помощи разработанной математической модели было произведено математическое моделирование температурно-скоростного режима разливки полосы. Реализация модели производилась с использованием разностных схем на языке программирования высокого уровня с учётом требований к режимам в реальном масштабе времени [15]. Рассчитанное тепловое поле полосы вдоль технологической линии ВЛПА до прокатной клетки при скорости разливки 70 м/мин изображено на рисунке 3. Параметры агрегата, а также параметры разливки перечислены выше.

Величина суммарного коэффициента теплоотдачи на участках воздушного охлаждения: $\alpha = 230$ Вт/(м²·К), рассчитанная плотность теплового потока в валах кристаллизатора изменялась от 10 до 30 МВт/м².

4 Заключение

Исследование модели теплового режима разливки показало, что предложенный вид и структура модели обеспечивают высокую точность поведения модели в динамических режимах работы агрегата, что позволяет использовать данную модель при построении автоматизированных систем управления.

Численная реализация модели с использованием разностных схем обеспечивает расчёт в реальном масштабе времени.



1 – температура центра; 2 – температура центра узкой грани;
3 – температура центра широкой грани; 4 – температура ребра

Рисунок 3 – Температурное поле непрерывнолитой полосы, скорость разливки 70 м/мин

Библиографический список

1. Шевченко Е.А. Изучение качества слябовой заготовки, отлитой на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком / Е.А. Шевченко, А.М. Столяров, А.Н. Шаповалов // Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013.– 1. – С. 27-30.
2. Сафонов Д.С. Автоматизация проектирования конструкции секций вторичного охлаждения машины непрерывного литья заготовок / Д.С. Сафонов, О.С. Логунова // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015. – № 1. – С. 111-127.
3. Лехов О.С. Исследование совмещенного процесса непрерывного литья и деформации для производства биметаллических полос /О.С. Лехов, В.В. Турлаев, И.В. Лисин, М.Ю.Туев // Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. – № 4. – С. 69-73
4. Killmore C.R. Development of ultra thin cast strip products by the Castrip process / C.R. Killmore, H. Creely, A. Phillips, H. Kaul // Materials forum volume 32. – 2008. – P. 13-28.
5. Kloss W. Duennbandgiessen mit variablem Giessspalt. Umformtechnische Schriften – Aachen: Shaker Verlag, 2005. – Band 144. – 179 p.
6. Zhang X.M. Modelling of the micro-segregation of twin-roll thin strip casting / X.M. Zhang, Z.Y. Jiang, X.H. Liu, G.D. Wang // Journal of Materials Processing Technology. – 2005. – № 162–163. – P. 591–595.
7. Зиновьев А.В. Моделирование процесса непрерывного литья тонких полос в валковом кристаллизаторе / А.В. Зиновьев, В.С. Савченко, А.А. Бондаренко // Сучасні проблеми металургії. Наукові вісті. Пластична деформація металів. – Дніпропетровськ: «Системні технології», 2005. – Т. 8. – С. 32–36.
8. Гридин А.Ю. Математическое моделирование температурного поля металла и валков в процессе валковой разливки-прокатки/ А. Ю Гридин// Обработка материалов давлением. – 2009. – № 1(20). – С. 75–83.
9. Андреев С.М. Определение коэффициентов аналитических зависимостей теплофизических свойств стали от температуры / М.С. Галдин, С.М. Андреев //Автоматизированные технологии и производства. 2012. – № 4. – С. 118-126.
11. Емельянов В.А. Тепловая работа машин непрерывного литья заготовок. – М.: «Металлургия», 1988. – 143 с.
12. Арутюнов В.А. Математическое моделирование тепловой работы промышленных печей. /

В.А. Арутюнов, В.В. Бухмиров, С.А. Крупенников – М.: «Металлургия», 1990. – 239 с.

13. Целиков А.И. Теория прокатки / А.И. Целиков, А.И. Гришков – М.: «Металлургия», 1970. – 358 с.

14. Коновалов Ю.В. Справочник прокатчика. Справочное издание в 2-х книгах. Книга 1. Производство горячекатаных листов и полос. – М.: «Теплотехник», 2008. – 640 с.

15. Галдин М.С. Исследование теплового режима разлива непрерывнолитых полос по математической модели процесса на валковом литейно-прокатном агрегате / М.С. Галдин, С.М. Андреев // Вестник Иркутского государственного технического университета. – Иркутск: ГОУ ВПО «ИРГУ», – 2013. – № 2. – С. 52-57.

16. Андреев С.М. Математическая модель теплового режима валковой разлива стали / М.С. Галдин, С.М. Андреев // Мехатроника, автоматизация, управление. 2014. № 10. – С. 34-40.

УДК 669.046.01

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ В СИСТЕМЕ V_2O_5-C-Si

Голодова М.А., Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Рыбенко И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, golodova_ma@mail.ru*

Аннотация. Методом термодинамического моделирования выполнен расчет параметров восстановления элементов в системе V_2O_5-C-Si при температурах металлургических процессов. Рассмотрены зависимости процесса восстановления ванадия из его оксидов от температуры и расхода восстановителей.

Ключевые слова: металлургия, ванадий, термодинамическое моделирование, восстановление ванадия.

STUDY OF THE PROCESSES OF RECOVERY ELEMENTS IN THE SYSTEM V_2O_5-C-SI

Marina Golodova, Irina Rogihina, Olga Nohrina, Inna Rybenko

*Siberian State industrial University
Novokuznetsk, Russia, golodova_ma@mail.ru*

Abstract. Method of thermodynamic modeling performed calculation of elements re-recovery options at temperatures of metallurgical processes in the system V_2O_5-C-Si . Reviewed on vanadium recovery from its oxides, from temperatures and reducing consumption.

Key words: metallurgy, vanadium, thermodynamic modeling, recovery of vanadium.

В настоящее время актуальной является задача комплексного вовлечения в сталеплавильное производство первичных и вторичных сырьевых ресурсов. Извлечение из таких материалов компонентов, являющихся ценными легирующими добавками, позволяет повысить эффективность производства с одновременным повышением качества продукции.

Целью проведенного исследования является рассмотрение процессов, проходящих при восстановлении ванадия углеродом и кремнием, как отдельно каждым восстановителем, так и совместно, из пентаоксида ванадия.

Решение задачи по определению условий восстановления ванадия осуществлялось с использованием методов термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах. При реализации термодинамического моделирования использовали готовый программный продукт - программный комплекс «Терра», разработанный в Московском государственном техническом университете, позволяющий на основе принципа максимума энтропии находить равновесный состав многокомпонентной, гетерогенной термодинамической системы для высокотемпературных условий.

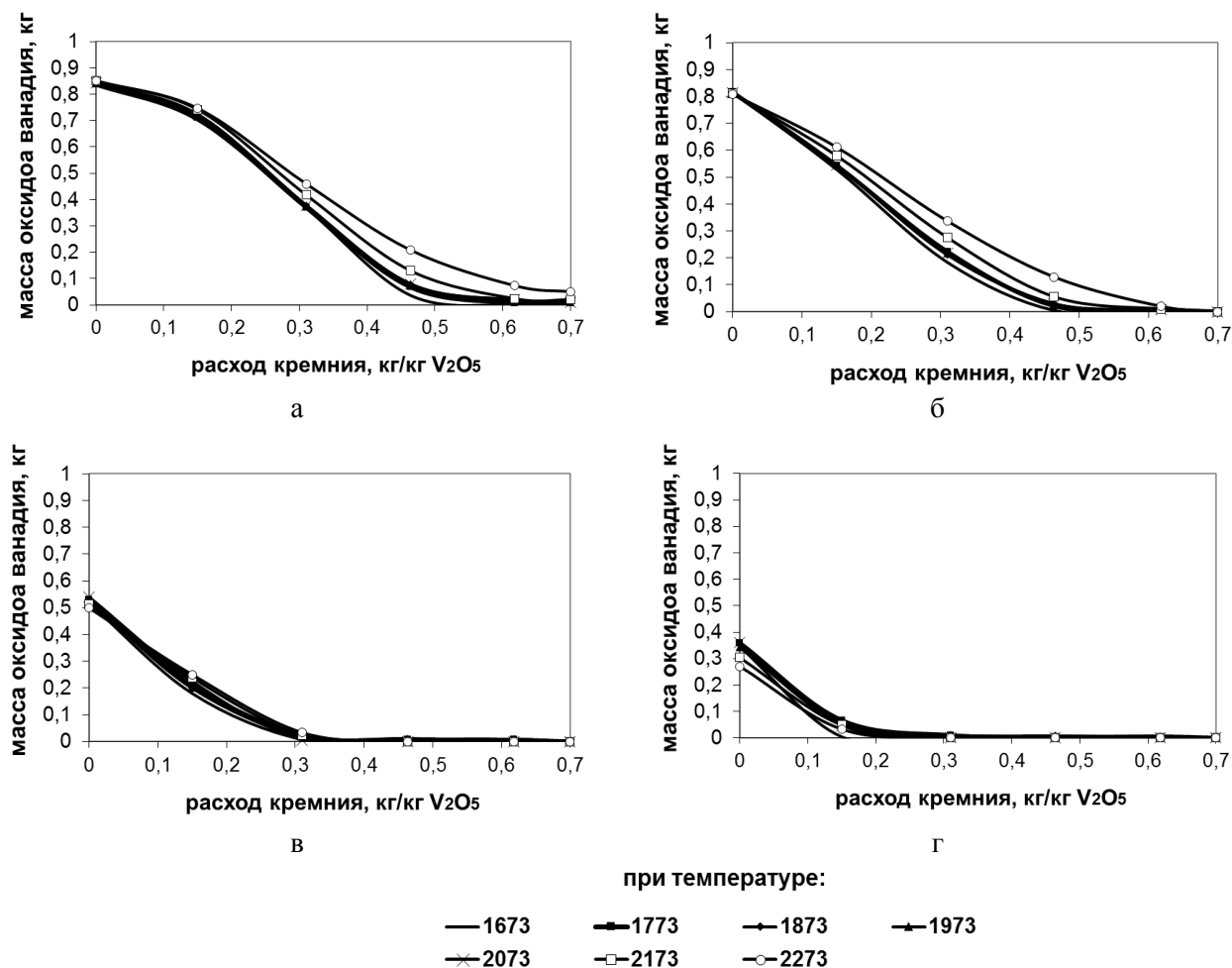
Исследование процесса осуществлялось путем решения модельных задач по определению

условий восстановления ванадия в системах, входной поток которых состоит из совокупности элементов V-O-C-Si, представленной набором веществ $V_2O_5 - nC - mSi$, где n и m – масса углерода и кремния, приходящаяся на 1 кг пентаоксида ванадия. Исходный состав системы формировался заданием значений параметров n , m .

На первом этапе расчетов были определены возможные составы и границы концентрационных областей протекания восстановительных процессов, а также влияние температуры на эти параметры.

Перечень веществ, которые могут образовываться при заданном элементном составе смеси для диапазона температур от 1573 до 2273 К, определили в результате численного моделирования с помощью программного комплекса «Терра». Термодинамически возможное количество веществ, образующихся из указанных элементов для выбранного диапазона температур, составляло величину порядка 20. Все вещества по значению величины концентрации в конечном состоянии делили на значимые и незначимые с порогом различимости 10^{-4} моль/кг смеси. В качестве значимых веществ оказались конденсированные фазы, состоящие из C, V, VC, VO, V_2O_4 , V_2O_3 , V_2O_5 , Si, SiO_2 , SiC и силицидов ванадия и газовая фаза, состоящая из CO, CO_2 , SiO.

Для исследования влияния температуры на процесс восстановления ванадия в системе V_2O_5 -C-Si были проведены расчеты равновесных состояний при температурах от 1673 до 2273 К. При задании минимальной и максимальной температур исходили из значений температур, характерных для процессов внепечной обработки стали, и температуры плавления ванадия, равной 2173 К. Результаты расчетов представлены на рисунке 1.



а – расход углерода 0,05 кг/кг V_2O_5 ; б – расход углерода 0,15 кг/кг V_2O_5 ;
в – расход углерода 0,25 кг/кг V_2O_5 ; г – расход углерода 0,35 кг/кг V_2O_5

Рисунок 1 – Зависимости массы оксидов ванадия от температуры и расходов восстановителей

Анализ полученных результатов показал, что процесс восстановления ванадия из его оксидов не зависит от температуры в интервале от 1673 до 2073 К. Суммарная масса оксидов ванадия в продуктах реакции при температуре ниже 2073 К снижается до нуля при увеличении расхода углерода от

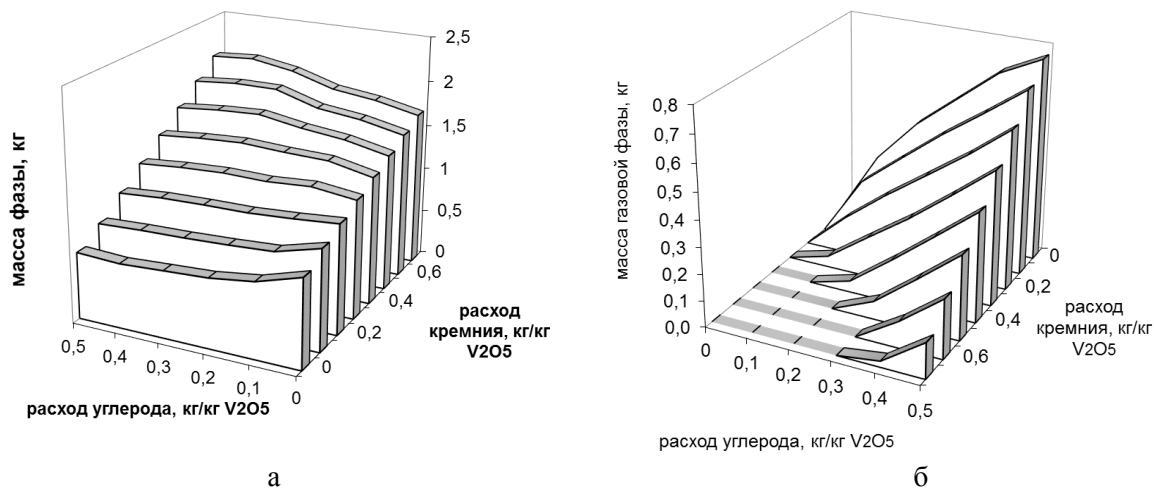
0 до 0,5 кг/кг V_2O_5 , при увеличении расхода кремния от 0 до 0,7 кг/кг V_2O_5 . Процесс восстановления ванадия из пентаоксида ванадия в системе V_2O_5-C заканчивается при удельном расходе углерода 0,5 кг/кг V_2O_5 , а в системе V_2O_5-Si – при удельном расходе кремния 0,7 кг/кг V_2O_5 .

С целью более полного исследования процесса восстановления ванадия в продуктах процесса были выделены конденсированная и газовая фазы и выполнен анализ состава этих фаз.

В состав конденсированной фазы входят оксиды ванадия, карбид и силициды ванадия, карбид кремния, диоксид кремния, ванадий металлический, углерод и кремний. Образующаяся при восстановлении оксидов ванадия газовая фаза состоит из продуктов реакций восстановления оксидов ванадия углеродом и кремнием (CO , CO_2 , SiO) и продукта диссоциации оксидов ванадия – O_2 .

Результаты термодинамических расчетов для системы V_2O_5-C-Si приведены на рисунке 2.

Из представленных зависимостей следует, что масса конденсированной фазы (рисунок 2, а) увеличивается с увеличением расхода кремния и уменьшается с увеличением расхода углерода. Для газовой фазы (рисунок 2, б) зависимость обратная.



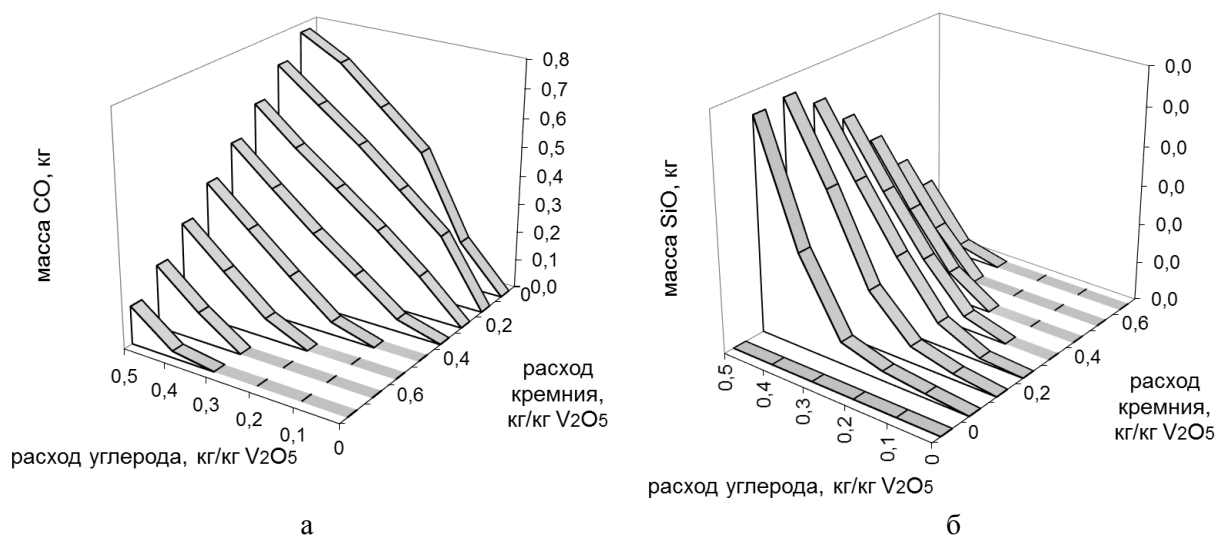
а

б

а – конденсированная фаза; б – газовая фаза

Рисунок 2 – Зависимости массы конденсированной и газовой фаз от расхода восстановителей в системе V_2O_5-C-Si при 1873 К

Как следует из зависимостей, приведенных на рисунке 3, основным компонентом газовой фазы является оксид углерода. Его масса возрастает с увеличением расхода углерода и снижается с увеличением расхода кремния.



а

б

а – масса CO , кг; б – масса SiO , кг

Рисунок 3 – Зависимости массы компонентов газовой фазы от расхода восстановителей в системе V_2O_5-C-Si при 1873 К

Масса SiO увеличивается с увеличением расхода углерода, а при увеличении расхода кремния сначала увеличивается (при удельном расходе кремния не более 0,3 кг/кг V_2O_5), а затем снижается. Масса CO_2 не превышает 0,00003 кг, масса O_2 не превышает 0,03 кг при массе восстановителей, равной нулю, в дальнейшем в газовой фазе он присутствует в виде следов.

Из полученных данных можно сделать вывод, что в системе V_2O_5-C-Si происходит прямое восстановление пентаоксида ванадия углеродом. Кроме того, углерод восстанавливает и образующийся кремнезем.

Результаты расчетов масс продуктов процесса восстановления для системы V_2O_5-C-Si , приведенные на рисунках 4, 5 и 6, показали, что ванадий, восстановленный из пентаоксида ванадия при углеродосиликотермическом восстановлении, находится в основном в виде карбида ванадия и силицидов ванадия.

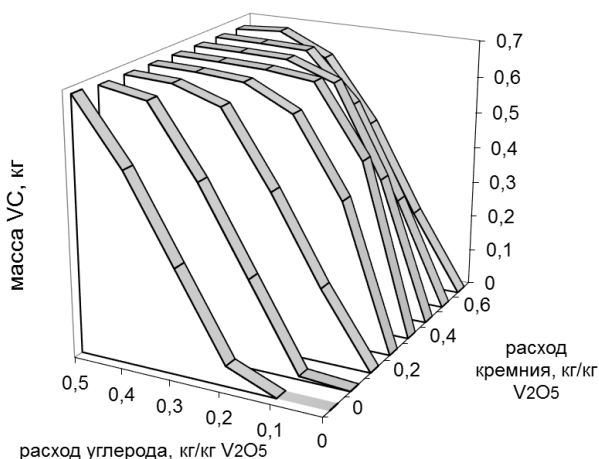


Рисунок 4 – Зависимости массы карбида ванадия от расхода восстановителей в системе V_2O_5-C-Si при 1873 К

Из результатов термодинамических расчетов процесса совместного восстановления ванадия углеродом и кремнием для системы V_2O_5-C-Si следует, что восстановление ванадия из пентаоксида ванадия первоначально проходит с образованием карбида ванадия (рисунок 4), а далее при увеличении расхода кремния более 0,3 кг/кг V_2O_5 образуются также силициды ванадия VSi_2 , V_5Si_3 и V_3Si (рисунок 5).

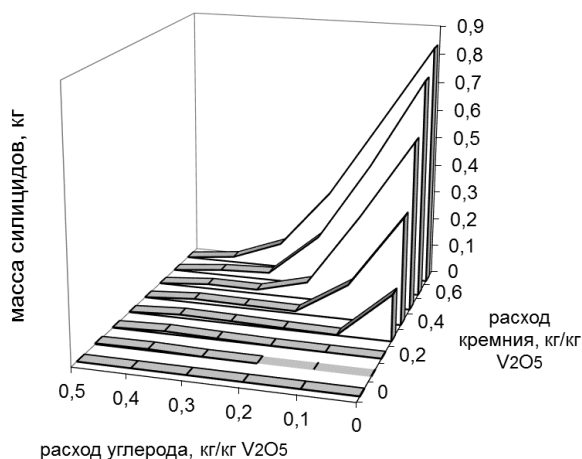


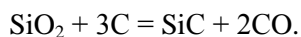
Рисунок 5 – Зависимости массы силицидов ванадия от расхода восстановителей в системе V_2O_5-C-Si при 1873 К

Масса ванадия металлического согласно расчетным данным незначительна и не превышает 8 % от массы восстанавливаемого ванадия. С увеличением удельного расхода кремния эта величина уменьшается в связи с образованием силицидов ванадия (рисунок 6).

Результаты термодинамического моделирования показали, что при углеродосиликотермическом восстановлении ванадия из пентаоксида ванадия углерод является преобладающим восстановителем.

Проведенные термодинамические расчеты показали, что в исследуемой системе в продуктах

восстановления присутствует карбид кремния, образующийся из SiO_2 по реакции:



Согласно зависимости, приведенной на рисунке 7, количество карбида кремния линейно возрастает с увеличением количества вводимых восстановителей.

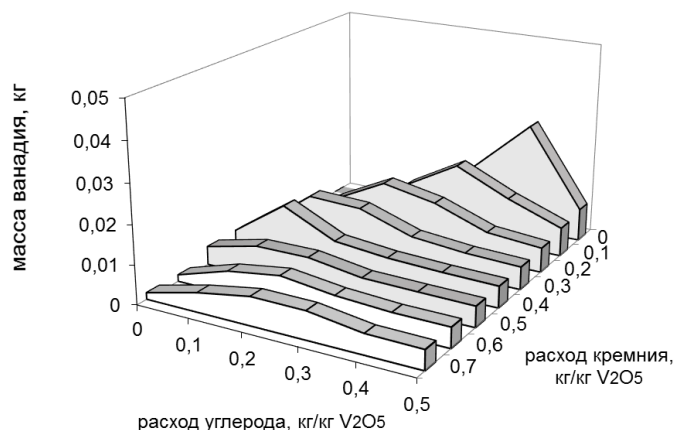


Рисунок 6 – Зависимости массы ванадия металлического от расхода восстановителей в системе $\text{V}_2\text{O}_5\text{--C--Si}$ при 1873 К

Выполненные термодинамические расчеты восстановления ванадия из его оксидов в системе $\text{V}_2\text{O}_5\text{--C--Si}$ показали:

– при температуре от 1673 до 2073 К этот процесс зависит только от расхода восстановителей. Изменение температуры влияния не оказывает.

– восстановление ванадия из пентаоксида ванадия совместно углеродом и кремнием происходит с преимущественным образованием соединений ванадия: карбида ванадия и силицидов ванадия. Масса ванадия металлического незначительна.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что при углеродосиликотермическом восстановлении ванадия углерод является основным восстановителем.

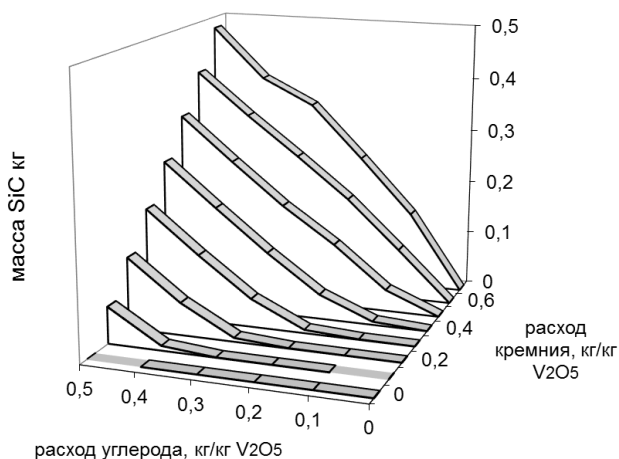


Рисунок 7 – Зависимости массы карбида кремния от расхода восстановителей в системе $\text{V}_2\text{O}_5\text{--C--Si}$ при 1873 К

Библиографический список

1. Голодова М.А. Исследование условий и режимов процесса восстановления ванадия в элементарных системах / М.А. Голодова, И.А. Рыбенко, В.И. Дмитриенко, И.Д. Рожихина // Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 2010. – № 4. – С. 11 – 14.
2. Голодова М.А. Исследование влияния температуры на процесс восстановления ванадия из оксидных систем/ М.А. Голодова, И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, И.А. Рыбенко // «Технические науки – от теории к практике»: сборник статей по материалам XLVIII-XLIX международной научно-практической конференции, № 7 – 8 (44). – Новосибирск, 2015. – С. 70 – 77

МОДЕЛИ ДИССИПАТИВНЫХ СТРУКТУР СТРУЙНО-ЭМУЛЬСИОННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО РЕАКТОРА

Сеченов П.А., Цымбал В.П., Оленников А.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, pavesa89@mail.ru*

Аннотация: В статье рассматриваются диссипативные структуры колонного струйно-эмульсионного реактора (СЭР) на примере зонной и функциональной модели. Основное внимание уделено процессам изменения состава содержания углерода в металле, происходящих в нижней (окислительные процессы) и верхней (восстановительные процессы) зонах колонного СЭР.

Ключевые слова: диссипативные структуры, струйно-эмульсионный реактор, имитационная модель.

DISSIPATIVE STRUCTURE JET EMULSION METALLURGICAL REACTOR

Sechenov P.A., Tsymbal V.P., Olennikov A.A.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, pavesa89@mail.ru*

Abstract: The article describes the structure of the column jet emulsion reactor (JER) on the example of the band and the functional model. The main focus is given to the processes of change in the composition of the carbon content in the metal occurring in the lower (oxidation processes) and upper (reduction processes) zones column JER.

Key words: dissipative structure, jet emulsion reactor, simulation model.

Целью работы является математическое описание процессов изменения состава металла (прежде всего, содержания углерода), протекающих в колонном реакторе СЭР [1, 2]. Ранее [3] были рассмотрены проблемы управления химическим составом металла в струйно-эмульсионном процессе и агрегате СЭР, показано, что это достигается путём режимной организации динамических диссипативных структур, которые могут, существовать только при определенных, достаточно интенсивных, потоках вещества и энергии.

На рисунке 1 показаны зоны, в которых реализуются эти диссипативные структуры. Зоны 1 – 3 в данной статье мы подробно не рассматриваем, это процессы в реакторе-осцилляторе, где осуществляется предварительное сжигание топлива и формируется рабочая смесь (газовзвесь) с газосодержанием порядка 0,99. Эта газовая взвесь через соединительный канал (зона 3) подаётся в зону 4, где кинетическая энергия двухфазного потока превращается в потенциальную энергию.

В представленной статье выделяется задача описания процессов в зонах 4 – 8. Зона 4 играет роль провальной решётки, разделяющей верхнюю (зоны 6 и 7) и нижнюю часть (зоны 5 и 8) этого реактора.

На рисунке 2 представлена функциональная модель процессов в агрегате СЭР. Данная модель отличается от рассмотренной ранее зонной модели более подробным описанием функциональных зависимостей.

В зоне 4 (рисунок 2) в зависимости от крупности кусков руды происходит разделение: «тяжелые» куски попадают в зону 5, а «легкие» (предположительно менее 1 – 2 мм) в зону 6.

Первой задачей является описание динамики усвоения кусковых железорудных материалов. В основу растворения кусков принята следующая гипотеза: считается, что куски представляются в виде шара, а в шаре рассматриваются достаточно тонкие последовательно смываемые слои. В слоях рассматривается баланс энтальпии, необходимый для прогрева и усвоения (смыва) слоя, и поток тепла из окружающей среды, необходимый для обеспечения величины этой энтальпии. Для слоя шара объёмом dV за время dt поступает количество теплоты [4]:

$$dQ = \Delta V \rho c_p T_{пл}, \quad (1)$$

где: ρ – плотность;

c_p – теплоёмкость;

$T_{пл}$ – температура плавления.

С другой стороны, за время dt через площадь поверхности S данного слоя шара поступает из окружающей среды с температурой $T_{среды}$ количество теплоты [4], в соответствии с соотношением (2):

$$dQ = \alpha_T (T_{среды} - T_{слоя}) S dt, \quad (2)$$

где α_T – коэффициент теплоотдачи;

$T_{среды}$ – температура среды;

$T_{слоя}$ – температура слоя.

Из (1) и (2) уравнений получаем:

$$\Delta V_{сл} \rho c_p T_{пл} = \alpha_T (T_{среды} - T_{слоя}) S \tau. \quad (3)$$

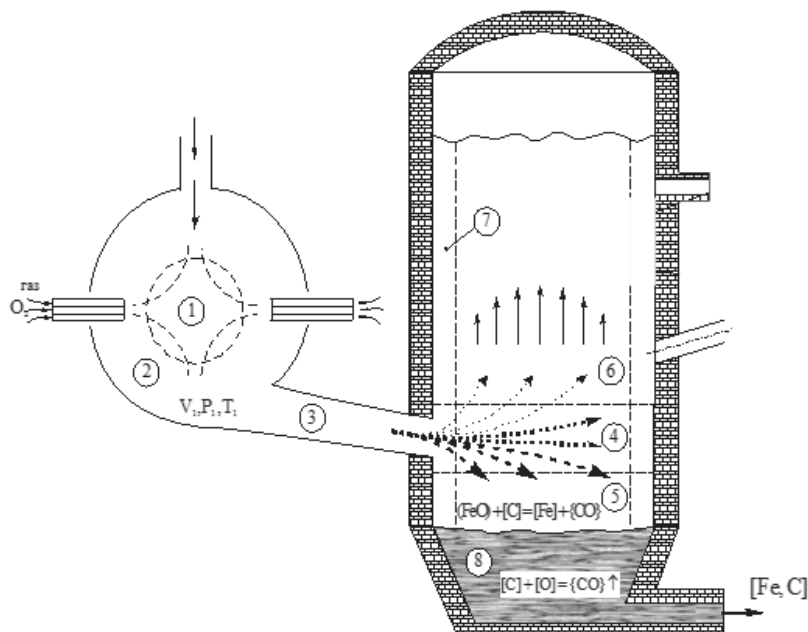


Рисунок 1 – Зонная модель струйно-эмульсионного реактора

Данные по теплофизическим константам α_T , ρ , c_p , $T_{пл}$ взяты из источников [4, 5]. Отсюда находится время растворения слоя по формуле (4):

$$\tau = \frac{\Delta V_{сл} \rho c_p T_{пл}}{q_{вн} S}. \quad (4)$$

Тогда время растворения шара, вычисляется по формуле:

$$\tau_{шара} = \sum_{i=1}^n \tau_{слоя}, \text{ где } n = \frac{r_{шара}}{\Delta r}. \quad (5)$$

Передача тепла в шаре, происходит по следующей схеме: пока внешний слой расплавляется, следующий за ним слой нагревается, как показано на рисунке 3.

Для i -го слоя, время, за которое i -ый слой расплавится, рассчитывается по следующим формулам:

$$\tau_{распл, i} = \frac{\Delta V_{сл} \rho c_p T_{пл}}{\alpha (T_{среды}^i - T_{слоя}^i) S}, \text{ где } T_{слоя}^i = \frac{T_{среды}^i + T_{нагр, i-1}}{2}. \quad (6)$$

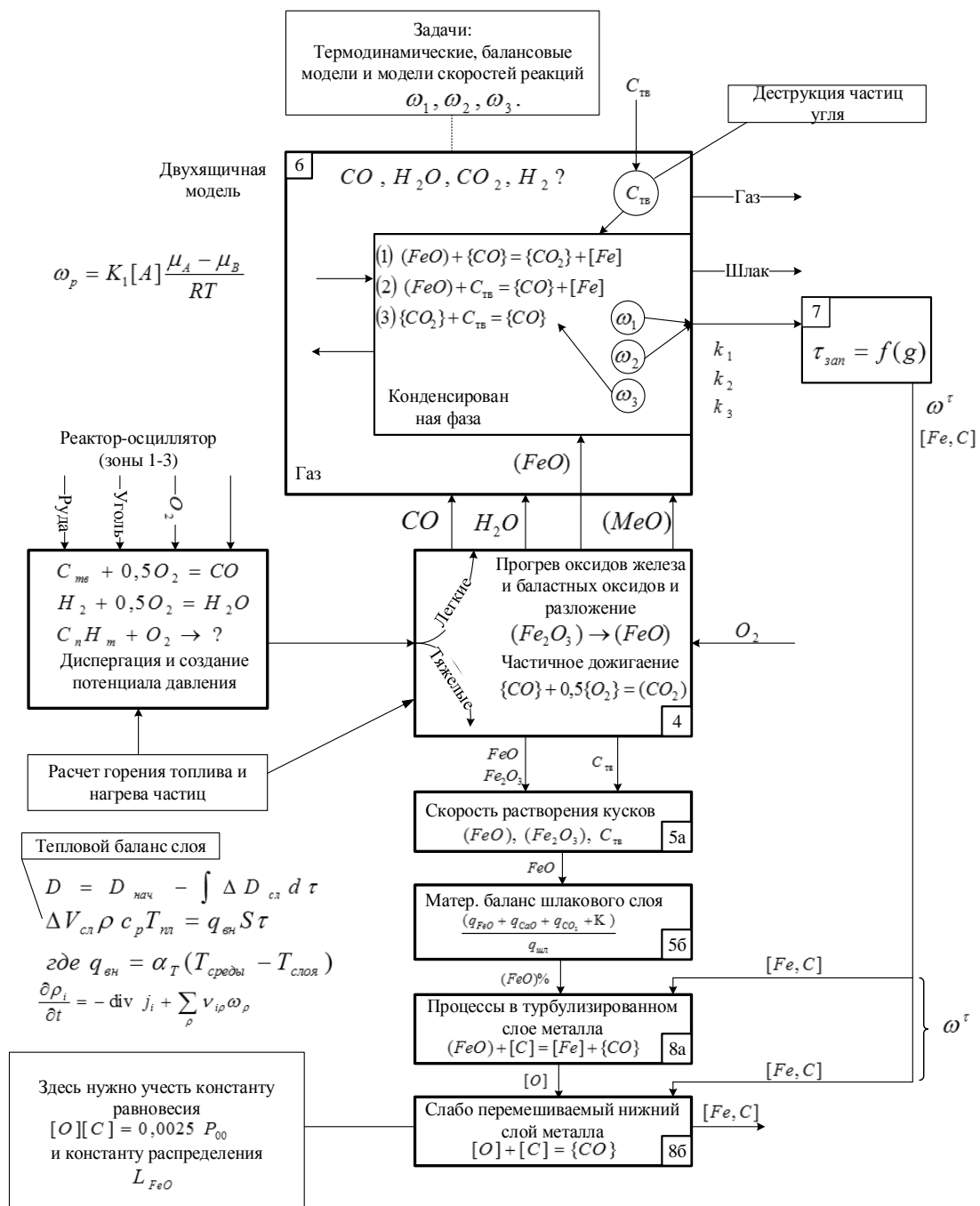
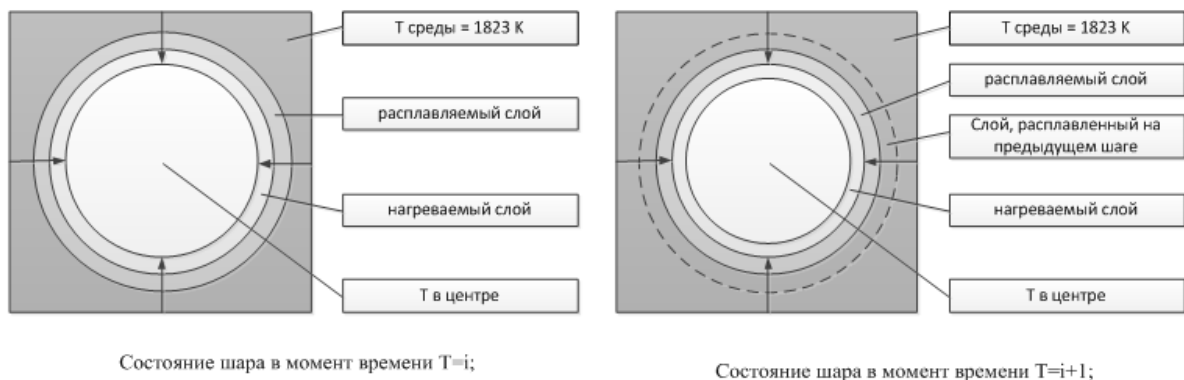


Рисунок 2 – Функциональная модель струйно-эмульсионного реактора



Состояние шара в момент времени $T=i$;

Состояние шара в момент времени $T=i+1$;

Рисунок 3 – Состояние куска на i и $i+1$ шаг

Температура нагреваемого слоя вычисляется по формуле:

$$T_{\text{нагр},i} = \frac{\alpha (T_{\text{слоя}}^i - T_{\text{слоя}}^{i+1}) S \tau_{\text{распл},i}}{\Delta V \rho c_p}, \text{ где } T_{\text{слоя}}^{i+1} = \frac{T_{\text{слоя}}^i + T_{\text{нагр},i-1}}{2}. \quad (7)$$

Совокупность растворяющихся кусков руды поступает в зону 5б, которую можно рассматривать в виде следующей модели (рисунок 4).

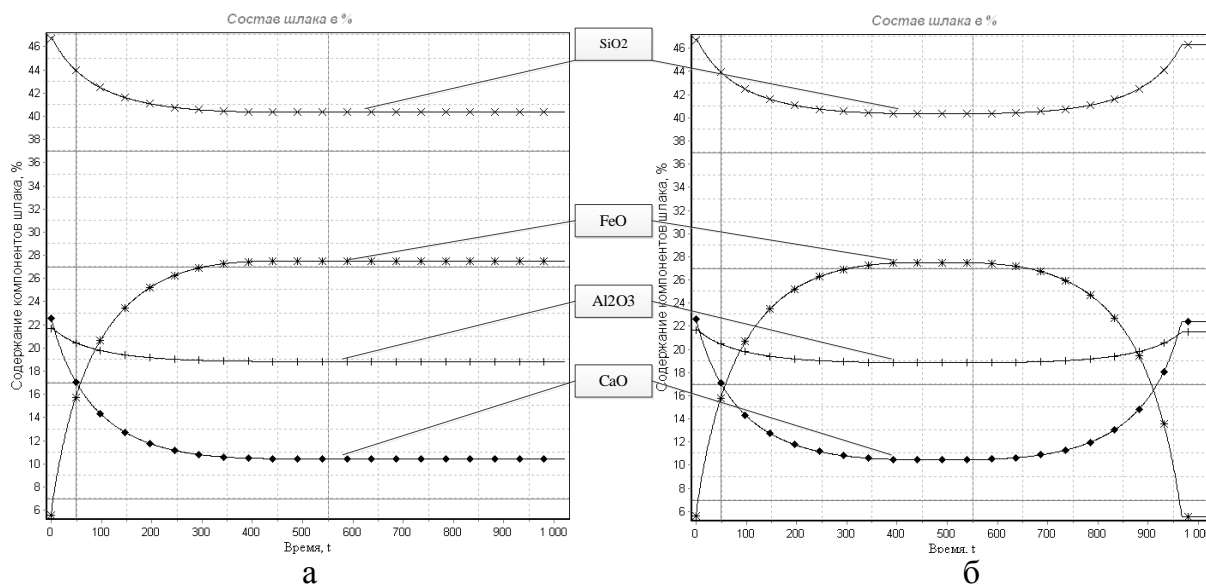


Рисунок 4 – Изменение процентного содержания основных компонентов шлака при постоянном ступенчатом изменении подачи железной руды (а) и прекращении подачи по достижении среднего времени расправления кусков (б)

По формуле (8) находят процентный состав вещества в шлаке:

$$x_i = \frac{x_i + dx_i}{\sum_{i=1}^n (x_i + dx_i)}, \quad (8)$$

где: x_i – масса вещества i в шлаке;

dx_i – прирост массы вещества i из расплавленного слоя руды;

$\sum_{i=1}^n (x_i + dx_i)$ – общая масса шлака.

Прирост массы вещества i из расплавленного слоя руды, рассчитывается по формуле:

$$dx_i = \frac{4}{3} \pi \Delta R^3 \rho n, \quad (9)$$

где: ρ – плотность руды;

n – количество шаров приходящихся на массу;

$\Delta R = R_{i-1} - R_i$ – изменение радиуса на предыдущем и текущем шаге.

Делается допущение, что интенсивность расходования кислорода из шлака в металл, вследствие увеличения градиента концентраций между шлаком $(\text{FeO})_{\text{Ш}}$ и металлом $[\text{O}]_{\text{М}}$ определяется процессом турбулентной диффузии:

$$V_{\text{O}_2} = \beta_{\text{МШ}} [(\text{FeO})_{\text{Ш}} - \frac{72}{16} [\text{O}]_{\text{М}}]. \quad (10)$$

В приведённых ниже результатах исследования сделано предположение, что половина поступающего кислорода расходуется на реакцию обезуглероживания в металле, а другая половина на до-

жигание CO до CO₂ в газовой фазе.

На рисунке 4 представлено изменение основных компонентов шлака: FeO, SiO₂, CaO, Al₂O₃ при ступенчатом (20 % от общей подачи) изменении подачи (рисунок 4, а) (при средней величине диаметра куска 0,05 м) и при импульсном (рисунок 4, б).

Изменение FeO в шлаке влияет на скорость массопереноса оксида железа FeO из шлака в металл, и «естественно» на скорость изменения содержания углерода в металле (зона 8, рисунок 1).

Процессы, происходящие в зонах 5 – 8, определяют динамику изменения состава шлака в нижней части зонной модели колонного СЭР [6] и являются преимущественно окислительными.

Процессы, происходящие в зоне 6, определяют динамику изменения состава конденсированных веществ в верхней части реактора, и являются преимущественно восстановительными из-за огромной поверхности взаимодействия.

Ниже рассматривается постановка задачи (зоны 6, 7) аналогичная подходу с использованием «первых принципов», в качестве которой рассматриваются: взаимодействие дисперсных частиц шихты (руда, уголь) и продуктов реакций (металл, шлак, газ). В качестве основной элементарной ячейки рассматривается процесс обтекания дисперсной частицы вертикальным потоком газа.

Для решения этой задачи разработан специальный алгоритм, реализующий подход, аналогичный методу Монте-Карло.

На рисунке 5 представлены силы, действующие на частицу: сила давления потока F_C, направленная снизу вверх, сила тяжести F_G и архимедова сила F_A. В зависимости от соотношения этих сил частица может подниматься, опускаться или оставаться неподвижной.

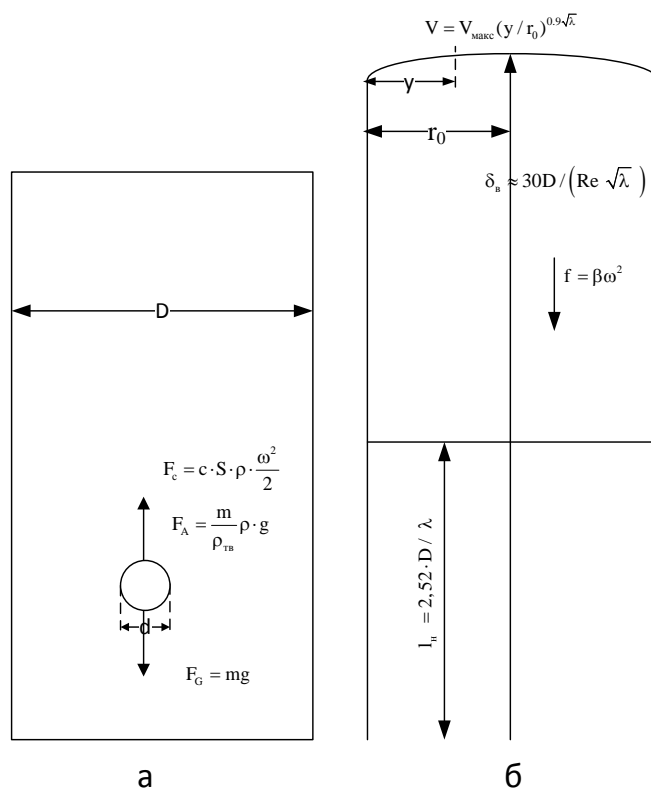


Рисунок 5 – Силы, действующие на частицу в гравитационном сепараторе (а), эпюра скоростей для турбулентного течения (б)

В условиях динамического равновесия принцип Д’Аламбера для движущейся частицы приводит к уравнению [7]:

$$F_G - F_C - F_A = m \frac{d\omega_{TB}}{dt}, \quad (11)$$

где ω_{TB} – скорость движения сферической частицы.

Сила тяжести выражается как:

$$F_G = mg, \quad (12)$$

где g – ускорение свободного падения.

Сила давления потока:

$$F_c = c \cdot S \cdot \rho \cdot \frac{\omega^2}{2}, \quad (13)$$

где S – площадь сечения обтекаемого тела по миделю (площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную векторам скорости набегающего потока);

ρ – плотность смеси;

ω – скорость потока смеси;

c – коэффициент лобового сопротивления, который зависит от формы обтекаемого тела и числа Рейнольдса. Для сферических частиц в турбулентном режиме, коэффициент $c = 0,44$.

Подъемная или архимедова сила:

$$F_A = \frac{m}{\rho_{\text{ТВ}}} \rho \cdot g. \quad (14)$$

Из уравнений (12) – (14) получим:

$$\frac{d\omega_{\text{ТВ}}}{dt} = g \left(1 - \frac{\rho}{\rho_{\text{ТВ}}} \right) - \frac{c \cdot \rho \cdot \omega^2}{2 \cdot m} \cdot S. \quad (15)$$

Перейдём к рассмотрению соударений частиц. В имитационной модели различают два типа соударений: упругие (для нерасплавленных частиц) и неупругие (для расплавленных частиц). Для неупругого соударения, скорость объединенной частицы:

$$\omega = \frac{m_1 \bar{\omega}_1 + m_2 \bar{\omega}_2}{m_1 + m_2}. \quad (16)$$

Для упругих ударов из закона сохранения импульса и энергии получим:

$$\begin{aligned} \omega_1 &= \bar{\omega}_1 \frac{(m_1 - m_2)}{(m_1 + m_2)} + \bar{\omega}_2 \frac{2m_2}{(m_1 + m_2)}, \\ \omega_2 &= \bar{\omega}_1 \frac{2m_1}{(m_1 + m_2)} + \bar{\omega}_2 \frac{(m_2 - m_1)}{(m_1 + m_2)}. \end{aligned} \quad (17)$$

Процессы, происходящие в верхней части реактора определяют процесс изменения состава конденсированных веществ и являются преимущественно восстановительными.

Здесь возможны следующие основные реакции:



С учетом этих реакций, были выбраны следующие механизмы взаимодействия частиц.

Каждые две секунды в колонный реактор попадают частицы железной руды с диапазоном радиусов 0,1 – 2 мм, распределенные по нормальному закону. Состав железной руды и газов, поступающих в реактор, взят в соответствии с термодинамическими и балансовыми расчетами [2, 8]. Зависимость скорости растворения частицы от радиуса взята из работы [6], более подробное решение этой задачи заслуживает отдельного внимания [9].

Кроме того в реактор поступают твердые частицы углерода. При встрече двух частиц типа: железная руда – железная руда, углерод – углерод и железная руда – углерод удары считаются упругими. Как только частица железной руды расплавилась более чем на 50 % при встрече железная руда – углерод, удар считается неупругим. При встрече двух частиц типа шлак-шлак и железо-железо, удары неупругие. После того как конкретная частица железной руды расплавилась, образуется две новые частицы: железо и шлак, средний состав и плотность которых принимается в соответствии с расчетами баланса и термодинамики, а затем разыгрывается по нормальному закону распределения.

Модели растворения кусков руды в зависимости от радиуса, изменения содержания основных компонентов в шлаке, гравитационного сепаратора позволяют более адекватно отразить механизмы круговорота веществ через зоны 6, 7, 8, 5, что в конечном итоге влияет на содержание C в металле.

Библиографический список

1. Цымбал В.П., Мочалов С.П., Калашников С.Н. Модели и механизмы самоорганизации в технике и технологиях. В 3-х.: Ч. III. Примеры реализации идей и принципов синергетики: Учеб. Пособие / Под редакцией В.П. Цымбала. СибГИУ. – Новокузнецк, 2005. 264 с.
2. Цымбал В.П. Мочалов С.П., Рыбенко И.А. и др. Процесс СЭР– металлургический струйно-эмульсионный реактор / Под ред. В.П. Цымбала. – М: «Металлургиздат», 2014. – 488 с.
3. Цымбал В.П., Кожемяченко В.И., Рыбенко И.А. и др. Использование принципов самоорганизации и диссипативных структур при создании нового струйно-эмульсионного металлургического процесса / Сборник трудов 13-го Международного конгресса сталеплавильщиков (г. Полевской, 12 – 18 октября 2014 г.), Москва – Полевской, 2014. С. 472-477.
4. Телегин А.С., Швыдкий В.С., Ярошенко Ю.Г. Тепло-массообмен: Учебник для вузов. – М.: Металлургия, 1995. – 400 с.
5. Процесс Ромелт / Под ред. В.А. Роменца – М.: МИСИС, Издательский дом «Руда и металл», 2005. – 400 с.
6. Сеченов П.А., Оленников А.А., Цымбал В.П. Исследование динамики изменения состава шлака в зонной модели колонного струйно-эмульсионного реактора. // Творческое наследие В.Е. Грум-Гржимайло: история, современное состояние, будущее. В 2 ч. Часть 2. Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве. УрФУ. Екатеринбург, 2014. С. 105-110.
7. Сеченов П.А., Цымбал В.П. Постановка задачи создания имитационной модели гравитационного сепаратора в колонном реакторе агрегата СЭР. // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве (ТИМ-2015) Сборник докладов IV Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием, посвященной 95-летию кафедры и университета. 2015. С. 114-119.
8. OreEnrichmentRequiredforaSelf-OrganizingJet-EmulsionReactor / V.P. Tsymbal, S.P. Mochalov, M.S. Parovinchakidr. // SteelinTranslation. – 2009. – Vol. 39 No 4. – 310-312с.
9. Калашников С.Н., Ермакова Л.А., Мочалов С.П. Математическая модель и методика решения задачи нестационарного теплообмена совокупности частиц пылевидных железосодержащих материалов. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2001. – № 6. – С. 67-71.

УДК 669.02.001

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕТЕРОГЕННОГО СЕПАРАТОРА В АГРЕГАТЕ СЭР И ПРОБЛЕМА ПРИМЕНЕНИЯ УРАВНЕНИЯ НАВЬЕ-СТОКСА

Цымбал В.П., Сеченов П.А., Оленников А.А., Падалко А.Г.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, tsymbal33@mail.ru*

Аннотация: При математическом описании важной диссипативной структуры (гравитационного сепаратора) в самоорганизующемся струйно-эмульсионном реакторе создана имитационная модель, которая основана на использовании «первых принципов» и метода статистических испытаний Монте-Карло. В качестве первого уровня рассматриваются дисперсные частицы шихты и продуктов реакций, а также все возможные варианты их превращений и взаимодействий.

Ключевые слова: диссипативная структура, имитационная модель, метод Монте-Карло, дисперсные частицы, взаимодействия, гетерогенный поток, турбулентная вязкость.

SIMULATION OF HETEROGENEOUS SEPARATOR UNIT AND THE PROBLEM OF SER NAVIER-STOKES EQUATIONS

V.P. Tsymbal, P.A. Sechenov, A.A. Olennikov, A.G. Padalko

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, tsymbal33@mail.ru*

Abstract: In the mathematical description of the important dissipative structures (gravity separator) in self-organizing jet-emulsion reactor created a simulation model, which is based on «first principles» and

method Monte Carlo. As the first level are considered the dispersed particles of the charge and reaction products, as well as all possible transformations and their interactions.

Key words: dissipative structure, simulation model, the Monte Carlo method, dispersed particles interact, heterogeneous flow, turbulent viscosity.

В результате многолетней работы коллектива ученых, производственников и проектировщиков был создан и доведен до уровня крупномасштабной опытной установки на Запсибметкомбинате [1 – 3] новый металлургический процесс и агрегат СЭР (самоорганизующийся струйно-эмульсионный реактор).

При создании этого агрегата была предпринята попытка использования некоторых идей теории самоорганизации (синергетики), таких как принципы подчинения и наименьшего принуждения, большого отклонения от термодинамического равновесия и др. Для реализации этих принципов удалось использовать ряд интересных физических эффектов, таких как диспергация шихты встречными струями газа, создание самоорганизующегося реактора-осциллятора за счет использования эффекта критического истечения двухфазного потока и обратной связи по изменению газосодержания продуктов реакций, нижняя подача рабочей смеси из реактора-осциллятора в колонный реактор, организация внутреннего пневмотранспорта рабочей смеси.

Сочетание этих факторов и мероприятий позволило создавать в агрегате динамические диссипативные структуры, что привело к резкому уменьшению удельного объема агрегата (в 10 – 15 раз) и обеспечило значительную гибкость управления, в том числе соотношением скоростей восстановительных и окислительных реакций, что обеспечивает возможность прямого получения металла с широким диапазоном содержаний углерода.

Естественно, что важнейшим моментом реализации рассматриваемого процесса являются математические модели. Зонная модель процесса была рассмотрена ранее [2, 3]. Ниже мы остановимся на одной из важнейших диссипативных структур – гравитационном сепараторе, который образуется в вертикальном колонном реакторе при определенных режимах течения двухфазного потока рабочей смеси, подготовленной в реакторе-осцилляторе.

Имитационная модель гравитационного сепаратора

При создании и математическом описании этой важной диссипативной структуры, предназначенной для разделения металла, шлака и газа, удалось реализовать имитационную модель, основанную на использовании «первых принципов». В данном случае в качестве первого уровня рассматриваются дисперсные частицы шихты и продуктов реакций, а также все возможные варианты их превращений и взаимодействий. Ядром этой модели является процесс обтекания конденсированной частицы вертикальным потоком газа.

Прежде всего, рассмотрим механизм витания и взаимодействия дисперсных частиц шихты и продуктов реакции в вертикальном потоке несущего газа.

На рисунке 1 представлены силы, действующие на частицу: сила давления потока F_C , направленная снизу вверх, сила тяжести F_G и архимедова сила F_A . В зависимости от соотношения этих сил частица может подниматься, опускаться или оставаться неподвижной.

В условиях динамического равновесия принцип Д'Аламбера для движущейся частицы приводит к уравнению [4]:

$$F_G - F_C - F_A = m \frac{d\omega_{TB}}{dt} \quad (1)$$

где ω_{me} – скорость движения сферической частицы.

Сила тяжести выражается как:

$$F_G = mg \quad (2)$$

Сила давления потока:

$$F_C = cS\rho \frac{\omega^2}{2} \quad (3)$$

где S – площадь сечения обтекаемого тела по миделю (площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную векторам скорости набегающего потока);

ρ – плотность смеси;

ω – скорость потока смеси;

c – коэффициент лобового сопротивления, который зависит от формы обтекаемого тела и числа Рейнольдса. Для сферических частиц в турбулентном режиме, коэффициент $c=0,44$.

Подъёмная или архимедова сила:

$$F_A = \frac{m}{\rho_{\text{ТВ}}} \rho g \quad (4)$$

Из уравнений (1) – (4) получим:

$$\frac{d\omega_{\text{ТВ}}}{dt} = g \left(1 - \frac{\rho}{\rho_{\text{ТВ}}} \right) - \frac{c\rho\omega^2}{2m} S \quad (5)$$

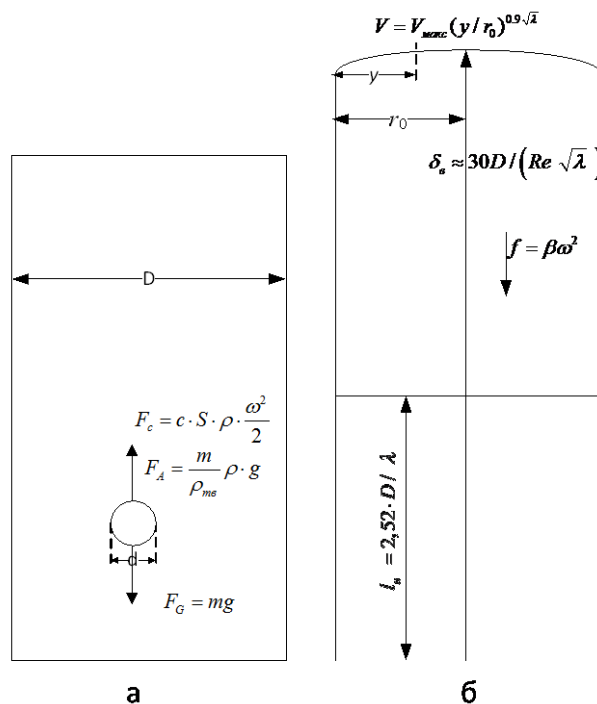


Рисунок 3 – Силы, действующие на частицу в гравитационном сепараторе (а), эпюра скоростей для турбулентного течения (б)

Параболическое распределение скоростей при турбулентном движении в круглых трубах наступает не у самого начала трубы, а на некотором расстоянии l_n от входного сечения, которое находят по формуле [5]:

$$l_n = 2,52D / \lambda, \quad (6)$$

где D – диаметр канала;

λ – коэффициент Дарси.

Для турбулентного движения определить коэффициент Дарси, можно по формуле Г. Блазиуса:

$$\lambda = 0,3164 / \text{Re}^{0,25}, \quad (7)$$

Эпюру скоростей рассчитываем по формуле Альтшуля [6]:

$$V = V_{\text{макс}} \left(y / r_0 \right)^{0,9\sqrt{\lambda}}. \quad (8)$$

где y – расстояние от точки, в которой рассчитывается скорость до стенки трубы;

r_0 – радиус колонного реактора.

Нормальный закон распределения для гранулометрического состава руды, угля и других частиц генерируется с использованием метода Неймана.

Перейдём к рассмотрению соударений частиц. В имитационной модели различают два типа ударений: упругие (для нерасплавленных частиц) и неупругие (для расплавленных частиц). Для не-

упругого соударения, скорость объединенной частицы:

$$\omega = \frac{m_1 \overline{\omega_1} + m_2 \overline{\omega_2}}{m_1 + m_2} \quad (9)$$

Для упругих ударов из закона сохранения импульса и энергии получим:

$$\omega_1 = \overline{\omega_1} \frac{(m_1 - m_2)}{m_1 + m_2} + \overline{\omega_2} \frac{2m_2}{(m_1 + m_2)}$$

$$\omega_2 = \overline{\omega_1} \frac{2m_1}{(m_1 + m_2)} + \overline{\omega_2} \frac{(m_2 - m_1)}{(m_1 + m_2)} \quad (10)$$

Процессы, происходящие в верхней части реактора [1, 2], определяют характер изменения состава конденсированных веществ и являются преимущественно восстановительными.

Здесь возможны следующие основные реакции:



На основе данных реакций, были выбраны следующие механизмы взаимодействия частиц. В нижнюю часть колонного реактора с потоком газа подаются частицы железной руды заданного грануляционного состава, согласно нормальному закону распределения. Состав железной руды и газов, поступающих в реактор, взят в соответствии с термодинамическими и балансовыми расчетами [7]. Зависимость скорости растворения частицы от радиуса взята из работы [8]. Кроме того в реактор могут поступать твердые частицы углерода. При встрече двух частиц типа: железная руда – железная руда, углерод – углерод и железная руда – углерод удары считаются упругими. Как только частица железной руды расплавилась более чем на 50% при встрече железная руда – углерод удар считается неупругим. При встрече двух частиц типа шлак-шлак и железо-железо, удары неупругие. После того как конкретная частица железной руды расплавилась, образуется две новые частицы: железо и шлак, средний состав и плотность которых принимается в соответствии с расчетами баланса и термодинамики, а затем разыгрываются по нормальному закону распределения.

На рисунке 2 представлен фрагмент работы созданной имитационной модели, а также графическое представление результатов моделирования.

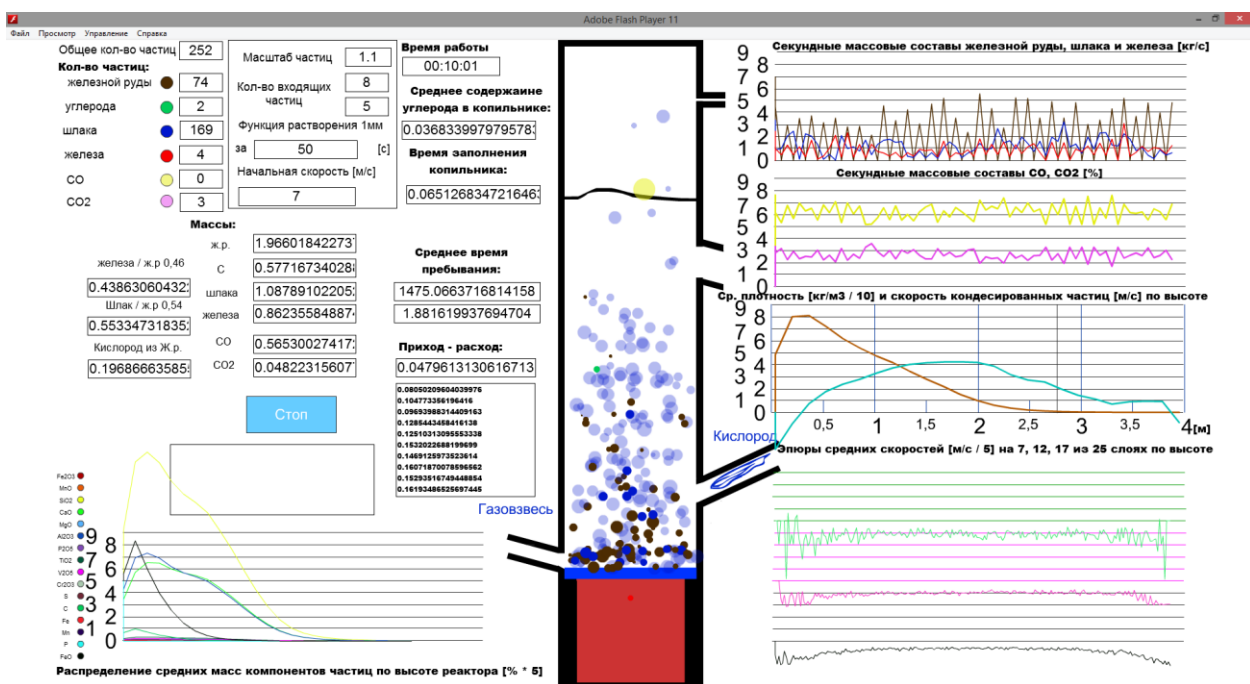


Рисунок 2 – Фрагмент реализации имитационной модели гравитационного сепаратора

Наряду с отображением результатов движения и взаимодействия частиц, выводится информация: об общем количестве частиц в реакторе, количестве частиц железной руды, углерода, шлака, железа, CO, CO₂; средние массы за минуту железной руды, шлака и железа; графики массового содержания соответствующих частиц. Также предусмотрена возможность изменения количества подаваемых частиц железной руды и углерода.

Тестирование показало работоспособность данного алгоритма и удовлетворительное совпадение конечных результатов имитационного моделирования с законом сохранения вещества. Созданная имитационная модель, являющаяся в определенной степени заместителем объекта, позволяет наглядно изучать механизм процессов в гравитационном сепараторе при разном гранулометрическом составе, оценивать среднее время пребывания частиц, определять средний расход частиц железа и шлака, при различном заданном количестве частиц углерода.

Задача обтекания частицы и турбулентная вязкость

Естественно, что проблема течения даже гомогенного турбулентного потока является достаточно сложной, в нашем же случае имеет место обтекание частицы гетерогенным потоком. Очевидно, что замкнутое аналитическое решение такой задачи вряд ли возможно, особенно, если учесть, что, как показала О.А. Ладыженская [9], для случая турбулентного движения единственного решения уравнения Навье-Стокса для общего вида начальных и граничных условий не существует. В связи с этим, одним из возможных подходов, как показано выше на примере создания конкретной имитационной модели гравитационного сепаратора, является декомпозиция этой проблемы на две задачи:

– задача обтекания конкретной частицы потоком на достаточно коротком интервале длины, зависящим от уровня турбулентности;

– статистическое моделирование характера взаимодействия частиц методом Монте-Карло.

Поэтому очень важно понять, что такое турбулентная вязкость и коэффициент вязкого трения в уравнении Навье-Стокса.

Дж. Стокс получил решение задачи обтекания сферического тела вязкой жидкостью, нашел распределение поля скоростей вокруг шарика и силу, действующую на него (закон Стокса):

$$F = 6\pi\eta Rv_0 \quad (11)$$

где R – радиус частицы;

v_0 – скорость движения шарика относительно жидкости.

При обтекании тела наряду с лобовым сопротивлением могут возникнуть составляющие вязких сил, ортогональные к вектору скорости движения тела относительно жидкости (подъемная сила по Жуковскому).

Обычная вязкость – это макроскопическое проявление молекулярного движения и перемешивания. Если в жидкости формируются макроскопические пульсации, это приводит к перемешиванию в макроскопических масштабах и приводит к изменению вязких сил, в частности сил увлечения, с которыми поток действует на обтекаемое тело и стенки труб.

Поэтому уравнение (11) для одной частицы, также как и приведенное ниже [9] уравнение для поля давлений $p(\vec{\tau}, t)$ и поля скоростей $\vec{U}(\vec{\tau}, t)$

$$\rho \left[\frac{\partial \vec{U}(\vec{\tau}, t)}{\partial t} + (\vec{U}(\vec{\tau}, t), \vec{\nabla}) \vec{U} = -\vec{\nabla} p - \eta \Delta \vec{U}(\vec{\tau}, t) \right] \quad (12)$$

справедливы, только если скорость не превышает критического значения, определенного числом Рейнольдса, т.е. пока линии тока реальных течений не становятся «извилистыми».

Л. Прантль в 1925 г. предложил формулу для *турбулентной вязкости* [9]:

$$\eta_T = l^2 \left| \frac{\partial \bar{U}}{\partial y} \right| \quad (13)$$

где l – длина перемешивания, определенная из опыта;

\bar{U} – среднее значение скорости потока, а Т. фон Карман, основываясь на предположении о подобии пульсации скорости в различных точках жидкости, пришел к выводу, что касательные напряжения (вязкие силы) зависят только от средней скорости и ее производных и дополнил выражение Прантля соотношением для длины перемешивания

$$l \cong k \left| \frac{\partial \bar{U}}{\partial y} / \frac{\partial^2 \bar{U}}{\partial y^2} \right| \quad (14)$$

где k – безразмерный коэффициент.

В этих выражениях сформулированы два важных понятия: длина перемешивания (корреляционная длина поля турбулентных пульсаций) и свойство подобия пульсаций скорости. Интересно подчеркнуть, что О.А. Ладыженская также показала, как надо «подправить» уравнение Навье-Стокса, чтобы его однозначная разрешимость была доказана. Для этого нужно постоянный коэффициент вязкости η заменить на зависящий от поперечных градиентов скорости потока:

$$\eta \rightarrow \tilde{\eta} = \eta \left[1 + \beta \left(\frac{\partial U_i}{\partial x_k} + \frac{\partial U_k}{\partial x_i} \right) \right] \quad (15)$$

где β – некая величина, такая, что поправочное слагаемое в квадратных скобках вступает в силу только при резких изменениях вязкости в соседних слоях жидкости.

Эвристическая ценность этого соотношения, особенно, если его рассматривать вместе с формулой Прантля и дополнением Т. фон Кармана, заключается в том, что *понятие турбулентной вязкости следует рассматривать как результат коллективного поведения совокупностей частиц или их ансамблей и прежде всего пульсаций скорости.*

Тем более это важно для гетерогенного потока.

Турбулентную вязкость можно изучать, измеряя силу увлечения обтекаемого тела потоком, который удобно характеризовать одним параметром – числом Рейнольдса.

Наиболее простой подход – измерение силы, действующей на обтекаемый цилиндр. Вместо силы [9] принято фиксировать коэффициент увлечения C_d , представляющий собой отношение силы, действующей на цилиндр, к величине $\rho v_0^2 D l$ (D – диаметр, l – длина цилиндра), характеризующей силу давления, оказываемого потоком на ортогональное к нему сечение цилиндра:

$$C_d \approx \frac{F_\eta}{\rho v_0^2 D l} \quad (16)$$

Так как, вязкая сила, действующая в ламинарном потоке на обтекаемый цилиндр, пропорциональна коэффициенту вязкости и средней скорости, как и в законе Стокса $F = 6\pi\eta R v_0$, то с учетом (16) в ламинарном потоке коэффициент увлечения должен убывать с ростом v_0 : $C_d \approx 1/v_0$.

Имеются данные [9] экспериментально измеренного коэффициента увлечения в функции числа Рейнольдса (см. рисунок 3). В этом же литературном источнике приведены картины обтекания цилиндра при различных числах Рейнольдса, а также делается заключение, что длина перемешивания l в формуле Прантля должна меняться не монотонно в зависимости от числа Re . Немонотонное изменение величины l свидетельствует о наличии перестроек в турбулентных структурах, т.е. возникновение и разрушение некоторого порядка в турбулентных пульсациях, что подтверждается также характером зависимости коэффициента увлечения от Re (рисунок 3).

Основные выводы и направления исследований

С учетом показанного выше опыта имитационного моделирования и представленных рассуждений, позволивших несколько прояснить понятие турбулентной вязкости, в том числе для гетерогенного потока, определена постановка задач и направлений дальнейших исследований.

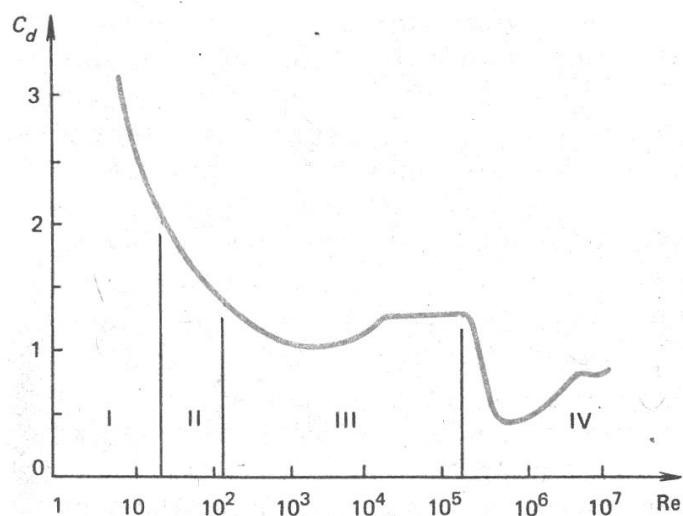
1. Совершенствование разработанной имитационной модели движения вертикального потока двухфазной среды (газовзвеси дисперсных частиц шихты и продуктов реакций) применительно к колонному реактору агрегата СЭР:

- проверка соответствия статистических результатов этой модели законам сохранения;
- получение конкретных статистических закономерностей: эпюр скоростей по радиусу и высоте, плотности смеси, времени пребывания частиц шихты, продуктов реакций и др.

2. Создание аналогичной имитационной модели для системы – воздух, вода, твердые частицы, применительно к автоматизированной установке физического моделирования и привязка полученных на ней результатов к числу Рейнольдса:

- исследование вязкости через скорость опускания шарообразных частиц, а также измерение коэффициента (силы) увлечения;
- исследование скорости диффузии (скорости растворения) шарообразных частиц при разных

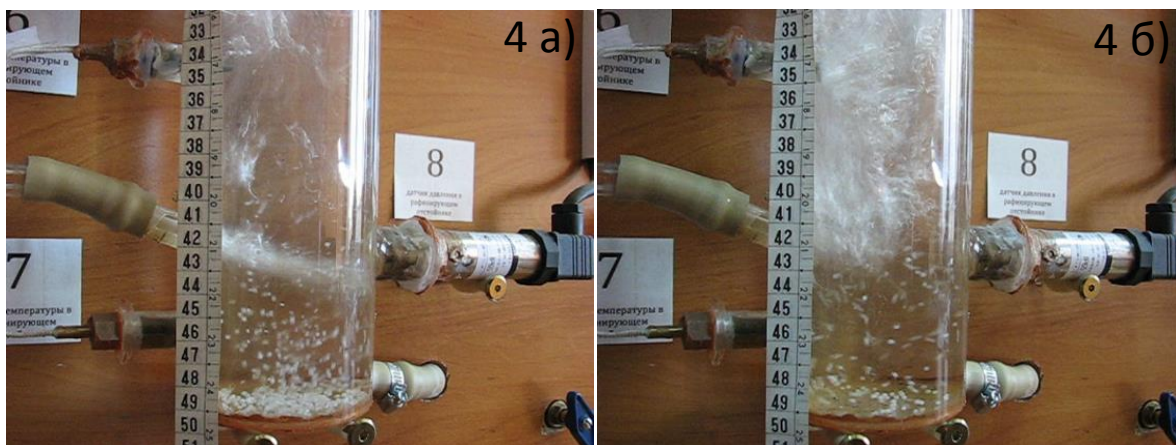
числах Рейнольдса, проверка зависимости между вязкостью и коэффициентом диффузии;
 – измерение размеров и скоростей пульсации при разных числах Рейнольдса для обоснования применимости соотношений (13) и (14).



I – ламинарный поток; II – вырожденная турбулентность; III – частично упорядоченная (умеренная) турбулентность; IV – сильная турбулентность

Рисунок 3 – Коэффициент увлечения как функция числа Рейнольдса

На рисунке 4 представлен фрагмент эксперимента по определению турбулентной вязкости на установке физического моделирования.



а – начало подачи газозвеси (газ и вода) в колонный реактор (вода и частицы); б – турбулентные потоки газозвеси и твердых частиц

Рисунок 4 – Фрагмент эксперимента по определению турбулентной вязкости на установке физического моделирования

3. Перенос этих результатов на модель реального агрегата и получение обобщенных закономерностей для решения задач подобного типа.

Для решения этой задачи планируется использовать разработанную на кафедре ИТМ автоматизированную установку низкотемпературного физического моделирования, благодаря созданию которой имеется возможность проверить адекватность специально созданной аналогичной имитационной модели для системы – воздух, вода, твердые частицы, и также привязать их к числу Рейнольдса с целью возможного переноса на реальный процесс.

Есть основания надеяться, что в результате этих экспериментов, а также накопления статистик по результатам машинных экспериментов на имитационной модели будут получены обобщенные закономерности для решения задач подобного типа.

Библиографический список

1. Цымбал В.П. Мочалов С.П., Рыбенко И.А. и др. Процесс СЭР – металлургический струйно-эмульсионный реактор /Под ред. В.П. Цымбала. – М: «Металлургиздат», 2014. – 488 с.
2. V.P. Tsybal, S. P. Mochalov, K. M. Shakirov Controlling the Composition of the Metal in the Direct Reduction of Dust-Sized Materials and Waste Products in a Jet-Emulsion Reactor. Springer Journals, 2015, Vol. 59, pp 119-125: <http://link.springer.com/article/10.1007/s11015-015-0070-0>.
3. В.П. Цымбал, В.И. Кожемяченко, И.А. Рыбенко и др. Использование принципов самоорганизации и диссипативных структур при создании нового струйно-эмульсионного металлургического процесса. /Сборник докладов международной научно-практической конференции. Творческое наследие В. Е. Грум–Гржимайло. Часть 1. – Екатеринбург: УрФУ, 2014. – с.486-495.
4. Лавренко А.Т. Автореферат диссертации магистра: «Анализ работы сепаратора прямого коксового газа». [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://www.uran.donetsk.ua>.
5. Гидравлика Часть 1. Методические материалы по курсу «Гидравлика» Крамаренко В.В. Савичев О.Г – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2009. – 124 с.
6. А.Д. Альтшуль, В.И. Калицун, Ф.Г. Майрановский, П.П. Пальгунов. Примеры расчетов по гидравлике. Учебное пособие для вузов. Под ред. А.Д. Альтшуля. М., Стрйнздат, 1977. – 248 с.
7. OreEnrichmentRequiredforaSelf-OrganizingJet-EmulsionReactor / V.P. Tsybal, S.P. Mochalov, M.S. Parovinchakidr. // SteelinTranslation. – 2009. – Vol. 39 No 4. – 310-312 с.
8. Сеченов П.А., Олеников А.А., Цымбал В.П. Исследование динамики изменения состава шлака в зонной модели колонного струйно-эмульсионного реактора. Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве. УрФУ,– Екатеринбург, 2014. – С. 105 – 110.
9. Бакай А.С., Сигов Ю.С. Многоликая турбулентность.– М.:Знание, 1980, 48 с.

УДК 662.782:669.15.198

СОВРЕМЕННЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К УГЛЕРОДИСТЫМ ВОССТАНОВИТЕЛЯМ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТЕХНИЧЕСКОГО КРЕМНИЯ ВЫСОКОЙ ЧИСТОТЫ

Страхов В.М., Ёлкин К.С.

*ОП «Кузнецкий центр» АО «ВУХИН»,
г. Новокузнецк, Россия, vuhin2013@yandex.ru
ООО «РУСАЛ ИТЦ»,
г. Красноярск, Россия, Konstantin.Elkin@rusal.com*

Аннотация: Выполнен анализ качества малозольных углей и полукоксов с позиции требований к углеродистым восстановителям в производстве технического кремния. Даны перспективы их использования для выплавки кремния повышенной чистоты.

Ключевые слова: каменные угли и полукоксы, вещественный состав и физико-химические свойства.

MODERN REQUIREMENTS TO THE CARBONACEOUS REDUCING AGENT FOR THE PRODUCTION TECHNICAL SILICON OF HIGHE PURITY

Strakhov V.M., Elkin K.S.

*Kuznetsk Centre, JSC «VUKHIN»,
Novokuznetsk, Russia
«RUSAL Engineering and Techology Center ITC,
Krasnoyarsk, Russia*

Abstract: The analysis of the quality of low-ashcoals and char from the perspective of the requirements for carbon reductant in the manufacture of silicon Given the prospects of their use for melting high purity silicon.

Key words: fossil fueils and coal char, the material composition and physico-chemical properties.

Повышенные требования к качеству технического кремния на рынке металлов отражаются и на требованиях, которые предъявляются к шихтовым материалам и, прежде всего, к углеродистым восстановителям. Применяемая в качестве восстановителей большая группа углеродистых материалов не в полной мере удовлетворяет требованиям технологии и экономики производства кремния [1 – 3]. Следует учитывать, что доля стоимости восстановителей в себестоимости кремния составляет около 25 – 35 %. Поэтому важную роль в выборе восстановителя будет играть его дешевизна и недефицитность

Углеродистые восстановители с позиции предъявляемых к ним требований можно разделить на две основные группы. К первой группе относятся восстановители, качество которых однозначно влияет на технико-экономические показатели производства кремния. К их качественным характеристикам относятся: содержание углерода, реакционная способность, удельное электросопротивление, механическая и термическая прочность, склонность к графитации, пористость, удельная поверхность и т.д. Ко второй группе восстановителей относятся те, которые прежде всего влияют на сортность производимого кремния из-за содержания в них вредных (лимитирующих) примесей, главным образом, оксидов железа, алюминия, кальция, титана и бора. Технологическая и экономическая эффективность использования этих материалов будет определяться совокупностью свойств углеродистых восстановителей обеих групп.

Следует более подробно остановиться на общей характеристике применяемых восстановителей, а именно:

– *нефтяной кокс*, самый чистый по примесям восстановитель, но имеет самую низкую химическую активность и кроме того он легко графитируется при высоких температурах и становится электропроводным [4 – 6];

– *древесный уголь*, самый активный и достаточно чистый по примесям восстановитель, стоимость его углерода самая высокая. Он механически слабый, легко измельчается при подготовке к плавке и в самой печи, нарушая газопроницаемость шихты [2, 7]. Качество древесного угля постоянно ухудшается. Высококачественный древесный уголь отсутствует на свободном рынке, что приводит к необходимости частичной, а иногда и полной его замене на другие более лучшие по качеству восстановители;

– *угли низкой стадии метаморфизма*, используемые без термической обработки, в том числе и в качестве альтернативной замены древесному углю, ввиду их большого разнообразия по качеству и химическому составу золы, требуют всестороннего изучения их физико-химических свойств и влияния на условия и показатели восстановительной плавки [7 – 9];

– *продукты термической обработки каменных углей* (полукокса и кокса), недавно появившиеся на рынке восстановителей, также требуют изучения, как способов их получения с целью минимизации ухудшения качества материалов, так и поведения в процессе получения кремния. В дальнейшем это могут быть многофункциональные восстановители, обладающие одновременно высокой химической активностью и достаточной чистотой по примесям [10].

Кузнецким центром АО «ВУХИН» совместно с ООО «РУСАЛ ИТЦ» проведен анализ качества большой группы углеродистых восстановителей, применяемых в настоящее время и намечаемых к использованию в ближайшей перспективе в производстве кремния. Одновременно была дана сравнительная оценка других широко используемых восстановителей, в частности, каменных углей Кузбасса.

Результаты исследований углеродистых материалов представлены в таблице 1.

Длиннопламенные угли Кузбасса (шахты Листвяжная и Егоровская) имеют достаточно низкую зольность (3,2 и 4,4 % соответственно), пониженное содержание серы, стабильные выход летучих веществ и содержание углерода. Они имеют достаточно высокую реакционную способность (4,3 и 5,1 см³/г·с) и очень большое удельное электросопротивление (У.Э.С.). Однако химический состав золы не позволяет их самостоятельно применять при производстве чистых по содержанию железа сортов кремния.

Каменный уголь Шубаркольского месторождения (Казахстан) отличается низкой зольностью (A^d в среднем 2,6 %), с колебаниями от 1,7 % до 4,1 %. Высокий выход летучих веществ не позволяет иметь содержание углерода (C_{fix}) выше 56 %. В то же время его У.Э.С. и реакционная способность достаточно высоки и сопоставимы с таковыми аналогичных по марке каменных углей Кузбасса. Низкое содержание железа в золе (0,326 кг/100 кг «С») позволяет использовать их для получения чистых сортов кремния.

Каменный уголь из Колумбии, поставляемый в Европу торговыми фирмами Thyssen Krupp Min Energy GmbH (Германия) и Garsia – Munte Energie, S.L. (Испания), характеризуется очень низкой зольностью (A^d в среднем 1 %) и выходом летучих веществ на уровне 39 – 40 %. Содержание фикси-

рованного углерода составляет в среднем 59,5 %. Угли Колумбии имеют невысокую реакционную способность (1,05 – 1,09 см³/г·с). У них самое низкое из всех углей содержание в золе железа (в среднем 0,263 кг/100 кг «С») и бора 90,0048 кг/100 кг «С») и поэтому они могут использоваться для получения особо чистых сортов кремния.

Таблица 1 – Физико-химические свойства восстановителей

| Показатели | Восстановители | | | | | | | | |
|---|---------------------------|---------------------------|---------------------------|--|-----------------------------------|---------------------------|---------------------------|-------------------------------|---------------------------------|
| | Нефтяной кокс АНХК | Уголь Кузбасса | | Уголь Колумбии, поставщик | | Уголь Казахстана | | Карбонизат | |
| | | ш. Листвяжная | ш. Егоровская | Thyssen Krupp Min Energy GmbH Германия | Garsia Munte Energi, S.L. Испания | ТОО «KAZ Феррит», Комир» | «Шубарколь Комир» | ООО «Хим. Углерод», Казахстан | ЗАО «Карбоника – Ф», Красноярск |
| Технический анализ, %: W ^f | 3,7 | 4,6 | 8,4 | 11,2 | 11,8 | 10,67 | 12,6 | 1,96 | 1,68 |
| A ^d | 0,10 | 3,16 | 4,40 | 1,00 | 1,20 | 2,50 | 2,68 | 5,65 | 8,40 |
| V ^{daf} | 8,14 | 42,40 | 42,0 | 40,10 | 39,72 | 42,57 | 44,10 | 1,96 | 1,00 |
| S ^d | 1,50 | 0,15 | 0,30 | 0,40 | 0,49 | 0,14 | 0,40 | 0,30 | 0,31 |
| Содержание углерода (C _{fix}), % | 91,8 | 55,8 | 55,4 | 59,3 | 59,6 | 56,0 | 54,4 | 92,5 | 90,7 |
| Реакционная способность по CO ₂ при 1000°C, (R _{CO2}) см ³ /г·с | 0,36 | 4,30 | 5,10 | 1,01 | 1,09 | 4,51 | 4,44 | 4,44 | 1,53 |
| Удельное электро-сопротивление по классу 6-3 мм при p=0,2 кг/см ² , Ом·см | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | более 1,9·10 ⁶ | 7,24 | 10,31 |
| Пористость, % | 21,8 | 16,9 | 13,8 | 18,9 | 18,7 | 19,5 | 20,5 | 52,4 | 55,7 |
| Химический состав золы, %/кг на 100 кг углерода: | <u>13,77</u> | <u>16,80</u> | <u>15,91</u> | <u>11,20</u> | <u>12,36</u> | <u>6,25</u> | <u>6,61</u> | <u>4,50</u> | <u>7,08</u> |
| Fe ₂ O ₃ | 0,015 | 0,951 | 1,263 | 0,189 | 0,248 | 0,279 | 0,326 | 0,275 | 0,656 |
| | <u>5,67</u> | <u>26,63</u> | <u>24,98</u> | <u>30,23</u> | <u>30,52</u> | <u>25,10</u> | <u>30,10</u> | <u>27,30</u> | <u>27,96</u> |
| Al ₂ O ₃ | 0,006 | 1,507 | 1,983 | 0,511 | 0,613 | 1,119 | 1,484 | 1,668 | 2,589 |
| | <u>4,26</u> | <u>11,95</u> | <u>14,60</u> | <u>3,64</u> | <u>3,42</u> | <u>6,89</u> | <u>3,95</u> | <u>6,77</u> | <u>6,34</u> |
| CaO | 0,0046 | 0,677 | 1,159 | 0,061 | 0,069 | 0,307 | 0,195 | 0,414 | 0,587 |
| | <u>0,16</u> | <u>0,78</u> | <u>0,82</u> | <u>0,83</u> | <u>0,77</u> | <u>0,75</u> | <u>0,79</u> | <u>0,79</u> | <u>0,95</u> |
| TiO ₂ | 0,00017 | 0,044 | 0,065 | 0,014 | 0,0155 | 0,0334 | 0,0389 | 0,0483 | 0,0880 |
| | <u>0,03</u> | <u>0,16</u> | <u>0,17</u> | <u>0,35</u> | <u>0,18</u> | <u>0,07</u> | <u>0,06</u> | <u>0,10</u> | <u>0,097</u> |
| B | 0,00003 | 0,0091 | 0,0135 | 0,0059 | 0,0036 | 0,0031 | 0,0030 | 0,0061 | 0,0090 |

Продукты термической обработки каменных углей (карбонизаты) были представлены двумя предприятиями: ООО «ХимУглерод» (Казахстан) и ЗАО «Карбоника – Ф» (г. Красноярск). Оба материала получены из углей Шубаркольского месторождения. Они характеризуются повышенной зольностью (5,65 и 8,40 % соответственно). Продукты имеют пониженный выход летучих веществ (V^{daf} от 1,0 до 1,96 %), и по этому показателю больше относятся к коксам, чем к полукоксам. Высокая готовность (по выходу летучих веществ) кокса ЗАО «Карбоника-Ф» способствовала упорядочению структуры углерода в нем, что и привело к его уплотнению и понижению реакционной способности. У.Э.С. полученного продукта на порядок превышает этот показатель других продуктов пиролиза каменного угля. Содержание примесей в золе соответствует качеству поставляемых на переработку каменных углей. Их технологическое применение может определяться задачами производственного характера в соответствии с количеством вносимых ими примесей.

Количество примесей, содержащихся в золе углеродистых восстановителей, существенно

влияет на качество и технологические результаты производства кремния. Если количество железа, бора, титана, а точнее их оксидов, находящиеся в шихтовых материалах, влияют на качество кремния, то повышенное содержание в золе восстановителей оксида алюминия помимо качества кремния, влияет и на показатели выплавки кремния, так как на восстановление алюминия энергетические затраты на 28 % выше, чем на восстановление кремния.

Сегодня, когда производители стремятся выходить на рынок с кремнием благоприятного химического состава по примесям, имеет значение количество вносимого бора. Из представленных материалов относительно низкое содержание бора в золе наблюдается в углях Казахстана и продуктах их переработки (0,06 – 0,10 %). Более высокое содержание бора отмечается в углях Колумбии (от 0,18 до 0,35 %), однако из-за низкой зольности количество бора на 100 кг углерода сопоставимо с таковым каменных углей Шубаркольского месторождения: 0,0036 – 0,0059 против 0,0030 кг. В углях Кузбасса содержание бора на 100 кг углерода в 2 – 4 раза выше, чем в углях Казахстана и Колумбии.

Выводы

1. Результаты выполненных исследований каменных углей и продуктов их пиролиза свидетельствуют о том, что в перспективе следует систематически изучать вещественный состав и физико-химические свойства восстановителей, особенно вновь предлагаемых. Это позволит выбрать наиболее качественный уголь и спрогнозировать эффективность его использования.

2. При выборе восстановителя для получения кремния высокого качества, например, с низким содержанием железа, следует учитывать, что до 27 – 30 % железа может вноситься кварцитом, остальное – восстановителями, в том числе и с минимальной зольностью (угли Колумбии). При получении кремния специального качества можно использовать относительно высокозольные сорта углей (ш. Листвяжная, Кузбасс), с учетом того, что ими будет вноситься до 53 % железа.

Использование каменных углей, содержащих повышенное количество оксида алюминия в золе (более 28 %) следует ограничивать, так как это приводит к образованию тугоплавких шлаков за счет недовосстановленного оксида алюминия, что препятствует нормальному выходу кремния из печи. По этой же причине следует ограничивать использование углей, содержащих в золе повышенное количество оксида кальция (более 10 %).

3. Для повышения качества продуктов пиролиза каменных углей – полукокса или кокса – предпочтительно применять угли Шубаркольского месторождения с зольностью не более 3 %. Для увеличения реакционной способности карбонизата необходимо производить полукоксы с выходом остаточных летучих веществ на уровне 6 – 8 %.

Библиографический список

1. Катков О.М. Выплавка технического кремния. Изд. 2. Иркутский гос. техн. университет, 1999. – 243 с.
2. Зельберг Б.И., Черных А.Е., Елкин К.С. Шихта для электротермического производства кремния. – Челябинск: Металл, 1994. – 320 с.
3. Воробьев В.П., Кожевников Г.Н., Зельберг Б.И., Ренкачишек В.А., Ратманов В.Н. К вопросу выбора углеродистых восстановителей при получении технического кремния // Цветные металлы. – 1986. – № 8. – С. 49 – 51.
4. Ёлкин К.С., Федоров Н.И., Спорыхин В.Е., Черевко А.Е., Страхов В.М., Суровцева И.В. Промышленный опыт использования нефтяного кокса в производстве высокопроцентного ферросилиция // Кокс и химия. – 2009. – № 11. – С. 24 – 29.
5. Уткин Ю.А., Янко Э.А., Носырев В.С., Соловейчик Э.Я., Страхов В.М., уривцева И.В. Об оценке качества нефтяных коксов, используемых в алюминиевой промышленности // Кокс и химия. – 2011. – № 6. – С. 23 – 26.
6. Страхов В.М., Минаев В.М., Меньшенин В.М. Малозольные углеродистые восстановители и их использование вместо кокса при выплавке ферросплавов // Кокс и химия. – 1990. – № 3. – С. 14 – 18.
7. Страхов В.М., Суровцева И.В., Ёлкин Д.К., Елкин К.С., Черевко А.Е. углей марки СС в производстве технического кремния // Кокс и химия. – 2012. – № 2. – С. 11 – 14.
8. Варюшенков А.М., Меньшиков П.С., Сметанин В.Н. Применение каменноугольного концентрата в качестве восстановителя при выплавке кремния // Цветная металлургия. – 1987. – № 1. – С. 43 – 45.
9. Варюшенков А.М., Исаева В.П., Хренникова Л.П., Иванов В.П. Исследование каменных углей Кузбасса в качестве восстановителей при производстве кремния Сб. «Совершенствование производства алюминиевых сплавов и полуфабрикатов» ВАМИ, Ленинград, 1983. – С. 57 – 60.
10. Воробьев В.П. «Карборундсодержащий углеродистый восстановитель – высокоэффектив-

УДК 669.02.001

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЛАВЛЕНИЯ КЛАСТЕРОВ НАНОСПЛАВА $Cu_{1-x}Au_x$

Картавых Е.А., Байдышев В.С.

Хакасский государственный университет им. Н.Ф. Катанова
г. Абакан, Россия, bayd_vs@mail.ru

Аннотация: Методом молекулярной динамики с использованием модифицированного потенциала сильной связи TB-SMA исследованы границы термодинамической стабильности исходной ГЦК фазы в кластерах наносплава CuAu размером до 3 нм при различных концентрациях атомов Au. Найдено, что в случае кластеров, для которых характерно наличие структурного перехода ГЦК – икосаэдр, температура плавления является линейной возрастающей функцией концентрации, для кластеров у которых отсутствует структурный переход, температура плавления является линейно убывающей функцией концентрации.

Ключевые слова: наносплав, температура плавления, пентагональная симметрия, компьютерное моделирование, сильная связь.

COMPUTER SIMULATION OF MELTING NANOALLOYS CLUSTERS $Cu_{1-x}Au_x$

Kartavich E.A., Baidishev V.S.

Katanov Khakass State University,
Abakan, Russia, bayd_vs@mail.ru

Abstract: The method of molecular dynamics simulation using a modified (TB-SMA), the processes of thermal effects on clusters of CuAu nanoalloys diameters up to 3 nm at different concentrations of Au atoms. Found that in the case of clusters, which are characterized by the presence of a structural transition of fcc - icosahedron, the melting temperature is a linear increasing function of concentration, for clusters with no structural transition, the melting temperature is linearly decreasing function of concentration.

Key words: nanoalloys, melting temperature, pentagonal symmetry, computer simulations, tight-binding potential.

Исследование металлических нанокластеров и наносплавов в твердом и жидком состоянии привлекает значительный экспериментальный и теоретический интерес в течение последних десятилетий [1] в связи с широкими возможностями их практического применения в микроэлектронике, катализе, элементах сенсорных устройств, биомедицине. При этом огромное число работ посвящено изучению самих процессов плавления наночастиц. В настоящее время считается общепризнанным фактом наличие в наноструктурах явления, известного как «термодинамический размерный эффект», заключающийся в понижении температуры плавления мономерных наночастиц при уменьшении их размера [2]. С другой стороны некоторые экспериментальные данные свидетельствуют о том, что данный вопрос требует более детального исследования. Например, авторы работы [3] обнаружили, что размерная зависимость температуры плавления кластеров натрия, содержащих от 55 до 200 атомов, имеет большие колебания, вызванные изменением размера кластера. В работе [4], где экспериментально исследовались малые кластеры олова и галлия, было показано, что температура их плавления может достигать даже более высокого значения по сравнению с температурой плавления объемного тела.

Другой особенностью термического воздействия на свободные нанокластеры металлов является наличие спонтанных структурных переходов типа ГЦК (гранцентрированная кубическая структура) – пятичастичная симметрия (икосаэдрическая, декаэдрическая структура), что в свою очередь, также может увеличивать температуру плавления до нескольких десятков градусов.

Термодинамические свойства наносплавов (наночастиц содержащих два или более химических элемента) являются еще более сложным, по сравнению с мономерными наночастицами. В данном случае на свойства таких частиц оказывает влияние не только размер и структура, но и исходный состав. Например, в работе [5] для биметаллического кластера AlNi наблюдался двухстадийный процесс плавления, первая стадия была связана с разрушением связей между атомами Al и образованием более тугоплавкого ядра Ni, вторая стадия характеризовалась непосредственным плавлением самого ядра. В работе [6] моделировались процессы плавления нанокластеров PdPt, и было установлено, что с увеличением концентрации Pt температура плавления наносплавов увеличивается.

Среди наносплавов особое место занимают биметаллические сплавы на основе Cu и Au в связи с перспективами их применения в качестве катализаторов нового поколения. Например, результаты работы [7] показали, что биметаллические наночастицы на основе золота и меди, имеют значительно большую каталитическую активность, чем монометаллические Cu или Au наночастицы. Для производства биметаллических наносплавов CuAu используют физические и химические методы получения. В первом случае синтез осуществляется конденсацией из газовой фазы в атмосфере охлаждающего инертного газа [8], во втором последовательностью химических реакций [9]. При этом, анализ распределения полученных частиц по размерам, например проведенный в [9] показал, что большинство частиц имеют размер до 10 нм, а максимум распределения соответствует 3,5 нм, кроме того, морфология полученных частиц, указывает на наличие пентагональной симметрии.

С практической точки зрения, представляет интерес термодинамическая стабильность полученных частиц и наличие возможных структурных превращений. Однако в известных нам работах по компьютерному моделированию биметаллических сплавов CuAu имеются противоречивые данные. Так в работе [10], в которой изучались неупорядоченные наносплавы CuAu при различных концентрациях исходных элементов, делается вывод, что температура плавления наносплавов не зависит от состава, а определяется только размером наночастицы. С другой стороны авторы [11] показали, что замещение центрального атома золота на атом меди в икосаэдрическом нанокластере размером 55 атомов (Cu_1Au_{54}) повышает температуру плавления на 200 К, по сравнению с мономерным кластером Au_{55} .

Таким образом, с учетом всего отмеченного выше, основной целью настоящей работы является изучение методами компьютерного моделирования термодинамической стабильности биметаллических наночастиц CuAu размером до 3 нм при различных концентрациях, а также анализ формирующейся при этом кластерной структуры.

В качестве метода моделирования нами была выбрана молекулярная динамика. Данный метод является достаточно адекватным для определения стабильных в широком интервале температур структур металлических наносплавов с интересующим нас размером. Другие имитационные методики, такие как Монте-Карло или *ab initio*, в силу имеющихся ограничений по размеру частиц, учету температурного фактора и некоторым другим, не способны в полной мере решить поставленную задачу.

При вычислении сил, действующих между атомами, применялся модифицированный потенциал сильной связи (TB-SMA) с фиксированным радиусом обрезания соответствующий пятой координационной сфере включительно. Именно такой метод, в котором ион – ионное взаимодействие описано с учетом зонного характера связи и короткодействующего парного потенциала отталкивания, на наш взгляд, способен достаточно адекватно описать некоторые характерные особенности металлических систем.

Данные потенциалы широко используются при различного рода компьютерном моделировании, как макроскопических тел, так и кластеров, кроме того эти потенциалы прошли подробную успешную проверку по многим термодинамическим показателям, и на сегодняшний день являются одними из основных потенциалов для расчета свойств металлических нанокластеров, в том числе и наносплавов.

Нагрев кластеров проводился в рамках канонического ансамбля с использованием термостата Нозе [Nose]. При имитировании канонического ансамбля, для которого число частиц N , объем V и температура T остаются постоянными (NVT ансамбль), а полный импульс системы p равен нулю, систему погружают в тепловой резервуар путем введения случайной силы, моделирующей столкновения с виртуальными частицами. Температура в процессе моделирования определялась посредством средней кинетической энергии атомов, которая рассчитывалась на основе скоростного алгоритма Верлета с шагом по времени $h = 1$ фс. Точки плавления кластера фиксировались по скачку потенциальной энергии как функции температуры. Данный подход достаточно широко используется при компьютерном моделировании процессов плавления (кристаллизации) металлических нанокластеров и позволяет довольно точно локализовать их начало. Структурные переходы определялись при по-

мощи визуализаторов, а также на основе графиков функции радиального распределения и зависимости потенциальной энергии от температуры.

В качестве начальных объектов были использованы сферические ГЦК кластеры меди, получаемые при вырезании сферы из идеальной ГЦК решетки. Атомы примеси (золото) распределялись случайным образом по кластеру, замещая атомы меди. Процент примесных атомов варьировался от 5 до 25 %. Для минимизации взаимодействия между частицей и окружающей ее средой рассматривались так называемые «свободные» или изолированные кластеры, помещенные в тепловой резервуар, и не взаимодействующие с атомами подложки.

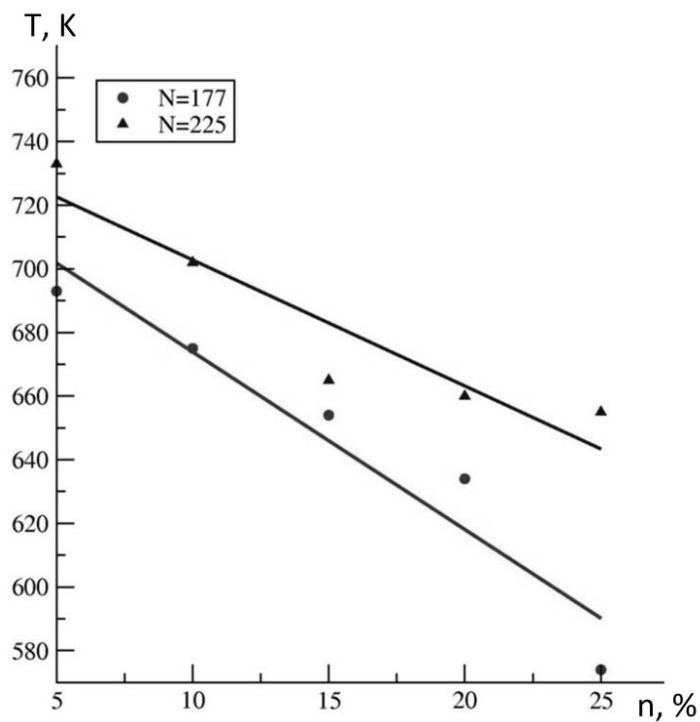


Рисунок 1 – Зависимость температуры структурного перехода ГЦК-икосаэдр наносплава CuAu от концентрации атомов золота

На первом этапе проведенного исследования изучались малые кластеры биметаллического сплава CuAu различного состава, с целью анализа влияния примесных атомов на формирующуюся структуру. Были проанализированы частицы с числом атомов $N = 55, 135, 177, 201, 225$. Для этого рассматривался ансамбль кластеров одного размера, и все кластеры первично релаксировались при температуре $T = 300$ К. Для кластеров размером $N = 55$ и 135 атомов, отмечался структурный переход ГЦК – икосаэдр уже на этапе такой первичной релаксации при любых рассматриваемых концентрациях. С увеличением размера кластера температура структурного превращения увеличивалась и для кластеров с числом атомов $N = 177, 201, 225$, икосаэдрическая модификация формировалась при температуре близкой к температуре плавления кластера, что аналогично поведению наночастиц чистых металлов. Для этого случая была проанализирована зависимость температуры структурного перехода ГЦК-икосаэдр от концентрации атомов золота. Как видно из рисунка 1 с увеличением концентрации примесных атомов Au температура перехода уменьшается. На наш взгляд, такое различие в температуре структурного перехода связано с разной энергией связи атомов меди и золота. Энергия связи атомов меди имеет большее значение, чем между атомами золота и таким образом при легировании золота в нанокластеры меди уменьшается общее значение энергии связи в кластере. Именно из-за этого кластеру с меньшей концентрацией золота требуется большее значение тепловой энергии для перестройки начального ГЦК кластера в структуру с четко определенным икосаэдрическим строением. При дальнейшем увеличении размера наночастиц поведение кластеров чистых металлов и наносплавов имели отличия. Например, для кластера размером $N = 369$ атомов в случае мономера структурный переход ГЦК-икосаэдр полностью отсутствовал, а для наносплава данный переход фиксировался, но лишь с некоторой вероятностью, причем с увеличением концентрации золота вероятность формирования икосаэдрической структуры возрастала. Так, при 5 % концентрации атомов золота икосаэдр формировался в 10 % случаев, а при концентрации атомов золота в 25 %, вероятность перехода составляла уже 70 %. Однако, для частиц наносплава с количеством атомов больше 369 наблю-

дались флуктуации потенциальной энергии вблизи точек фазового перехода твердое состояние – жидкость, но структурных превращений не происходило. Таким образом, можно сделать вывод, что для биметаллических нанокластеров CuAu размером до 369 атомов, наиболее стабильной является икосаэдрическая структура.

Целью второго этапа моделирования являлось определение температур плавления частиц наносплава CuAu размером до 3 нм, и определения влияния концентрации атомов золота на термодинамическую стабильность данных частиц. Результаты моделирования других авторов [7, 11], показывают, что при легировании в металлический кластер, имеющий более низкую температуру плавления, атомов металла имеющих более высокую температуру плавления, температура плавления наносплава увеличивается. В частности, результат молекулярно-динамического моделирования проведенного в [7] подтвердил, что для наносплава PtPd содержащего $N = 456$ и 1088 атомов, при легировании кластера Pd атомами Pt температура плавления увеличивалась, причем зависимость от концентрации экстраполировалась линейной функцией. Аналогичный результат был получен для икосаэдрического кластера наносплава CuAu содержащего $N = 55$ атомов. При увеличении концентрации атомов Cu температура плавления увеличивалась, однако для данного размера зависимость линейной не являлась. Очевидно, что должна выполняться обратная зависимость уменьшение температуры плавления более тугоплавкого металла, при легировании атомами менее тугоплавкого металла. Данная тенденция наблюдалась нами для частиц наносплава CuAu содержащих более $N > 400$ атомов. В этом случае увеличение концентрации атомов Au в нанокластере Cu приводило к линейному уменьшению температуры плавления наносплава (рисунок 3). Довольно неожиданный результат получен при рассмотрении малых кластеров наносплава CuAu размером $N < 400$ атомов. Здесь мы наблюдали увеличение температуры плавления наносплава с ростом концентрации атомов Au (рисунок 2). Такое поведение кластеров наносплава можно объяснить на основе анализа структуры, формирующейся в процессе термического воздействия. Напомним, что для малых кластеров наносплава CuAu наблюдался структурный переход из исходной ГЦК фазы в икосаэдрическую модификацию. Известно, что энергия связи в икосаэдре имеет большее значение по сравнению с ГЦК построением атомов, что, соответственно, требует большего значения тепловой энергии для разрушения кластера. Так как температура структурного перехода уменьшается при увеличении концентрации атомов Au (рисунок 1), то это позволяет сформироваться более правильной икосаэдрической структуре, увеличивая температуру плавления с ростом концентрации атомов Au.

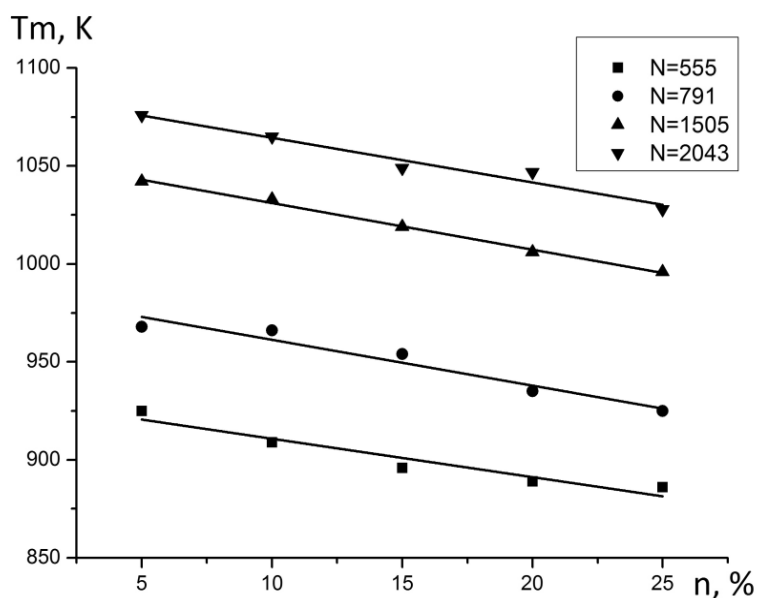


Рисунок 2 – Зависимость температуры плавления наносплава CuAu разного размера от концентрации атомов золота

Таким образом, исследование биметаллических наносплавов представляет огромный интерес, как с фундаментальной, так и прикладной сторон. В настоящее время экспериментально обнаружены новые уникальные свойства таких частиц, например, в катализе. Однако многие физико-химические свойства еще только предстоит изучить. Проведенное в данной работе молекулярно-динамическое моделирование продемонстрировало нетривиальность свойств наносплава CuAu при термическом

воздействии. В работе было показано, что легирование нанокластеров Cu атомами Au позволяет осуществлять контроль формирующейся структуры и значение температуры плавления. Можно сделать вывод, о том, что как и в случае малых металлических кластеров Cu и Au, в наносплавах возможно формирование кластеров с пятичастичной симметрией. Также, отметим, что для кластеров, в которых произошел структурный переход в икосаэдрическую фазу, температура плавления является линейной возрастающей функцией концентрации, а для кластеров, в которых исходная ГЦК фаза остается стабильной, наблюдалось линейное уменьшение температуры плавления при увеличении концентрации атомов золота.

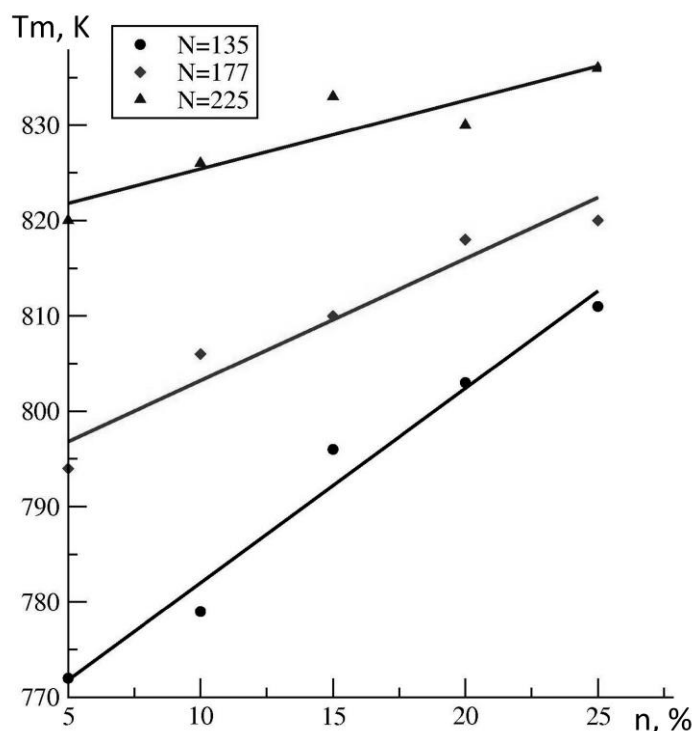


Рисунок 3 – Зависимость температуры плавления наносплава CuAu от концентрации атомов золота

Библиографический список

1. Полухин В. А., Ватолин Н. А. Стабильность и термическая эволюция кластеров переходных металлов и кремния. – Успехи химии, 2015, 84, № 5, с. 498 – 539.
2. Nanda K.K. Size-dependent melting of nanoparticles: Hundred years of thermodynamic model. – Pramana–J.Phys, 2009, 72, №.4, p. 617 – 628.
3. Haberland H., Hippler T, Donges J, Kostko O, Schmidt M, and von Issendorff B. Melting of Sodium Clusters: Where Do the Magic Numbers Come from? – Phys. Rev. Lett., 2005, 94, p. 035701 1 – 4.
4. Shvartsburgand A. A., Jarrold M. F. Solid Clusters above the Bulk Melting Point. – Phys. Rev. Lett., 2000, 85, № 12, p. 2530 – 2532.
5. Mottet C., Rossi G, Baletto F and Ferrando F. Single Impurity Effect on the Melting of Nanoclusters. - Phys. Rev. Lett., 2005, 95, p. 035501 1 – 4.
6. Sankaranarayanan S. K. R., Bhethanabotla V. R. Molecular dynamics simulation study of melting of Pd-Pt nanoclusters. – Phys. Rev. B., 2005, 71, p. 195415 1 – 15.
7. Bracey C. L., Ellis P. R., Hutchings G. J. Application of copper–gold alloys in catalysis: current status. – Chem. Soc. Rev., 2009, 38, p. 2231 – 2243.
8. Pohl D., Surrey A., Schultz L, Rellinghaus B. The impact of oxygen on the morphology of gas-phase prepared Au nanoparticles. - Appl. Phys. Lett., 2012, 101, p. 263105 1-5.
9. Tran D. T., Jones I. P., Preece J. A. TEM characterization of chemically synthesized copper–gold nanoparticles. – J. Nanopart. Res., 2011, № 13, p. 4229–4237.
10. J.L. Rodriguez-Lopez J.L., Montejano-Carrizales J.M., Jose-Yacamán M. Molecular dynamics study of bimetallic nanoparticles: the case of AuCu alloy clusters. - Applied Surface Science, 2003, 219, p. 56–63.
11. Cheng D., Huang S., Wang W. Thermal behavior of core-shell and three-shell layered clusters: Melting of Cu₁Au₅₄ and Cu₁₂Au₅₄. – Phys. Rev. B., 2006, 74, p. 064117 1 – 11.

ПРИНЦИПЫ АВТОМАТИЗАЦИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И СПОСОБЫ ИХ РЕАЛИЗАЦИИ

Баус С.С.

*Национальный исследовательский Томский
политехнический университет
г. Томск, Россия, stanislav.baus@gmail.ru*

***Аннотация.** Актуальность данной работы обусловлена рассмотрением принципов автоматизации технологического процесса металлургической промышленности и способов их реализации в реальных секторах производства. Рассмотрены и оценены основные эффективные меры, предлагаемые ведущими международными организациями в данной области, а также приведены собственные авторские наработки и предложения.*

***Ключевые слова:** автоматизация металлургической промышленности, принципы и способы реализации, методика, меры реализации, эффективность.*

THE PRINCIPLES OF AUTOMATION OF METALLURGICAL INDUSTRY AND WAYS OF THEIR IMPLEMENTATION

Baus S.S.

*National Research Tomsk Polytechnic University
Tomsk, Russia, stanislav.baus@gmail.ru*

***Abstract.** The relevance of this work is due to the consideration of the principles of process automation of metallurgical industry and ways of their realization in the real sectors of production. Examined and evaluated the main effective measures proposed by the leading international organizations in this field, as well as the author's own achievements are presented and suggestions.*

***Key words:** Automation of the metallurgical industry, the principles and methods of implementation, methodology, implementation measures, effectiveness.*

В век информационных технологий и всеобщей глобализации, когда именно автоматизация и качество выходят во главу мировой экономики, как нельзя кстати встает вопрос о создании интеллектуальных автоматизированных систем управления, носящий для любой отрасли стратегическое значение. Разработка и внедрение инноваций в этой области должно привести к существенному повышению производительности отрасли, ускорению процессов автоматизации при одновременном сокращении затрат и повышении качества.

О том, внедрять или нет автоматизированные системы на заводы в металлургической промышленности, речи уже нет. Предприятия давно осознали необходимость и выгоду подобных решений.

Особенностью всех автоматизированных систем, внедряемых на заводы черной и цветной металлургии, можно считать системный подход ко всем происходящим процессам в рамках предприятия. К ним относят теплотехнические, экологические, металлургические и управленческие процессы. Важно построить не только управление тепловыми процессами, но и наладить их бесперебойное протекание. Это существенно повышает качество выпускаемого продукта, экономит расходы и увеличивает производительность. Так, автоматизация режима функционирования нагревательных устройств уменьшает реальный расход энергетического топлива примерно на 10%. В металлургической промышленности оправдано введение комплексной автоматизации, которая позволяет подчинить единому управленческому центру все сферы деятельности предприятия. Это касается отдела поставки сырья, системы загрузки компонентами доменной печи, выпускных линий, учетной сферы, технического контроля и т.д.

Вопрос эффективности работы металлургического предприятия напрямую связан с обеспечением экологической безопасности для окружающей среды. Никакие выгоды не могут быть оправданы возможными негативными последствиями, поэтому автоматизированная система должна не только повышать эффективность работы предприятия, но и не допускать вредных выбросов, в число ко-

торых входят оксиды азота, технологическая пыль, оксиды углерода и т.д.

Проблемы металлургической отрасли, которые можно решить с помощью автоматизации технологического процесса:

Металлургическая промышленность в нашей стране имеет огромные резервы для развития. Но, в связи с отсутствием хорошей автоматизации весовых, диспетчеризации и т.п., здесь возникает немало проблем:

- высокий риск хищений, погрешностей, финансовых растрат (в том числе по вине недобросовестных или недостаточно компетентных сотрудников);
- отсутствие полного контроля над материальными и информационными потоками;
- низкая производительность труда;
- ошибки в планировании заказа;
- сложность работы систем;
- высокие энергозатраты;
- неточные показатели;
- пересортица товаров и др.

На всех современных предприятиях из металлургической промышленности в настоящее время проводится полная модернизация производственных мощностей и технологических процессов. А это влечет за собой необходимость внедрения автоматизированной системы управления. Особенно это касается заводов по обработке черных и цветных металлов.

Главной отличительной особенностью всех автоматизированных систем, которые внедряются на заводы черной и цветной металлургии, это системный подход всех происходящих процессов в рамках предприятия. К ним относят теплотехнические, экологические, металлургические и управленческие процессы. Например, очень важно построить не только управление тепловыми процессами, но и обеспечить их оптимальное, бесперебойное протекание. Это в свою очередь существенно повышает качество выпускаемого продукта, экономит расходы и увеличивает производительность. Это касается вопроса эффективности работы металлургического предприятия, то он напрямую связан с обеспечением экологической безопасности для окружающей среды. Никакие выгоды не могут быть оправданы возможными негативными последствиями деятельности предприятий этой отрасли. Итак, автоматизированная система должна непременно работать не только над повышением эффективности работы предприятия, но и над снижением вредных выбросов, в число которых входят оксиды азота, технологическая пыль, оксиды углерода, сыры и т.д.

Значимыми мировыми тенденциями в металлургии являются консолидация предприятий в глобальном масштабе, нарастающая конкуренция, рост цен на сырье и высокие прибыли. Но оснащенность предприятий не так высока: даже в США примерно 60% фирм этой отрасли находятся на уровне частичной автоматизации. У нас дела обстоят не лучше, но процесс, как говорится, пошел. Так, на контрактную поставку систем Oracle на Магнитогорский металлургический комбинат (ММК) для создания системы автоматизации верхнего уровня (ERP) предприятие потратило \$20 млн. Но при этом надо понимать, что установка системы должна пройти успешно.

Задачи автоматизированной системы управления в металлургической промышленности:

- 1) Установка и настройка рациональных режимов работы предприятия и каждого его отдельного технологического процесса.
- 2) Поддержание исправной работы заданного режима деятельности предприятия.
- 3) Повышение качества выпускаемого продукта за счет снижения затрат, аварийных ситуаций, простоев и других неблагоприятных факторов.

Было доказано на опыте, что автоматизация режима функционирования нагревательных устройств уменьшает реальный расход энергетического топлива примерно на десять процентов.

В металлургической промышленности оправдано введение комплексной автоматизации, которая позволяет подчинить единому управленческому центру все сферы деятельности предприятия. Это касается отдела поставки сырья, системы загрузки компонентами доменной печи, выпускных линий, учетной сферы, технического контроля и т.д.

За последние годы многие предприятия отрасли внедрили ERP-системы на том или ином уровне. Но чтобы получить эффект от их применения, надо добиться оперативного получения объективных данных непосредственно с производства: это возможно лишь при его автоматизации с помощью MES-системы (Manufacturing Execution System – Систем Управления Производством). Сейчас это направление - одно из приоритетных для многих комбинатов и заводов. Обычно MES система охватывает следующие задачи:

- распределение и контроль статуса ресурсов (построение модели производства, централизованное хранение, быстрый и удобный поиск данных по спецификациям сырья, полуфабрикатов, гото-

- вой продукции и упаковки, адресов поставщиков, норм качества, законодательных документов и т.д.);
- диспетчеризация производственных процессов (управление заказами на производство, управление сырьем и полуфабрикатами, контроль выполнения плана, контроль остатков);
 - сбор данных, управление качеством (сбор данных от систем АСУТП, проверка качества и достоверности данных, сбор и архивирование, долговременное хранение, управление лабораторными данными);
 - управление техническим обслуживанием;
 - анализ производительности (статистический и математический анализ, контроль производительности процесса, расчет ТЭП, учет времени работы и простоя оборудования, создание отчетов);
 - составление производственных расписаний;
 - контроль документов (электронный документооборот);
 - управление трудовыми ресурсами (управление персоналом);
 - координация технологических процессов и отслеживание готовой продукции.

На Ижорском трубном заводе (Северсталь) одновременно с монтажом заводского оборудования началось внедрение ИС двух уровней – среднего (производственного – MES) и верхнего (ERP). Стоимость всей системы составила около 1 % от стоимости всего завода, а затраты на ее эксплуатацию – менее 1 % от оборота.

Конечно, о повсеместном внедрении современных технологий на металлургических предприятиях у нас пока говорить не приходится. Сейчас в основной массе компании пользуются Автоматизированными системами управления технологическим процессом (АСУ ТП) – это комплекс технических и программных средств, предназначенный для автоматизации управления технологическим оборудованием на промышленных предприятиях. Может иметь связь с более глобальной автоматизированной системой управления предприятием (АСУ П). Составными частями АСУ ТП могут быть отдельные системы автоматического управления (САУ) и автоматизированные устройства, связанные в единый комплекс. Например, система автоматизации руднотермических печей позволяет автоматически управлять печью с поддержанием заданных технологических параметров, дозировать и подавать шихту, охлаждать воду, учитывать и хранить все технологические параметры (температуры, данные системы дозирования компонентов, загрузок печи, системы охлаждения печи, данные анализов лаборатории, данные по выпускам из печи). При этом повышается качество выпускаемой продукции, снижаются затраты электроэнергии, уменьшается вероятность аварий и возникновение нестандартных ситуаций.

Автоматизация вакуумнодуговых печей позволит проводить плавки в полностью автоматическом режиме, включая все этапы (зажигание дуги, разогрев электрода, переправление, вывод усадочной раковины, подъем электрододержателя, окончание плавки, формирование отчета). За счет автоматического ведения плавки кристаллизующийся слиток формируется однородным. При плавке с применением легирующих элементов их скорость подачи регулируется в соответствии с реальной скоростью переплавления. В результате повышается качество переплавленного металла и уменьшается процент брака, предотвращаются аварийные ситуации (при использовании некачественного сырья), такие как, например, пробой на кристаллизатор.

Таким образом, автоматизировать можно любые отдельные участки производства, но будущее – за созданием целостных систем.

Разработки компаний автоматизированных пакетов управления для металлургической промышленности.

Программное обеспечение для создания автоматизированной системы управления на предприятиях металлургической отрасли должно базироваться на имеющихся стандартах и принципах автоматизированного управления и заключаться в следующем содержании, то есть затрагивает следующие технологические процессы:

- Автоматизированная система управления коксохимического производства.
- Автоматизированная система управления агломерационно-известкового производства.
- Автоматизированная система управления доменного цеха, состоящего из нескольких печей одновременно.
- Автоматизированная система управления сталеплавительного производства.
- Автоматизированная система управления прокатного производства.
- Автоматизированная система управления штамповочного и метизного производства.

Автоматизация предприятий цветной металлургии затрагивает следующие технологические процессы:

- Автоматизация технологических процессов алюминиевой отрасли.
- Автоматизация технологических процессов медной отрасли.

- Автоматизация технологических процессов титано-магниевого отрасли.
- Автоматизация технологических процессов оловянной отрасли.
- Автоматизация технологических процессов свинцовой отрасли.
- Автоматизация технологических процессов никель-кобальтовой отрасли.

Из полученного опыта уже давно доказано, что автоматизация технологических процессов на предприятиях цветной и черной металлургии должна не только повысить качество выпускаемого продукта, но и снизить затраты на оплату обслуживающего персонала, повысить производительность и эффективность хозяйствующего объекта за счет снижения случаев простоя, аварийных ситуаций, а также создать современное экологически безопасное производство. На настоящее в данной отрасли применяют только самые новейшие разработки в области технологий автоматизированного управления. Используют иногда даже самые смелые, нестандартные методы и стратегии решения поставленных задач. Для этого предприятие отбирает только самых опытных и высококвалифицированных сотрудников. Разрабатывается в основном искусственный интеллект управления ходом всех событий на предприятиях металлургической промышленности.

Любое металлургическое предприятие имеет определенный вред для работы на нем обслуживающего персонала. Для того, чтобы обеспечить наибольшую безопасность работы горнодобывающей отрасли, внедряется специальная система измерения концентрации газов, возникающих в результате различных технологических процессов переработки материалов. Это касается работы таких установок на заводе, как подогревательные колодцы, кислородные конвертеры, печи разогрева и т.д.

Библиографический список

1. Мирошник, И. В. Теория автоматического управления. Линейные системы / И. В. Мирошник. – СПб.: Питер, 2005. – 336 с.
2. Проектирование систем автоматизации в металлургии / В. Р. Ксендзовский, В. Ф. Лебедин, Б. В. Мирон [и др.]. – М.: Металлургия, 1983. – 304 с.
3. Горенский, Б. М. Автоматизированные системы имитационного управления объектами цветной металлургии: монография / Б. М. Горенский; ГАЦМиЗ. – Красноярск, 2002. – 152 с.
4. Автоматическое управление металлургическими процессами: учеб.
5. для вузов / А. М. Беленький, В. Ф. Бердышев, О. М. Блинов [и др.]. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1989. – 384 с.
6. ИТ в металлургии [электронный ресурс], 2015. <http://www.pcweek.ru/business/article/detail.php?ID=104425>
7. Отраслевое решение: разработка и применение АСУ ТП в металлургической промышленности [электронный ресурс], 2015. <http://it-rostov.ru/resheniya/metalurgich-prom/>
8. Автоматизация технологических процессов цветной металлургии на основе имитационных [электронный ресурс], 2015. <http://www.dissercat.com/content/avtomatizatsiya-tekhnologicheskikh-protsssov-tsvetnoi-metallurgii-na-osnove-imitatsionnykh-#ixzz3mCiiNzXx>

УДК 658:002.6

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ВЫБОРА И ВНЕДРЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ РЕСУРСАМИ ПРЕДПРИЯТИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Давыдова Е.Ю., Брякина А.В.

*Воронежский экономико-правовой институт,
Воронежский государственный аграрный университет имени императора Петра I,
г. Воронеж, Россия, e.davydova@bk.ru, nastya-frank@mail.ru*

Аннотация: сложность и большие затраты времени на выполнение процессов закупки, оптимизации, планирования, рационализации потребления сырья предприятия металлургического комплекса указывает на необходимость применения автоматизированных систем планирования и управления ресурсами предприятия. В связи с этим в деятельность организаций рекомендуется внедрение автоматизированных систем управления и планирования ресурсов.

Ключевые слова: металлургический комплекс, информационная система управления, информационный потенциал, информационные технологии, управленческая деятельность.

SOME ASPECTS OF THE CHOICE AND INTRODUCTION AUTOMATED CONTROL SYSTEM RESOURCES OF THE ENTERPRISE METALLURGICAL COMPLEX

Davydova E.Yu., Bryakina A.V.

*The Voronezh economical and legal institute,
Voronezh state agricultural university of a name of the emperor Peter I,
Voronezh, Russia, e.davydova@bk.ru, nastya-frank@mail.ru*

Abstract: *complexity and big expenses of time for performance of procurement processes, optimization, planning, rationalization of consumption of raw materials of the enterprise of a metallurgical complex indicates use of the automated systems of planning and resource management of the enterprise the need. In this regard in activity of the organizations introduction of automated control systems and planning of resources is recommended.*

Key words: *metallurgical complex, information management system, information potential, information technologies, administrative activity.*

В настоящее время основной задачей металлургического комплекса России является сохранение, а также расширение рынков сбыта продукции за счет повышения ее конкурентоспособности. Преобразовать металлургию в динамично развивающуюся, эффективную, высокотехнологичную и, как следствие, конкурентоспособную отрасль, которая может быть интегрирована в мировую металлургию в рамках международного разделения труда, – стратегическая цель развития данной отрасли. Следует отметить, что в настоящий момент каждому металлургическому предприятию решать вопросы закупок, оптимизации, планирования, рационализации потребления сырья и других приходится самостоятельно. Сложность и большие затраты времени на выполнение подобных процессов указывает на необходимость применения автоматизированных систем планирования и управления ресурсами предприятия [1, С. 67].

Осуществление управленческой деятельности предприятия базируется на использовании разнообразной информации. В отличие от большинства ресурсов, которые способны истощаться, информационный потенциал может использоваться многократно как коллективами, так и индивидуальными работниками, причем имеет тенденцию к увеличению и обогащению. Для принятия эффективных управленческих решений необходимы достоверные данные о потребителях, конкурентах, дилерах, других факторах внешней и внутренней среды предприятия. Приоритет информационной составляющей в процессах экономического взаимодействия субъектов рынка диктует необходимость построения и активного использования такого инструмента управления предприятием как комплексная информационная система, позволяющая значительно усовершенствовать информационное обеспечение процесса управления. Для реализации потенциальных возможностей данных систем в управлении рекомендуется при их проектировании и внедрении использовать комплекс подходов, включающий в себя понимание и применение системного подхода, взаимную обусловленность информационных технологий и технологий управления.

Потребность в использовании современных инструментов моделирования процессов управления обосновывается многообразием информации, циркулирующей внутри предприятия. В настоящее время применяются три вида подходов к моделированию бизнес-процессов – функциональное моделирование; объектно-ориентированное моделирование; комплексное моделирование. Под бизнес-процессом нами понимается относительно постоянный цикл взаимосвязанных операций, непосредственно относящихся к осуществлению хозяйственной деятельности и выполняемых для достижения определенного результата. В таблице 1 показаны особенности, преимущества и недостатки предложенных подходов к моделированию информационных процессов [2].

Данные таблицы 1 помогают сделать вывод о том, что выбор определенного подхода следует из постановки конкретных целей и задач моделирования, а также спецификой объекта исследования, финансовыми возможностями разработчика и доступностью программного обеспечения. К тому же, в ходе применения всех методов необходимо привлечение высококвалифицированных специалистов в области информационных технологий.

Информационная система управления предприятием предполагает определенную последовательность процесса проектирования. Ее методология основывается, в первую очередь, на формулировке требований к ее составляющим. Для того чтобы процесс постановки задачи, разработки и внедрения информационной системы управления (ИСУ) прошел наиболее эффективно, нами определен

перечень этапов, которые необходимо пройти. В общем виде авторское видение последовательности работ по выбору и внедрению программных решений информационной системы управления предприятием схематично отражено на рисунке 1.

Первый блок «Концептуальное описание» включает в себя следующие виды работ.

Таблица 1 – Сравнительная характеристика методов моделирования информационных процессов

| Основные характеристики | Наименования подходов к моделированию | | |
|---|---|--|---|
| | Функциональный | Объектно-ориентированный | Комплексный |
| Характерные черты и особенности | Последовательное построение схемы бизнес-процесса в виде последовательности функций с декомпозицией до неделимых операций, на входе и выходе которых отражаются: материальные и информационные объекты, используемые ресурсы, организационные единицы | Идентификация классов объектов с последующим определением действий, в которых участвуют объекты. Различают пассивные объекты (материалы, документы, оборудование), над которыми выполняются действия, и активные объекты (организационные единицы, конкретные исполнители, информационные подсистемы), которые осуществляют действия | Базируется на комплексном использовании функционального и объектно-ориентированного подходов. В зависимости от целей моделирования позволяет выбирать адекватные инструменты анализа и проектирования бизнес-процессов |
| Преимущества и направления использования при моделировании бизнес-процессов | Графическая простота и наглядность (используются всего два конструктивных элемента: функциональный блок и интерфейсная дуга) Возможно использование при решении локальных производственных задач или моделировании производственных объектов | Повышение скорости разработки проекта; сокращение затрат, связанных с разработкой проектов; сокращение затрат на эксплуатацию системы и ее модернизацию Возможно использование при проектировании производственно-сбытовых систем в составе корпоративной информационной системы | Точность и адекватность отражения объекта; большой выбор графических средств, библиотек специализированных программ и специализированных языков; возможность динамического и имитационного моделирования бизнес-процессов Возможность успешного использования при моделировании сложных производственных объектов, включающих разобщенные региональные единицы |
| Недостатки подхода и ограничения использования при моделировании бизнес-процессов | Субъективность детализации операций и как следствие большая трудоемкость адекватного построения бизнес-процессов. Описание процессов IDEF3 не устанавливает жестких рамок синтаксиса, что может привести к созданию неполных или противоречивых моделей Использование при моделировании бизнес-процессов требует высокой квалификации разработчика в области как информационных технологий, так и в производственном менеджменте | Требуется значительное время на приобретение опыта проектирования Сложность методологии затрудняет описание информационных систем крупных организаций | Ориентация исключительно на специалистов в областях информационных технологий |



Рисунок 1 – Организационная последовательность работ по выбору и внедрению программных решений ИСУ

1. Разработка функциональности. Осуществляется детальное описание информационных компонентов, наличие которых в соответствии с миссией необходимо и достаточно для деятельности предприятия.

2. Разработка моделей работ, структур и команд для их выполнения. При этом учитываются иерархия власти и линии подотчетности, распределение ответственности; спецификация работы, должностные инструкции; системы совещаний, системы коммуникации и координации.

3. Разработка системы управления и оценок. Она включает:

- подсистемы планирования;
- механизмы принятия управленческих решений;
- комплекс показателей и критериев эффективности выполнения работы, механизмы мониторинга, оценки и контроля;
- формальные подсистемы мотивации, стимулирования, оплаты труда и вознаграждения;
- подсистемы обучения и развития сотрудников, убеждений сотрудников и механизмов их формирования;
- концепцию производственной политики.

Второй блок «Оценка функциональности» нацелен на необходимость определения, какие именно решения требуются от системы. Из всего спектра предлагаемых решений особое внимание следует обратить на следующие:

- особенности реализации системы и функциональность в отношении типа производства (сборка на заказ, производство на заказ, серийное производство, процессное производство, долгосрочный производственный проект);
- специальные требования к подсистеме технического обслуживания и особенностям подсистем управления долгосрочными проектами (такими, например, как капитальное строительство);
- особые требования к управлению цепью поставок (насколько развитыми должны быть средства управления закупками, организацией учета и хранения, распределением).

Третий блок «Диагностика и анализ текущего состояния» предполагает проведение указанных мероприятий в организации.

Четвертый блок предполагает выбор информационной системы управления и дополнительного программного обеспечения.

Пятый блок «Проектирование будущей системы» требует привлечения работы высококвалифицированных специалистов в области информационных технологий.

Шестой блок «Последовательное внедрение» включает комплекс ряда работ, среди которых:

- оценка ориентировочной эффективности внедрения;
- выбор программно-аппаратного комплекса;
- выбор организационного способа внедрения системы в структуру конкретного предприятия.

При реализации проекта внедрения необходимо определить предполагаемый объем возврата капитальных вложений, что возможно сделать посредством сокращения объемов незавершенного производства за счет автоматизации планирования и оперативного отслеживания процессов производства; штрафов за счет несвоевременного анализа и предоставления бухгалтерской информации; цикла производства за счет оперативности и достоверности информации; запасов на складах за счет оперативной связи планирования материальных потребностей производства с автоматизацией процессов оценки запасов на складах, планирования и реализации закупок, распределения готовой продукции и т.д.

В процессе выбора программно-аппаратного комплекса следует основываться на предпочтениях пользователей и рекомендациях поставщика. Предприятию нужно сделать выбор сетевой операционной системы – Windows NT, Unix или другие. К тому же необходимо произвести выбор поставщика аппаратных средств – Delt, Compaq, Hewlet Packard, IBM, NCR и т.д.

По окончании первой реализации проекта необходима постоянная поддержка и модификация работающей системы, поскольку этого требует постоянно меняющееся внутреннее и внешнее окружение. Последующим этапом после выбора системы выступает определение организационного варианта ее внедрения в структуру предприятия металлургического комплекса. В настоящее время применяются такие способы внедрения ИСУ, как экспертный, процессное консультирование, обучающее консультирование. В первом случае сторонние консультанты проводят все виды работ самостоятельно. Далее заказчику обеспечивается доступ к информации, и он проводит оценку результатов. Процессное консультирование подразумевает то, что сторонние специалисты активно сотрудничают с клиентом, помогая организовать анализ стоящих перед ним проблем. Обучающее консультирование состоит в том, что консультанты собирают идеи, анализируют решения, проводят лекции, презентации, семинары. Наиболее целесообразным, на наш взгляд, является выработка комплексного метода внедрения, сочетающего в себе черты всех рассмотренных способов в зависимости от масштаба предприятия и его финансовых возможностей [3].

Важным шагом построения информационной системы управления предприятием является разработка последовательности процесса ее проектирования.

Проектирование ИСУ начинается с определения объемов работ, которые предстоит выполнить. Этот этап является достаточно ответственным, поскольку при его осуществлении следует:

- определить источники получения информации;
- рассчитать трудоемкость получения информации;
- выявить оптимальное сочетание данных по их основным классификационным признакам;
- проанализировать альтернативные варианты работы с информацией;
- сформировать банк моделей и методов работы с информацией и другое.

Второй этап связан с выявлением выполняемых в рамках ИСУ основных и вспомогательных функций. На нем предстоит сделать выбор о целесообразности специализации отдельных исполнителей на определенных видах работ в зависимости от их сложности и трудоемкости.

На третьем этапе осуществляется структурирование функций на операции. Это позволяет обеспечить полную загрузку оборудования и специалистов. Проектировщикам информационной системы управления предприятием следует сделать выбор в сфере ориентации работ исполнителей либо на технологию их осуществления, либо на отдельные процессы. Второе направление, как показывает практика, в настоящее время выступает более перспективным.

Четвертый этап направлен на определение необходимого количества ресурсов: материальных, финансовых, людских и информационных. Именно данный этап предопределяет необходимость технико-экономического обоснования работ, связанных с проектированием ИСУ. В результате формируется смета капитальных и текущих затрат на внедрение системы.

На пятом этапе формируются элементы информационной системы управления: персонал в разрезе специальностей и уровня квалификации; используемое оборудование и техника; технологии ведения работ; необходимые ресурсы; инфраструктура системы и другое.

На шестом этапе проектируется организационная структура управления ИСУ, устанавливается уровень централизации и децентрализации функций управления, разрабатывается система мотивации персонала и мероприятия по формированию организационной культуры.

Седьмой этап связан с закреплением организационных, функциональных и правовых аспектов формирования информационной системы управления и ее основных звеньев в соответствующих документах [4].

Таким образом, завершается комплекс работ разработкой плана формирования ИСУ. В условиях достаточно высокого уровня конкуренции является целесообразным использовать для этой цели методы сетевого планирования и управления разработками. При формировании ИСУ сначала осуществляется распределение ресурсов по отдельным операциям процесса, заключаются договоры на их поставку, а также на выполнение отдельных видов работ субподрядчиками. Этот этап, как и другие этапы и работы, нуждается в оперативном управлении и диспетчеризации. Их можно представить в виде одновременно выполняемых функций: координации, регулирования, организации, нормирования, учета, контроля и мотивации.

Библиографический список

1. Спирин, Н.А. Реализация автоматизированной системы управления сырьевыми ресурсами в доменном цехе [Текст] / Н.А. Спирин, Н.А. Шимова, В.В. Лавров, А.В. Краснобаев, А.И. Перминов // Инновации в материаловедении и металлургии: материалы I междунар. интеракт. науч.-практ. конф. Екатеринбург. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2012. – С. 67-70.
2. Давыдова, Е.Ю. Совершенствование управления предприятием на основе повышения эффективности его информационного обеспечения [Текст]: дис. канд. экон. наук: 08.00.05 – Экономика и управление народным хозяйством: экономика, организация и управление предприятиями, отраслями, комплексами – промышленность: защищена 09.06.2009; утв. 26.11.2010 / Давыдова Елена Юрьевна. – Воронеж, 2009. – 188 с.
3. Давыдова, Е.Ю. Совершенствование управления предприятием на основе повышения эффективности его информационного обеспечения [Текст]: автореф. дис. канд. экон. наук: 08.00.05 – Экономика и управление народным хозяйством: экономика, организация и управление предприятиями, отраслями, комплексами – промышленность: защищена 09.06.2009; утв. 26.11.2010 / Давыдова Елена Юрьевна. – Воронеж, 2009. – 24 с.
4. Гапонова, С.Н. Повышение эффективности управленческой деятельности на основе разработки и внедрения информационной системы предприятия: монография / С.Н. Гапонова, Е.Ю. Давыдова. – Воронеж, 2008. – 114 с.
5. Брякина, А.В. Основные направления развития научно-производственных кластеров в регионе / А.В. Брякина, Н.В. Сироткина // Современные тенденции в науке и образовании: сборник научных трудов по материалам Международной научно-практической конференции: в 6 частях. – ООО «Ар-Консалт»: Москва, 2014. – С. 95-97.

УДК 669.162.12

ВОЗМОЖНОСТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА АГЛОМЕРАТА В ОАО «УРАЛЬСКАЯ СТАЛЬ»

Ганин Д.Р.¹, Дружков В.Г.², Панычев А.А.³, Шаповалов А.Н.¹

¹*Национальный исследовательский технологический университет МИСиС,
Новотроицкий филиал
г. Новотроицк, Россия, nfmisis-nis@yandex.ru*

²*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия,*

³*ОАО «Уральская Сталь»*

г. Новотроицк, Россия, a.panyshev@uralsteel.com

Аннотация: Проведена оценка технико-экономических, технологических, качественных показателей производства агломерата в ОАО «Уральская Сталь». Установлены особенности процесса подготовки шихты к спеканию при существующей в агломерационном цехе технологии и действующем оборудовании. Предложены возможные направления совершенствования технологии производства агломерата на предприятии.

Ключевые слова: агломерационная шихта, концентрат, основность шихты, прочность агломерата, производительность агломерационной машины.

THE POSSIBILITIES OF IMPROVING THE TECHNOLOGY OF SINTER PRODUCTION IN JSC «URAL STEEL»

Ganin D.R.¹, Druzhkov V.G.², Panychev A.A.³, Shapovalov A.N.¹

¹*Novotroitsk branch of the National University of Science and Technology «MISIS»*

Novotroitsk, Russian Federation, nfmisis-nis@yandex.ru

²*Nosov Magnitogorsk State Technical University*

Magnitogorsk, Russia,

³*JSC «URAL STEEL»*

Novotroitsk, Russia, a.panychev@uralsteel.com

Abstract: *The evaluation of the technical and economic, technological, qualitative sinter production at JSC «Ural Steel». The features of the process of preparing to charge sintered at existing sinter shop technology and operating equipment. The possible ways of improving the technology of sinter production at the plant.*

Key words: *sintering mixture, concentrate, basicity of charge, strength of agglomerate, productivity of agglomachine.*

Производство агломерата в ОАО «Уральская Сталь» осуществляется на 4 агломашинах (с площадью спекания каждой 84 м²) из железорудных материалов Бакальского рудоуправления (БРУ), Михайловского и Лебединского ГОКов (МГОК и ЛГОК соответственно). Для определения возможностей по совершенствованию аглопроцесса в условиях ОАО «Уральская Сталь» была проведена оценка технологических показателей производства агломерата по данным технических отчетов о работе агломерационного цеха за пятилетний период. Некоторые технико-экономические, технологические, качественные показатели работы агломерационного цеха ОАО «Уральская Сталь» представлены в таблице 1.

Также проводился анализ химического и гранулометрического составов компонентов агломерационной шихты. Гранулометрический состав компонентов агломерационной шихты представлен в таблице 2.

В результате анализа представленных данных авторы выявили, что не все показатели работы агломерационного цеха ОАО «Уральская Сталь» являются удовлетворительными. Высота спекаемого слоя ограничивается низкой герметичностью вакуумной системы и недостаточным качеством подготовки агломерационной шихты. Неудовлетворительное качество подготовки агломерационной шихты к спеканию, проявляемое в ее неэффективном гранулометрическом составе, подтверждается низкой скоростью спекания при достаточно высоком разрежении в коллекторе. Проблема подготовки шихты к спеканию проявляется особенно ярко в зимний период, когда ее температура снижается ниже точки росы (из-за недостатка тепла от возврата и гашения извести). Поэтому, в зимних условиях вынуждены не только снижать высоту спекаемого слоя, но и ограничивать количество тонкозернистых концентратов в спекаемой шихте, что ведет к снижению содержания Fe в агломерате. Кроме качества подготовки агломерационной шихты увеличение доли тонкозернистых концентратов в шихте сдерживается использованием бедных бакальских сидеритов для обеспечения требуемого содержания MgO в агломерате. Несмотря на достаточно высокое содержание углерода в агломерационной шихте и стабильное содержание FeO, качество агломерата, оцениваемое по выходу годного и барабанной прочности, недостаточно высоко, что во многом связано с неудовлетворительным гранулометрическим составом компонентов агломерационной шихты:

– большое количество мелочи в коксике (> 30 % фракции 0 – 0,5 мм), высокое содержание фракции +3 мм (> 10 %) свидетельствуют о плохом исходном составе топлива, его неэффективном дроблении (переизмельчении), что отрицательно сказывается на структуре и прочности агломерата;

– высокое содержание фракции + 3 мм в извести (> 85 %) снижает равномерность ее распределения в агломерационной шихте при смешивании, а пониженная степень обжига (40 – 60 %) ведет к неполному усвоению извести при спекании, что снижает прочность агломерата;

– аглоруды БРУ и МГОКа содержат большое количество крупных фракций (до 10 – 20 % фракции +10 мм), плохо усваиваемых при спекании.

Таблица 1 – Усредненные среднемесячные технико-экономические, технологические, качественные показатели работы аглоцеха за пятилетний период

| Показатели | Зимний период с ноября по апрель* | Летний период с мая по октябрь* | Среднее за период |
|--|-----------------------------------|---------------------------------|--------------------------------|
| Удельная производительность, т/(м ² ·час) | <u>0,930...1,13</u> 1,08 | <u>1,041...1,18</u> 1,138 | <u>0,93...1,18</u> 1,11 |
| Содержание тонкозернистых концентратов в шихте, % | <u>56,1...70,4</u> 62,52 | <u>58,03...72,78</u> 64,59 | <u>56,1...72,78</u> 63,55 |
| Высота слоя шихты, мм | <u>248,0...305,0</u> 265,9 | <u>248,0...305,0</u> 285,8 | <u>248,0...305,0</u> 275,85 |
| Содержание возврата в шихте, % | <u>22,9...27,1</u> 25,16 | <u>22,5...27,5</u> 24,99 | <u>22,5...27,5</u> 25,08 |
| Температура шихты, °С | <u>40,0...55,0</u> 47,77 | <u>48,0...61,0</u> 54,37 | <u>40,0...61,0</u> 51,07 |
| Расход извести, кг/т агломерата | <u>17,93...42,40</u> 30,69 | <u>19,0...35,2</u> 29,18 | <u>17,93...42,40</u> 29,93 |
| Содержание в шихте горючего углерода, % | <u>3,65...5,09</u> 4,13 | <u>3,2...4,68</u> 3,92 | <u>3,2...5,09</u> 4,02 |
| Влажность шихты, % | <u>6,82...7,97</u> 7,20 | <u>5,05...8,71</u> 7,15 | <u>5,05...8,71</u> 7,18 |
| Скорость движения аглоленты, м/мин | <u>1,87...2,70</u> 2,26 | <u>1,83...2,72</u> 2,24 | <u>1,83...2,72</u> 2,25 |
| Вертикальная скорость спекания, мм/мин | <u>17,34...23,1</u> 19,89 | <u>18,6...24,0</u> 21,22 | <u>17,34...24,0</u> 20,55 |
| Разрежение в коллекторе, мм в. ст. | <u>551,0...650,0</u> 594,93 | <u>483,0...684,0</u> 567,33 | <u>483,0...684,0</u> 581,13 |
| Содержание Fe в агломерате, % | <u>48,60...54,40</u> 52,39 | <u>50,30...55,40</u> 52,94 | <u>48,60...55,40</u> 52,66 |
| Содержание FeO в агломерате, % | <u>10,60...12,10</u> 11,47 | <u>10,20...12,10</u> 11,32 | <u>10,20...12,10</u> 11,393 |
| Основность CaO/SiO ₂ , ед. | <u>1,40...2,33</u> 1,67 | <u>1,33...1,86</u> 1,61 | <u>1,33...2,33</u> 1,64 |
| Показатели прочности: удар, % | <u>65,00...72,30</u> 68,02 | <u>66,70...72,80</u> 68,53 | <u>65,0...72,8</u> 68,28 |
| Истираемость, % | <u>4,90...5,60</u> 5,19 | <u>5,10...5,70</u> 5,23 | <u>4,90...5,70</u> 5,21 |

*) В числителе – интервал изменения, в знаменателе – среднее значение

Согласно работам [1 – 3], главными направлениями повышения эффективности процесса агломерации железорудных материалов являются:

1) хорошее усреднение и смешивание шихтовых материалов, обеспечивающее стабильность состава и физических свойств агломерата;

2) повышение газопроницаемости шихты за счёт её лучшего окомкования, что достигается: поддержанием оптимальной влажности с помощью систем автоматического регулирования; совершенствованием конструкций и режимов работы окомковательных устройств; разработкой принципиально новых устройств для окомкования; введением в шихту вяжущих, прежде всего флюсующих добавок и поверхностно-активных веществ; организацией раздельного окомкования тонкоизмельчённых компонентов и др.;

3) подогрев шихты выше температуры точки росы (горячим возвратом; использованием тепла от гашения извести; пламенем газовых горелок, паром, токами высокой частоты и др.);

4) рациональное использование топлива, обеспечивающее равномерность теплового уровня при минимальном расходе топлива (оптимизация гранулометрического состава, накат коксовой мелочи на окомкованную шихту, загрузка шихты в два слоя с пониженным содержанием топлива в нижнем слое и др.);

5) увеличение высоты слоя спекаемой шихты за счёт тщательного её окомкования и повышения газопроницаемости, что улучшает прочность агломерата, производительность агломашин, спо-

способствует снижению расхода топлива;

б) ведение спекания при более глубоком вакууме, избыточном давлении (с наддувом), пульсирующем режиме движения воздуха;

7) создание условий для образования в зоне спекания жидких фаз с желаемыми свойствами (осуществляется вводом добавок, способствующих активизации минералообразования в твердой фазе, образующих легкоплавкие соединения или обеспечивающих устранение из агломерата стекловидных составляющих).

Таблица 2 – Гранулометрический состав компонентов агломерационной шихты*

| Компоненты аглошихты | Содержание фракции, % ** | | | | | |
|--------------------------|---------------------------|-----------------------------|---------------------------|----------------------------|----------------------------|---------------------------|
| | +10 мм | 10-5 мм | 5-3 мм | 3-1 мм | 1-0,5 мм | 0,5-0 мм |
| Аглоруда БРУ | <u>6,65-11,59</u> 8,81 | <u>13,55-16,8</u> 14,74 | <u>11,6-14,3</u> 12,88 | <u>22,2-24,8</u> 23,44 | <u>14,1-20,3</u> 18,08 | <u>19,3-24,6</u> 22,05 |
| Аглоруда МГОКа | <u>12,8-19,7</u> 16,76 | <u>10,8-15,7</u> 13,20 | <u>6,4-10,2</u> 8,61 | <u>9,5-12,8</u> 11,53 | <u>8,9-11,4</u> 10,27 | <u>37,9-42,4</u> 39,64 |
| Концентрат МГОКа | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 100 |
| Известняк Аккермановский | 0 | <u>0-4,8</u> 1,20 | <u>8,2-16,4</u> 10,73 | <u>30,2-34,9</u> 31,80 | <u>16,2-23,7</u> 19,96 | <u>32,4-38,7</u> 36,31 |
| Известь | <u>23,9-33,6</u> 27,95 | <u>39,1-51,7</u> 43,44 | <u>9,4-20,4</u> 15,51 | <u>3,4-6,7</u> 5,50 | <u>2,9-4,0</u> 3,54 | <u>2,1-5,0</u> 4,06 |
| Коксовая мелочь | 0 | <u>2,2-8,6</u> 5,17 | <u>7,9-15,4</u> 12,10 | <u>28,3-31,6</u> 29,51 | <u>19,1-25,8</u> 22,74 | <u>26,1-33,1</u> 30,45 |
| Возврат | <u>3,08-6,50</u> 4,69 | <u>26,88-38,56</u> 34,20 | <u>8,9-23,84</u> 18,87 | <u>19,79-26,9</u> 32,77 | <u>14,24-24,0</u> 19,46 | |

*По результатам отсева просушенных материалов (в период исследования концентрат Лебединского ГОКа не использовался).
 **В числителе – интервал изменения, в знаменателе – среднее значение.

Указанные способы совершенствования аглопроцесса имеют свою специфику применения, а использование большинства из них применительно к агломерационному цеху ОАО «Уральская Сталь» связано с усложнением технологии и требует значительных материальных затрат на модернизацию производства.

В условиях действующего производства, в первую очередь, следует уделять внимание способам, не требующим значительных изменений технологии и оказывающим комплексное воздействие, как на процесс подготовки агломерационной шихты, так и на ход самого агломерационного процесса. Из всех перечисленных вариантов указанным условиям в наибольшей степени удовлетворяет использование минеральных добавок в аглошихту, которые не только улучшают окомкование, но и способствуют активизации процессов минералообразования при спекании. В качестве таких добавок применяют: известь, оливины, отходы доменного производства, железные и марганцевые глинистые руды, железный купорос и др. [3].

При выборе добавки в условиях ОАО «Уральская Сталь», в первую очередь, следует обращать внимание на местные ресурсы (Орско-Халиловскую группу месторождений, Воскресенское месторождение), среди которых необходимо выделить следующие:

- бурожелезняковые руды Орско-Халиловской группы месторождений (отвальная мелочь Новокиевского месторождения, руды Новопетропавловского и Аккермановского месторождений);
- серпентинитомагнетиты – побочный продукт производства доломита;
- бентонитовые глины.

Их химический состав приведен в таблице 3.

Их вовлечение в производство позволит не только улучшить результаты аглопроцесса, но и снизить транспортные расходы (в условиях роста цен на железнодорожные перевозки), решить экологические проблемы с открытыми месторождениями в регионе, обеспечить комплексное использование минеральных ресурсов в Оренбургской области.

Введение в состав агломерационной шихты бурожелезняковых руд с глинистой пустой поро-

дой обеспечит улучшение результатов окомкования. Кроме того, можно ожидать и активизации жидкофазного спекания, поскольку входящие в состав руд минералы благодаря наличию окислов железа и кремния образуют соединения типа фаялита, за счет вязкости которого обеспечивается повышение прочностных свойств агломерата. Результаты лабораторных экспериментов [8], в которых смешанную шихту при окомковании увлажняли до 7,5 – 10 % пульпой, содержащей в пределах от 1,5 до 2,5 % пылевидные отходы переработки бурожелезняковых руд Новокиевского месторождения, представляющие собой железистые хлориты, преимущественно амезит, шамозит и пеннин, с фракцией 0,074 мм до 75 масс. %, подтвердили эффективность их использования. Способ позволил повысить прочность агломерата на удар на 7 – 9 %, что можно объяснить активизацией кристаллохимических и пиромеханических превращений.

Таблица 3 – Химический состав новокиевской отвальной мелочи, новопетропавловских и аккермановских руд, серпентинитомagneзитов Халиловского месторождения, бентонитовых глин Воскресенского месторождения [4 – 7]

| Химический состав, % | Новокиевские отвалы | Новопетропавловская руда | Аkkerмановская руда | Серпентинитомagneзиты Халиловского месторождения | Бентонитовые глины Воскресенского месторождения |
|--------------------------------|---------------------|--------------------------|---------------------|--|---|
| Fe | 34,8 | 37,0 | 32,0 | 4,09-5,60 | 10,85 |
| Ni | 0,57 | 0,47 | 0,4 | 0,13-0,21 | - |
| Cr | 1,2 | 1,7 | 1,24 | 0,17-0,31 | - |
| SiO ₂ | 19,3 | 16,8 | 25,3 | 36,91-39,16 | 44,1 |
| Al ₂ O ₃ | 8,1 | 11,5 | 12,8 | 0,8-3,63 | 15,34 |
| CaO | 2,1 | 0,52 | 0,95 | 0,06-1,21 | 1,24 |
| MgO | 2,5 | 1,6 | 1,3 | 34,7-39,72 | - |
| S | 0,045 | 0,05 | 0,09 | <0,04 | 0,036 |
| P | 0,18 | 0,24 | 0,12 | <0,04 | 0,028 |
| n.n.n. | 14,1 | 16,04 | 11,7 | 12,82-15,87 | 11-14 |

Ограничением в их использовании в агломерационном производстве является повышенное содержание Cr, концентрация которого в передельном хромоникелевом чугуна согласно ГОСТ 805-95 ограничена 0,04 %. Исходя из этого расход руды в агломерационной шихте не должен превышать 13 кг/т при самых неблагоприятных условиях (доменная плавка на 100 % агломерата при полном переходе хрома в чугун).

В качестве добавок при окомковании руд КМА могут также использоваться бентонитовые глины Воскресенского [6] и Новокиевского месторождений, имеющие повышенную сорбционную емкость и большую удельную поверхность, что позволит увеличить прочность гранул окомкованной шихты и скорость спекания. Кроме того, при этом можно ожидать увеличения прочности агломерата за счет более равномерного теплового состояния спекаемого слоя.

В качестве упрочняющей магниальной добавки в составе агломерационной шихты можно использовать серпентинитомagneзиты Халиловского месторождения, содержащие до 40 % MgO. Лабораторные исследования [7] показали, что при постоянстве состава железорудной смеси и условий спекания, их минералогический состав способствует активации твердофазных реакций, положительно сказываясь на результатах аглопроцесса (обеспечиваются более высокие показатели прочности и выхода годного агломерата по сравнению с применением в качестве магниальных добавок сырого доломита и сидеритов БРУ). Ограничением по их использованию является содержание хрома, поэтому расход серпентинитомagneзита не должен превышать 50 кг/т.

Одной из существующих проблем увеличения количества компонентов агломерационной шихты (при действующей технологии ее подготовки) является ухудшение однородности шихты, что снижает эффект от введения добавок. Поэтому такие добавки-активаторы следует подавать с водой при увлажнении агломерационной шихты в виде пульпы. Современные пневматические форсунки

обеспечивают возможность эффективного распыления пульпы с содержанием сухого вещества до 26,3 % [9], а по данным других исследователей – до 70 % [10], хотя предельная величина у авторов вызывает некоторое сомнение. Поэтому при расходе воды на окомкование 30 – 40 л/т возможно введение добавок до 40 – 50 кг/т равномерно на поверхность гранул, что обеспечит их активное участие не только в окомковании, но и при спекании агломерационной шихты. Подача активных добавок на поверхность формирующихся гранул при окомковании позволит улучшить качество подготовки шихты, что даст возможность увеличить высоту слоя аглошихты, долю тонкозернистых концентратов в аглошихте, производительность агломерационной машины. Расположение опытных добавок на поверхности гранул позволит также активизировать процесс спекания, что обеспечит увеличение прочности и выход годного агломерата.

На основе вышеизложенного, предполагается дальнейшее исследование следующих возможностей совершенствования технологии производства агломерата: использование добавок бурожелезняковых руд (различного состава), бентонитовых глин и серпентинитомagnesитов при их подаче в виде пульпы на агломерационную шихту в процессе ее окомкования.

Библиографический список

1. Ефименко Г.Г. *Металлургия чугуна* / Г.Г. Ефименко, А.А. Гиммельфарб, В.Е. Левченко. – К.: Вища школа, 1988. – 351 с.
2. *Основы научных исследований в черной металлургии* / В.И. Баптизманский [и др.]; под общ. ред. Ю. Н. Яковлева. – Киев; Донецк: Вища школа, 1985. – 205 с.
3. Коротич В.И. *Агломерация рудных материалов* / В.И. Коротич, Ю.А. Фролов, Г.Н. Бездежский. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГТУ-УПИ», 2003. – 400 с.
4. Панычев А.А. *Исследования обогащения природно-легированного сырья для производства нефтегазовых труб в северном исполнении*. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2001. – 112 с.
5. Братковский Е.В. *Особенности выплавки природнолегированных чугунов* / Е.В. Братковский, А.Н. Шаповалов, В.В. Бабанак и др. – Оренбург: РИК ГОУ ОГУ, 2004. – 198 с.
6. Шаповалов А.Н. *Использование бентонитовых глин Воскресенского месторождения для производства железорудных окатышей* / А.Н. Шаповалов, А.В. Заводяный // *Металлург*. – 2014. – № 5. – С. 40 – 43.
7. Шаповалов А.Н. *Применение серпентинитомagnesитов Халиловского месторождения в агломерационном производстве* / А.Н. Шаповалов, А.В. Заводяный, Е.В. Братковский // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – 2011. – № 3. – С. 25 – 29.
8. Пат. 2471005 Российская Федерация, МПК С22В 1/16. *Способ агломерации железорудных материалов* / А.А. Панычев, Д.Р. Ганин, А.П. Никонова. – № 2011118719/02, заявл. 11.05.2011, опубл. 27.12.2012, Бюл. № 36. – 4 с.
9. Пажи Д.Г. *Основы техники распыливания жидкостей* / Д.Г. Пажи, В.С. Галустов. – М.: Химия, 1984. – 256 с.
10. А.с. 1005943 СССР, МКИ В05В 15/02. *Форсунка* / Г.А. Выговский, Э.П. Бурминский, А.В.Ремизов, С.Г. Выговский. – № 3370065/23–05; заявл. 28.12.81; опубл. 23.03.83, Бюл. № 11. – 3 с.

УДК 669.013

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ МИНИ-ЗАВОДЫ: ТЕНДЕНЦИИ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ

Тимошпольский В.И.¹, Трусова И.А.²

¹*Научно-производственная группа компаний «Нефтегазстройизоляция», г. Киев, Украина, tree-89@mail.ru*

²*Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Республика Беларусь, irinadner5r@gmail.com*

Аннотация. *Сформулированы принципы структурирования современных металлургических мини-заводов и комплексов, позволяющие определить наиболее существенные технологические, энергетические и экономические параметры с точки зрения их оптимизации и эффективности.*

Ключевые слова: *металлургические мини-заводы и комплексы, дуговая сталеплавильная печь, доменное производство, Корекс-технология*

METALLURGICAL MINI-PLANTS: TENDENCIES AND DIRECTIONS OF DEVELOPMENT

Timoshpolskiy V.I.¹, Trusova I.A.²

¹*Scientific and production group of companies «Neftegazstroyizolyaciya»,
Kyiv, Ukraine*

²*Belarussian national technical university,
Minsk, Republic of Belarus*

Abstract: Principles are set forth construction of modern metallurgical mini-plants and complexes, allowing to define the most substantial technological, power and economic parameters from the point of view of their optimization and efficiency.

Key words: metallurgical mini-plants and complexes, arc steel-smelting stove, domain production, Corex- technology.

Рассмотрены тенденции строительства металлургических мини-заводов, начиная с идеи создания мини-предприятий ученым-металлургом, академиком А.И. Целиковым в 1950 – 1960-е годы и момента ввода в эксплуатацию первых заводов, а также предпосылки, сложившиеся в мировом металлургическом сообществе в настоящее время [1 – 4].

Показано, что приоритет строительства мини-заводов принадлежит США (первый завод построен в 1970-х годах), за период 1970 – 2000 гг. количество мини-заводов в США превысило 120, доля производимого на них металлопроката составляла 30 – 80 % (для различных видов металлопродукции). Однако после 2000-х годов количество мини-заводов различной производительности в США стало уменьшаться.

В период 1984 – 1985 гг. осуществлен ввод в эксплуатацию первых металлургических мини-заводов в бывшем СССР: Белорусский металлургический завод (г. Жлобин), Молдавский металлургический завод (г. Рыбница), Дальневосточный металлургический завод (г. Комсомольск-на-Амуре). В 1990-х гг. началось активное строительство металлургических мини-заводов в Японии, Индии и других странах.

В 2005-2010 гг. отмечался значительный интерес к проектированию и строительству мини-заводов в странах СНГ, в первую очередь в Российской Федерации (РФ). При этом на период до 2015 г. прогнозировалось ввести в эксплуатацию около 20 мини-заводов по производству арматуры, полосы, сортового проката годовым объемом предприятий от 200 тыс.т до 1,0 млн.т, однако большинство проектов не было реализовано по ряду объективных причин. Можно отметить, прежде всего, увеличение капитальных вложений в строительство, конъюнктуру рынка, возросшую конкуренцию действующих предприятий и проектов строительства, а также возрастающий мировой дефицит металлолома, являющегося основным сырьем для металлургического мини-завода.

Анализ сегодняшней ситуации позволяет говорить о новом витке строительства металлургических мини-заводов. Только за 2013 – 2014 г. в РФ было введено в действие пять предприятий, одно – в Казахстане, одно (в 2012 г.) – в Украине.

Анализируя основные преимущества мини-заводов по сравнению с интегрированными предприятиями, следует отметить, наряду с низкой энергоемкостью продукции, высоким экологическим уровнем, быстрым сроком окупаемости, более низкими удельными капитальными затратами, высокой производительностью труда, реализацию фактически нового мировоззрения с точки зрения наукоемкости, уровня и оснащенности технологий.

На основе анализа существующего мирового опыта и собственных исследований в области теплотехнологий металлургических мини-заводов [3, 4] сформулированы принципы структурирования современного металлургического мини-завода, позволяющие определить наиболее существенные параметры (технологические, энергетические и др. при обеспечении требуемого качества металлопродукции) с точки зрения их оптимизации и эффективности. При этом выделены три основных направления: традиционная технология на базе использования электросталеплавильных технологий и альтернативные технологии (на базе КОРЕКС-технологии и доменного процесса).

В рамках первого направления традиционный мини-завод, как правило, структурируется с точки зрения использования в металлургическом процессе металлолома и окатышей по схеме «дуговая сталеплавильная печь – внепечная обработка стали – непрерывная разливка заготовок – производство сортового проката». Очевидно, что ключевой с точки зрения энергопотребления и качества

продукции в этой цепочке является электросталеплавильная технология.

В качестве примера на рисунке 1 приведена схема металлургического мини-завода по производству сортового проката (уголок, швеллер, арматура, балка, круг) производительностью 800 тыс. т в год [4].

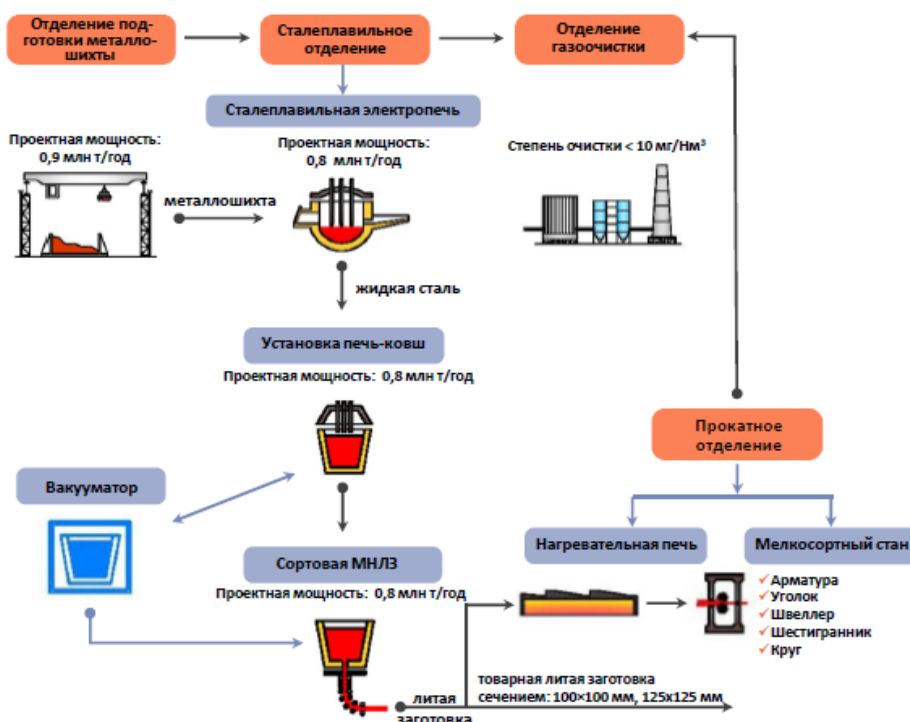


Рисунок 1 – Схема базового технологического оборудования металлургического мини-завода

Для указанной схемы мини-завода потребление ТЭР находится на уровне 7,2 – 7,5 ГДж/т; удельный расход условного топлива – 245 – 255 кг у.т./т; срок окупаемости – 4-5 лет.

Наряду с освоенными приемами повышения эффективности сталеплавильного процесса, такими как: донный или эркерный выпуск стали (обеспечивает полную отсечку шлака; сокращение длительности плавки на 4 – 5 мин; снижение расхода электродов на 6 % и электроэнергии на 20 – 30 кВт·ч/т); работа с жидким стартом или «болотом» (позволяет в течение 1 – 2 мин выйти на предельную мощность печи; ускорить наведение шлака последующей плавки; обеспечивает устойчивое горение дуг и возможность интенсивного вдувания кислорода с самого начала плавки, снижает расход электроэнергии на 15-30 кВт·ч/т); вспенивание шлака и вдувание углеродсодержащих материалов (обеспечивает степень передачи энергии электрической дуги от 50 до 100 %, защищает подины и стены от воздействия дуги); применение топливно-кислородных горелок (позволяет снизить расход электроэнергии на 30 – 50 кВт·ч/т); вдувание кислорода (удельный расход кислорода достигает 30 – 50 м³/т, что фактически заменяет 105 – 140 кВт·ч/т электроэнергии), следует отметить современные способы, обеспечивающие достижение наиболее высоких показателей для процесса выплавки стали:

– использование в завалке жидкого чугуна (до 40 %), что позволяет достигнуть расхода электроэнергии на уровне 250 кВт·ч/т (5 кВт·ч/т при добавлении 1 % жидкого чугуна к шихте) [5]. В этом случае ДСП фактически используется одновременно и в качестве конвертера, и традиционной дуговой печи. При этом если доля лома в конвертере не может превышать 30 % (оптимальное количество 20 – 25 % из-за дефицита теплоты), то в ДСП возможно переплавлять шихту из лома и жидкого чугуна в любых экономически обоснованных соотношениях. В технической литературе имеются сведения о результатах плавки в ДСП с 70 – 80 % жидкого чугуна, при этом расход электроэнергии снижается до 20-50 кВт·ч/т (традиционная технология 420 – 470 кВт·ч/т). Благодаря большому количеству жидкого чугуна, такие печи с массой плавки 110 т (доля чугуна 30 %) имеют часовую производительность 200 т/ч, т.е. продолжительность плавки составляет 30 – 35 минут (традиционная около 50 минут). Следует отметить и такое важное преимущество, как возможность в конкретном случае замещения сортамента выплавляемой стали, характерного ранее только для конвертерного процесса;

– предварительный подогрев лома, загружаемого в ДСП, за счет теплоты уходящих газов. Одной из последних внедренных разработок в этой области является печь с шахтой с удерживающи-

ми пальцами [6], которая обеспечивает следующие показатели: подогрев лома (в количестве 100 %) до 750 – 850 °С; время плавки и доводки – 35 минут; экономию электроэнергии до 100 кВт·ч/т; экономию электродов до 30 %; сокращение выброса пыли на 25 %; прирост производительности до 40 %. Дальнейшее развитие шахтной конструкции привело к созданию двухкамерной шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами типа MSR (Multi-stage Scrap Preheater – многокамерный подогрев лома) конструкции Mannesmann Demag Metallurgy (Дуйсбург, Германия) [7]. При работе на шихте, состоящей только из лома, расход электроэнергии в такой печи составляет менее 290 кВт·ч/т. Печь рассчитана на использование в шихте жидкого чугуна, что позволит дополнительно уменьшить расход электроэнергии;

– применение непрерывной и полунепрерывной подачи шихты [5]. Наиболее перспективной на сегодняшний день является система Consteel, в которой осуществляется непрерывная подача в ДСП с предварительным нагревом металлической шихты (тяжелого и легкого лома, чугуна, горячекрикетированного железа и т.д.). Масса жидкого болота составляет 53 – 60 %, продолжительность выплавки 38-40 мин, расход электроэнергии находится на уровне 395 кВт·ч/т (без использования природного газа).

В рамках второго направления практический интерес представляет схема металлургического мини-завода с использованием альтернативных способов получения чугуна, среди которых наиболее промышленно освоенным является КОРЕКС-технология. В настоящее время, по данным фирмы Сименс ФАИ, в мире функционирует семь модулей (один в ЮАР (С-2000), четыре – в Индии (С-2000), в том числе два – на заводе Jindal, два – на заводе Essar, один – в Южной Корее (Posco) С-2000 и один – Китае (С-3000).

К основным преимуществам КОРЕКС-процесса относят возможность использования углей практически любой калорийности, в том числе с добавкой бурых, в качестве сырья – железорудного концентрата или кусковой руды, а также отходов металлургического производства в виде окалины, стружки, шлама. По оценочным расчетам себестоимость 1 т чугуна в конкретном случае составляет от 190 до 240 долл. США (в зависимости от цен на исходное сырье и топливно-энергетические ресурсы).

В качестве примера на рисунке 2 приведена схема металлургического мини-завода годовой производительностью 800 тыс.т, в котором для дальнейшего производства стали используется кислородный конвертер с установкой внепечной обработки стали, обеспечивающий получение высококачественной стали с низкой энергоемкостью. Отходящий из восстановительного реактора газ имеет высокий энергетический потенциал (теплота сгорания 6,7 – 8,0 МДж/м³), количество образующегося газа – более 2 тыс.м³/т чугуна.

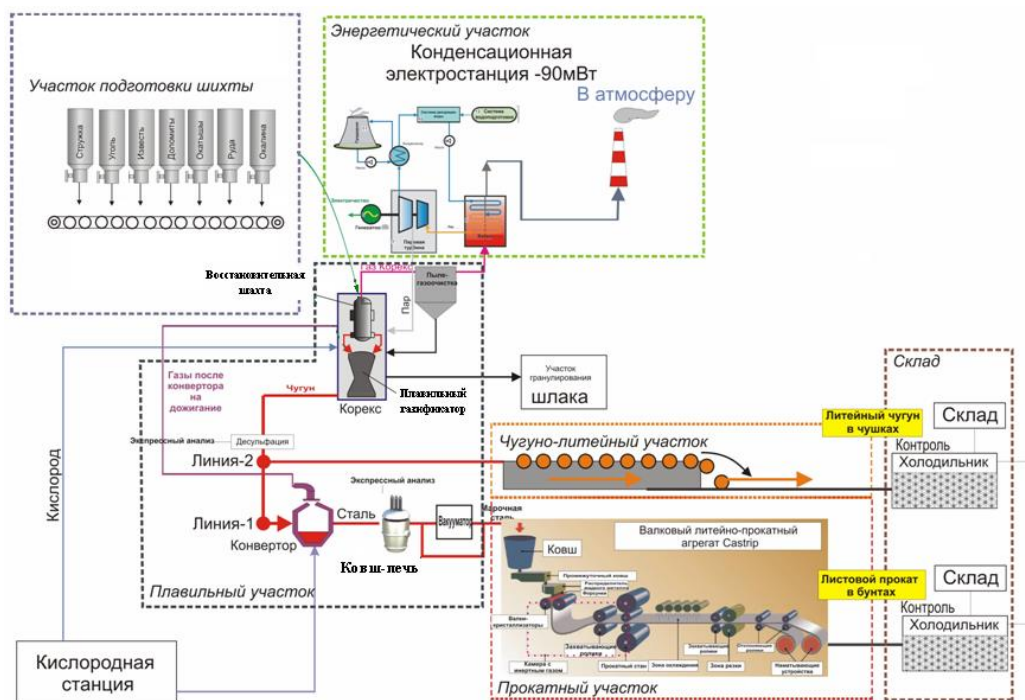


Рисунок 2 – Схема металлургического мини-завода при использовании КОРЕКС-технологии

Колошниковый газ может использоваться для энергетических целей, в конкретном случае (рисунок 2) для выработки электроэнергии на мини-ТЭЦ мощностью около 100 МВт, что позволит с

избытком покрыть потребность мини-завода в электроэнергии.

Третье направление предполагает использование в структуре металлургического мини-завода доменной технологии. Это обусловлено тем обстоятельством, что доменная плавка, несмотря на разработку и внедрение альтернативных способов получения чугуна, в настоящее время по-прежнему остается основным способом получения чугуна. Анализ существующего положения показал, что альтернативное производство чугуна, хотя и увеличилось, развивается, тем не менее, параллельно с доменным процессом в соотношении 1:100 для процессов Cogex/Finex и в соотношении 1:10 для прямого восстановления (горячебрикетированное железо) [8].

Использование доменных печей малого объема в структуре металлургического мини-завода позволяет экономить топливно-энергетические ресурсы за счет использования доменного газа при строительстве ТЭЦ, заливке жидкого чугуна с температурой перегрева 1370 – 1400 °С.

Анализ использования различных видов металлошихты [9] показал, что доменная печь для условий мини-заводов удовлетворяет всем требованиям металлургического комплекса. При этом ключевым производственным цехом остается электросталеплавильный цех, а в дополнение к существующим сталеплавильным и прокатным цехам авторами [9] предлагается строительство комплекса компактной доменной печи, что позволит в зависимости от конъюнктуры рынка увеличить в сталеплавильной шихте долю жидкого или твердого чугуна либо реализовывать литейный чугун на стороне.

В рамках трех указанных направлений необходимо дополнить основополагающие принципы структурирования металлургических мини-заводов с учетом сквозной технологии получения металлопродукции в области непрерывной разливки и прокатного производства:

– использование самых последних достижений в области создания и эксплуатации газопечной теплотехники, а именно: строительство современных нагревательных печей с механизированным подом (шагающий под, шагающие балки, вращающийся под); сводовое отопление плоскопламенными горелками и нижний подогрев металла с целью выравнивания температуры металла; подогрев воздушного дутья до температуры 450 – 550 °С, что в целом обеспечит значительное снижение потребления тепловой энергии (до 40 кг у.т/т с холодного посада) и уменьшение окалинообразования при ведении технологического процесса; организация горячего посада заготовок при нагреве металла с целью экономии топливно-энергетических ресурсов до 40 – 50 % (20 – 25 кг у.т/т), обеспечение повышения качества нагреваемого металла, и как следствие, сокращение вредных выбросов в окружающую среду;

– применение прокатных станов, обеспечивающих прокатку строительных профилей размером от 8 до 18 мм, средне- и высокоуглеродистой катанки со скоростью 100 – 150 м/с, включая использование слиттинг-процесса, организацию технологии ускоренного охлаждения металлопродукции, получение листового проката, использование средств автоматизированного управления, переработку катанки в четвертых и пятых переделах, например, при получении проволоки и изделий из нее, металлокорда и др.

Таким образом, современные металлургические мини-заводы предусматривают, прежде всего, высокоэффективные энергетические и теплотехнологические процессы, используемые им непосредственно, и незначительные сроки окупаемости с момента ввода в эксплуатацию. Важнейшим фактором является исключительно низкий показатель энергоемкости готовой продукции, который находится на уровне 12 – 15 %.

Целесообразно и эффективно в качестве дополнительной инфраструктуры использование комплексов по производству жидкого чугуна, что позволяет значительно сократить потребление ТЭР и оперативно решать вопросы стабилизации материально-технической базы.

Библиографический список

1. Тимошпольский В.И. Теплотехнологические основы металлургических процессов и агрегатов высшего технического уровня. – Мн.: Наука и техника, 1995. – 256 с.
2. Тимошпольский В.И. Теплотехнология металлургических мини-заводов // В.И.Тимошпольский, Ю.В.Феоктистов, И.А.Трусова и др. –Мн.:Навука і тэхніка. 1992.158 с.
3. Тимошпольский В.И., Трусова И.А. Технологическая и экономическая эффективность современных металлургических мини-заводов и комплексов // Сталь. – 2014. – №7. – С.99-105.
4. Тимошпольский В.И., Трусова И.А. Современные подходы при проектировании и строительстве металлургических заводов последнего поколения // Литье и металлургия. – 2011. №4. – С.76-84.
5. Белковский А.Г., Кац Я.Л., Краснянский М.В. Современное состояние и тенденции развития технологии производства стали в ДСП и их конструкций // Бюл. «Черная металлургия». – 2013. – №3. – С.72-88.
6. Дуговые сталеплавильные печи – Siemens. [Электронный ресурс]. – Режим доступа:

www.industry.siemens.com.

7. Рябов А.В., Чуманов И.В., Шишимиров М.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах. – М.: Теплотехник, 2007. – 192 с.

8. Х. Б. Люнген, М. Петерс, П. Шмёле. Производство чугуна: путь перемен // Черные металлы. – 2011. – № 9.

9. Лазуткин А.Е., Чижиков А.Г., Семин А.Е. Концепция модернизации металлургических мини-заводов // Электрометаллургия. – 2011. – №8. – С.2-9.

УДК 533.9

ВЛИЯНИЕ ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО НАВОДОРОЖИВАНИЯ НА ПАРАМЕТРЫ АВТОВОЛН В НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ*

Бочкарёва А.В.^{1,2}, Баранникова С.А.^{1,3,4}, Лунев А.Г.^{1,2}, Ли Ю.В.¹, Зуев Л.Б.^{1,3}

¹*Институт физики прочности и материаловедения СО РАН,*

²*НИ Томский политехнический университет,*

³*НИ Томский государственный университет,*

⁴*Томский государственный архитектурно-строительный университет,
г. Томск, Россия*

avb@ispms.tsc.ru, bsa@ispms.tsc.ru, agl@ispms.tsc.ru, jul2207@mail.ru

Аннотация: Исследовано влияние примесей внедрения водорода на параметры макролокализации пластической деформации на стадии линейного упрочнения нержавеющей стали 40X13. Методом двухэкспозиционной спекл-интерферометрии получены эволюционные картины для стадии линейного упрочнения образцов в исходном состоянии и после электролитического наводороживания в течение 24 часов, определены основные параметры. Установлено, что наводороживание образцов приводит к значительным изменениям зон локализации деформации.

Ключевые слова: водородное охрупчивание, электрохимическая ячейка, нержавеющая сталь, пластическая деформация, автоволны

IMPACT OF ELECTROLYTICAL SATURATION WITH HYDROGEN ON THE STAINLESS STEEL AUTOWAVE PARAMETERS

Bochkareva A.V.^{1,2}, Barannikova S.A.^{1,3,4}, Lunev A.G.^{1,2}, Li Yu.V.¹, Zuev L.B.^{1,3}

¹*Institute of Strength Physics and Materials Science SB RAS (ISPMS),*

²*National Research Tomsk Polytechnic University,*

³*National Research Tomsk State University,*

⁴*Tomsk State University of Architecture and Building,
Tomsk, Russia*

avb@ispms.tsc.ru, bsa@ispms.tsc.ru, agl@ispms.tsc.ru, jul2207@mail.ru

Abstract: The effect of interstitial hydrogen atoms on the plastic flow localization parameters in tensile tested stainless steel. The main parameters of plastic flow localization at linear stage of the deformation hardening of specimens have been determined in both initial and electrolytically saturated with hydrogen in an electrochemical cell. It is defined that hydrotation of steel will rise to significant changes in the local deformation zones

Key words: hydrogen embrittlement, electrochemical cell, stainless steel, plastic flow, autowave

Высокохромистые стали мартенситного класса обладают оптимальным соотношением прочностных и пластических свойств, что в совокупности с невысокой стоимостью позволяет использовать их в качестве надежного конструкционного материала в ответственных конструкциях, особенно

* Работа выполнена в рамках Программы фундаментальных исследований Государственной академии наук в 2015 – 2020 гг. и Программы «Научный фонд им. Д.И. Менделеева Томского государственного университета» в 2015 г.

при воздействии агрессивных сред, например в присутствии водорода. Это могут быть различные химические реакторы, элементы конструкций нефтегазового оборудования. Следовательно, представляется важным исследование влияния данных факторов на поведение нержавеющей стали при ее формоизменении для обеспечения надежности ответственных узлов.

К настоящему времени известно, что пластическая деформация металлов и различных сплавов протекает локализованно на всех стадиях пластического течения, а характер картин локализации формируется строго в соответствии с законом деформационного упрочнения $\theta(\varepsilon)$ [1]. Так на стадии линейного упрочнения формируется фазовая автоволна с характерным пространственным периодом и скоростью распространения, на стадии параболического тейлоровского упрочнения – стационарная диссипативная структура, а на стадии предразрушения – коллапс автоволн с полюсом в месте будущего разрушения.

Цель данной работы заключается в исследовании влияния примесей внедрения водорода на параметры локализации пластической деформации.

Материалы и методика исследований

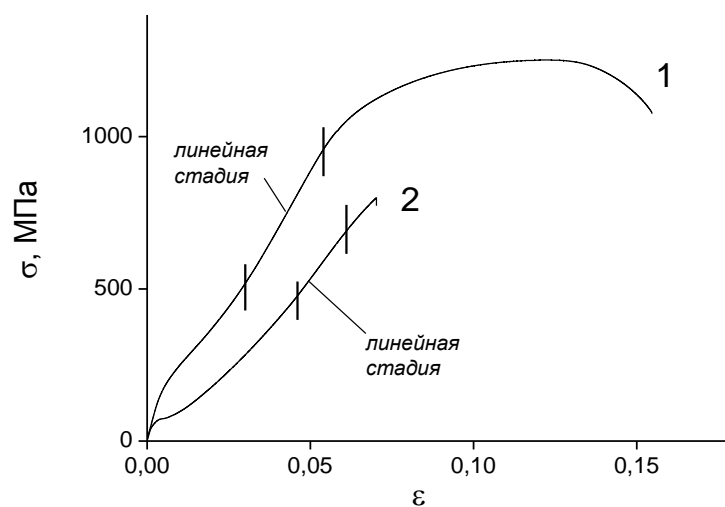
Для проведения исследований выбрана высокохромистая нержавеющая сталь марки 40X13 (0,4 % C, 0,6 % Si, 0,55 % Mn, 12,5 % Cr). Данная сталь после закалки имеет хорошую коррозионную стойкость с температуры, которая способна обеспечить полное растворение карбидов. Для получения конструкционного материала [2] после закалки производится высокий отпуск при температуре 600 – 650 °C с целью повышения пластичности.

Образцы в форме двойной лопатки с размерами рабочей части 50×10×2 мм были вырезаны электроискровой резкой из горячекатаного листа в состоянии поставки. Закалка проводилась после гомогенизации при $T = 1050$ °C в течение 3 часов путем быстрого охлаждения на воздухе. Высокий отпуск проводили от температуры 600 °C с выдержкой в течение 3 часов и охлаждением с печи.

Наводороживание образцов осуществляли электролитическим способом посредством помещения образцов в трехэлектродную электрохимическую ячейку при постоянном катодном потенциале $U = -600$ мВ, задаваемом относительно хлор-серебряного электрода сравнения, в 1N раствор серной кислоты с добавлением катализатора – тиомочевины в концентрации 20 мг/л при температуре $T=323$ К на 24 часа [3, 4].

Подготовленные образцы подвергались одноосному растяжению со скоростью $6,67 \cdot 10^{-5} \text{ с}^{-1}$ при комнатной температуре на универсальной машине LFM-125. Регистрация последовательности распределений компонент локальных удлинений ε_{xx} вдоль деформируемого образца проводилась методом двухэкспозиционной спекл-интерферометрии [1]. Исследование кинетики автоволнового процесса осуществлялось на основе анализа положения очагов локализации макродеформации как функции от времени $X(t)$. Это позволяет определить пространственный период λ и скорость перемещения очагов $V_{av} = dX/dt$.

Результаты механических испытаний образцов в термообработанном состоянии и после электролитического насыщения водородом в течение 24 часов представлены на рисунке 1.



1 – в исходном состоянии (после термообработки), 2 – после электролитического насыщения водородом в течение 24 часов

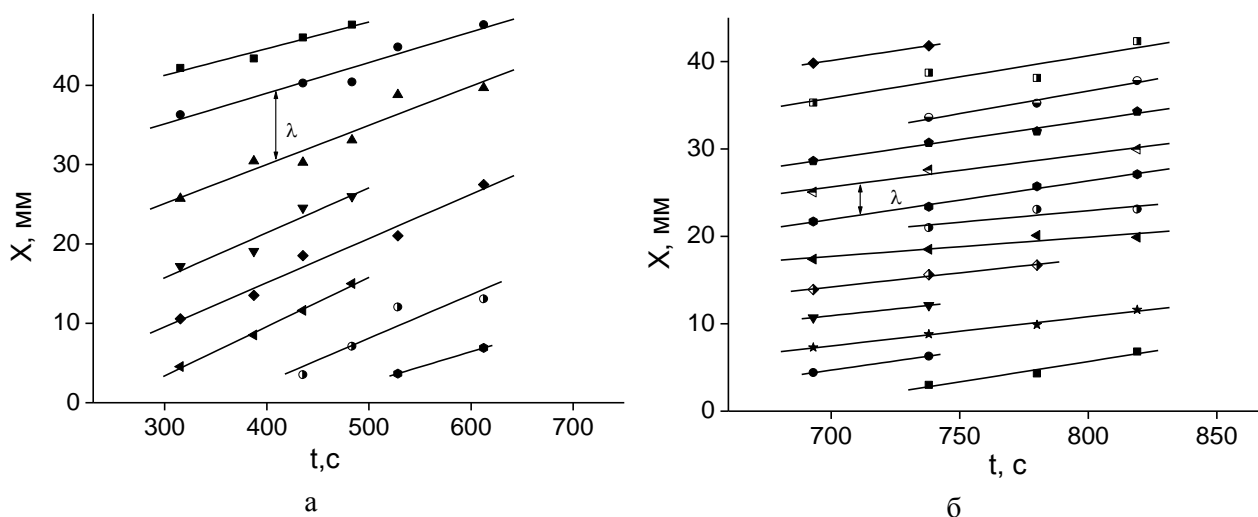
Рисунок 1 – Кривые нагружения образцов стали 40X13

Анализ стадийности кривых нагружения по характеру изменения коэффициента деформационного упрочнения $\theta = d\sigma/d\varepsilon$ и показателя деформационного упрочнения n в уравнении Людвика $\sigma = \sigma_0 + \theta\varepsilon^n$ показал, что характерной особенностью диаграмм является отсутствие параболической стадии деформационного упрочнения, при этом обоих состояниях имеет место стадия линейного упрочнения. Для образца в состоянии 2 кривая нагружения завершается обрывом на растущей ветви. Это является следствием водородной коррозии, в результате которой в объеме образца, длительно находившегося в электрохимической ячейке, возник концентратор напряжений. Результаты анализа механических характеристик стали 40X13 представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические свойства стали 40X13 при различной обработке

| № | σ_T , МПа | σ_B , МПа | δ , % | Стадия линейного упрочнения | | | Стадия предразрушения | | |
|---|------------------|------------------|--------------|-----------------------------|-----------------|-----------------|-----------------------|-----------------|-----------------|
| | | | | n | ε_n | ε_k | n | ε_n | ε_k |
| 1 | 218 | 1251 | 12,9 | 1 | 0,03 | 0,054 | 0,35 | 0,066 | 0,13 |
| 2 | 73 | 798 | 4,7 | 1 | 0,047 | 0,058 | - | - | - |

На рисунке 2 представлены эволюционные картины распределения локальных удлинений вдоль рабочей части образца. Последовательность положений каждого очага аппроксимируется прямой линией, что позволяет определить пространственный период автоволн λ , а также по углу наклона прямых рассчитать скорость их перемещения V_{aw} .



а – в исходном состоянии; б – после электролитического наводороживания в течение 24 часов

Рисунок 2 – Система подвижных эквидистантных очагов на стадии линейного упрочнения

Для состояния (рисунок 1, а) пространственный период и скорость составили $\lambda=6,8\pm 1,5$ мм и $V_{aw}=(4,9\pm 0,9)\times 10^{-5}$ м/с; для образцов после наводороживания (рисунок 1, б) $\lambda=3,5\pm 0,5$ мм и $V_{aw}=(4,0\pm 0,8)\times 10^{-5}$ м/с, соответственно.

Использование стандартных методов статистического анализа позволили оценить значимость полученных результатов [5]. А именно, анализ полученных значений методом двойного t-критерия по формуле:

$$t = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{(n_1 - 1)s_1^2 + (n_2 - 1)s_2^2}{n_1 + n_2 - 2}}} \sqrt{\frac{n_1 \cdot n_2}{n_1 + n_2}},$$

где \bar{x}_i – среднее арифметическое генеральной совокупности;

s_i – дисперсия генеральной совокупности;

n_i – число значений в генеральной совокупности (число пространственных периодов λ , либо количество подвижных очагов на стадии линейного упрочнения).

Далее проводится сравнение расчетного значения $|t|$ с табличным значением коэффициента Стьюдента $t_{\alpha,f}$, для доверительной вероятности $\alpha = 0,95$ и количества степеней свободы $f = n_1 + n_2 - 2$.

Для пространственного периода λ коэффициент Стьюдента $t_{\alpha,f} = 2,23$:

$$t = \frac{6,8 - 3,5}{\sqrt{\frac{(6-1)1,4^2 + (11-1)0,8^2}{6+11-2}}} \sqrt{\frac{6 \cdot 11}{6+11}} = 6,21 > 2,11$$

Для скорости автоволн $V_{ав}$ коэффициент Стьюдента $t_{\alpha,f} = 2,11$:

$$t = \frac{4,9 - 4,0}{\sqrt{\frac{(8-1)1,05^2 + (13-1)1,35^2}{8+13-2}}} \sqrt{\frac{8 \cdot 13}{8+13}} = 1,61 \leq 2,09$$

То, что для пространственного периода λ оказалось $|t| > t_{\alpha,f}$ указывает на существенное отличие между двумя средними значениями пространственного периода.

В работе показано, что водородное охрупчивание существенным образом влияет не только на основные механические характеристики (предел текучести, предел прочности, пластичность), но вносит значительные изменения в параметры процесса самоорганизации системы при активном нагружении.

Библиографический список

1. Зуев Л.Б., Данилов В.И., Баранникова С.А. Физика макролокализации пластического течения. – Новосибирск: Наука, 2008. – 327с.
2. Афонин, В.К., Ермаков Б.С., Лебедев Е.Л., Пряхин Е.И., Самойлов Н.С., Солнцев Ю.П., Шипша В.Г. Металлы и сплавы: Справочник / Под ред. Солнцева Ю.П. – СПб.: НПО «Профессионал», 2007. – 1092 с.
3. Zuev L.B., Barannikova S.A., Nadezhkin M.V., Mel'nichuk V.A. Tensile plastic strain localization in single crystals of austenite steel electrolytically saturated with hydrogen // Techn. Phys. Lett. 2011. V. 37. P. 793–796.
4. Barannikova S.A., Lunev A.G., Nadezhkin M.V., Zuev L.B. Effect of hydrogen on plastic strain localization of construction steels // Adv. Mater. Res. 2014. V. 880 P. 42 – 47.
5. Жажигаев Л.С., Кишьян А.А., Романиков Ю.И. Методы планирования и обработки результатов физического эксперимента. – М.: Атомиздат, 1987. – 232 с.

УДК 669.1.046

ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРОДУВКИ АЗОТОМ НА ОБРАЗОВАНИЕ НАНОРАЗМЕРНЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ В ТЕРМОСТОЙКИХ ЧУГУНАХ

Лубяной Д.А., Лубяная С.В., Шевченко С.Ю., Артемова Г.В., Рыленко С.В.

*ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», Новокузнецкий горнотранспортный колледж,
Новокузнецкий строительный техникум, НфиКемГУ МГТУ им Н.Э. Баумана
г. Новокузнецк, Россия, lubjanou@yandex.ru*

Аннотация: На ОАО «ЗСМК» широко применяется продувка расплава чугуна методом резонансно-пульсирующего рафинирования. Установлено, что длительная продувка чугуна азотом приводит к образованию в расплаве включений нитридов и карбонитридов титана. Они служат подложками для образования графита. Продувка обеспечивает их равномерное распределение в объеме металла.

Ключевые слова: продувка азотом, чугун, включение.

EVALUATION OF INFLUENCE OF NITROGEN BLOWING ON THE FORMATION OF NANOSCALE INCLUSIONS IN THE HEAT-RESISTANT CAST IRONS

Lubyanoi D.A., Lubyanyaya S.V., Shevchenko S.Y., Artemova G.V., Rylenko S.V.

JSC «ZSMK», BMSTU - Bauman Moscow Technical University, NCTC, NGTC
Novokuznetsk, Russia, lubjanoy@yandex.ru

Abstract: The blowing of molten cast iron by resonant-pulsed refining is widely applied at JSC "ZSMK". It was found that prolonged blowing of cast iron by nitrogen leads to the formation inclusions of nitrides and carbonitrides of titanium in the melt. They serve as substrates for graphite formation. Blowing ensures their uniform distribution in volume of the metal.

Key words: nitrogen blowing, cast iron, inclusions.

Для эффективного модифицирования чугуна применяются нанопорошки [1]. Технология изготовления этих порошков очень сложна и энергоемка, требует наличия планетарных мельниц. Однако образование подложек для модифицирования можно произвести и другими методами, в частности за счет образования нитридов титана, образующимися при продувке чугуна азотом, впервые рассмотренными в работе [2].

Было установлено, что при длительной продувке в расплаве методом резонансно-пульсирующего рафинирования генерируются в достаточном количестве неметаллические включения – нитриды и карбонитриды титана. Они служат подложками для образования графита (рисунок 1). Отмечено, что данный вид обработки значительно сказывается на микроструктуре доменного чугуна.

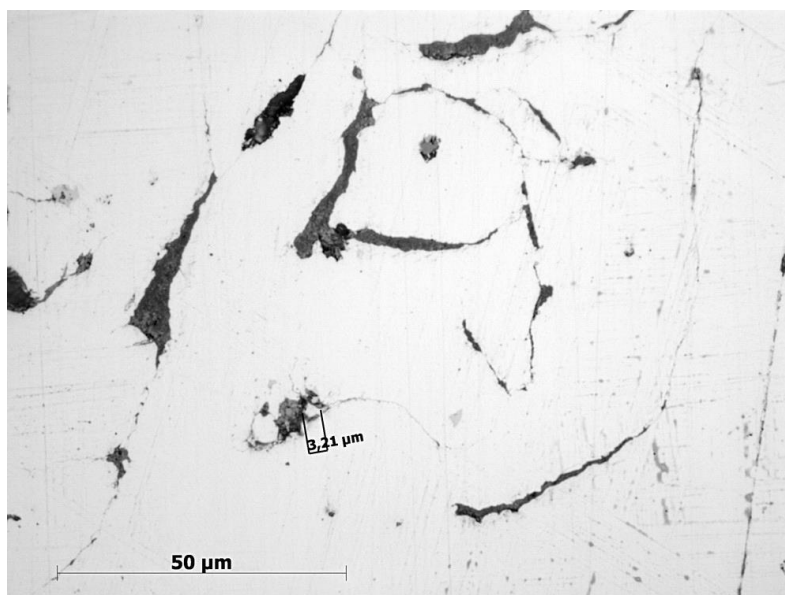
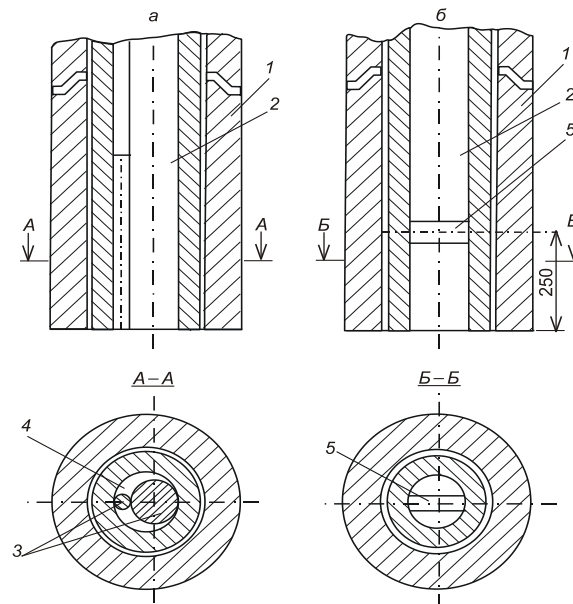


Рисунок 1 – Подложка карбонитридов инициирует образование графита

Оценочные измерения показали, что размер включений составляет 200 – 400 нм. Для равномерного распределения частиц в объеме ковша в цехе изложниц обработку чугуна азотом совмещают с низко- и высокочастотной обработкой расплава специальными фурмами (рисунок 2).

Как свидетельствуют результаты экспериментов, чем больше удаляется титана в процессе продувки, тем больше образуется неметаллических включений и тем равномернее (при прочих равных условиях) распределение графита и основы в структуре чугуна.

Продувка чугуна азотом в заданных режимах, как показали исследования, значительно уменьшает размер нитридов титана, ведет к уменьшению их размера, более равномерно распределяет их в объеме основы и в фосфидной эвтектике (рисунок 3).



1 – огнеупорная труба; 2 – стальная труба для подачи газа; 3 – фурменный наконечник со стержнем; 4 – серповидная щель; 5 – цилиндрический пульсатор

Рисунок 2 – Схема фурм с серповидным соплом (а) и соплом с цилиндрическим пульсатором (б)

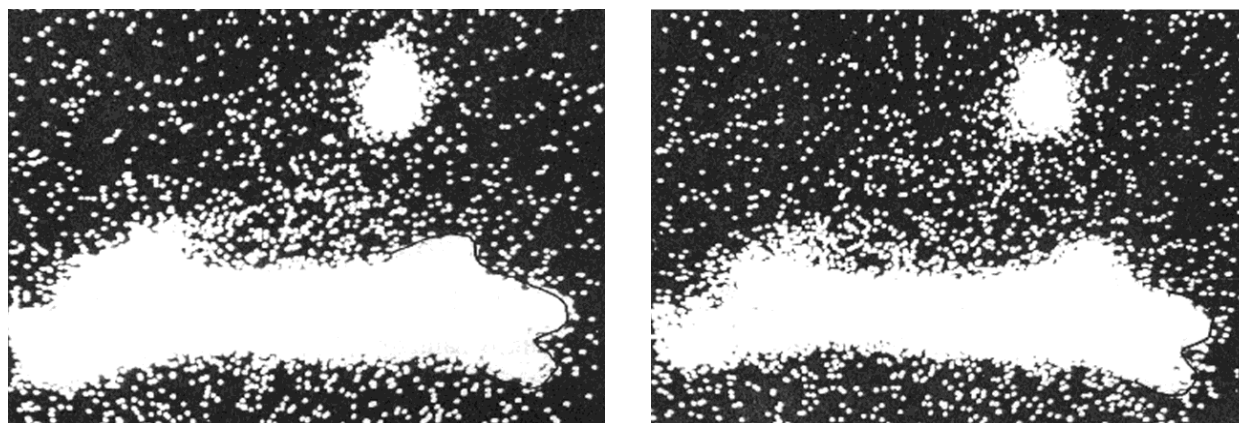


Рисунок 3 – Равномерное распределение мелких карбонитридов в фосфидной эвтектике после продувки (содержание фосфора в чугуна составляет 0,3 %) (×800)

Оценка микроструктуры показала, что после продувки чугуна техническим азотом, при которой удаляется порядка 0,03 – 0,06 % титана, образуется значительное количество нитридов и карбонитридов титана, которое обеспечивает равномерное распределение графита в структуре чугуна. При недостаточном количестве подложек для образования (при продувке недостаточной продолжительности) образуются крупные графитовые включения, нитриды распределены менее равномерно, как в основе, так и в фосфидной эвтектике, что способствуют образованию крупных трещин и разрушению изложниц и шлаковых чаш. При интенсивной продувке ликвация фосфора также значительно меньше (таблица 1)

Таблица 1 – Влияние продувки на содержание фосфидной эвтектики в чугунах

| Содержание фосфора, % | Условия эксперимента | Среднее содержание фосфидной эвтектики (по 100 полям зрения).% |
|-----------------------|----------------------|--|
| 0,12 | До продувки | 0,58 – 0,62 |
| | После продувки | 0,30 – 0,40 |
| 0,22 | До продувки | 1,50 – 1,85 |
| | После продувки | 1,0 – 1,6 |



a – изображение в характеристическом излучении титана;
б – изображение в характеристическом излучении ванадия

Рисунок 4 – Включение в фосфидной эвтектике. РЭММА-202 (×1200)

Наличие достаточного количества подложек для образования графита обеспечивает получение благоприятной микроструктуры чугуна с равномерно распределенным графитом среднего размера и матрицы без дендритной структуры. Таким образом, образование большого количества неметаллических включений при продувке, как было отмечено и ранее [2] благоприятно сказывается на микроструктуре чугуна и на эксплуатационной стойкости изложниц и шлаковых чаш.

Для оценки нитридообразования в чугуне использовали также и математическое моделирование. В математических моделях оценивалась вероятность нитридообразования при различных технологических параметрах.

Для нахождения коэффициента активности элементов в чугуне f_N использовались параметры взаимодействия:

$$\lg f_N = \sum_{i=2}^n e_N^i [i] + \sum_{i=2}^n e_N^{ii} [i]^2 + \sum_{i=2}^n \sum_{j=2}^n e_N^{ij} [i][j]. \quad (1)$$

Так как температура обработки чугуна в цехе изложниц составляет 1200 – 1400 °С, что ниже температуры сталеплавильных процессов (1600 °С), то в модели использовали эмпирическое соотношение по пересчету данных параметров взаимодействия на более низкие пределы температур по соотношению:

$$e_{N(T)}^i = \left(\frac{3280}{T} - 0.75 \right) \cdot e_{N(1873)}^i. \quad (2)$$

Использование данных допущений позволяет рассчитать границы образования нитридов титана в зависимости от исходного содержания титана в чугуне как при транспортировке чугуна из доменного цеха в цех изложниц, так и при последующих обработках расплава.

Температурные интервалы и условия нитридообразования представлены на рисунке 5.

После выпуска из доменной печи при температуре металла 1470 – 1500 °С содержание азота составляет 0,006 % при концентрации титана порядка 0,03 %, что соответствует данным многочисленных опытов, представленных в работе [3]. По прибытию в цех изложниц (1440 °С), содержание азота, полученное по данной модели, составляет 0,004 %, что также соответствует опытным данным и свидетельствует о хорошей адекватности модели. Дальнейшие виды обработки: перелив металла из

ковша в ковш (1350 – 1400 °С), слив металла из доменного ковша в разливочный ковш (1250 – 1300 °С), продувка чугуна азотом (1250 – 1200 °С). Как видно из рисунка 5 следует, что для образования нитридов требуется менее 0,001 % азота.

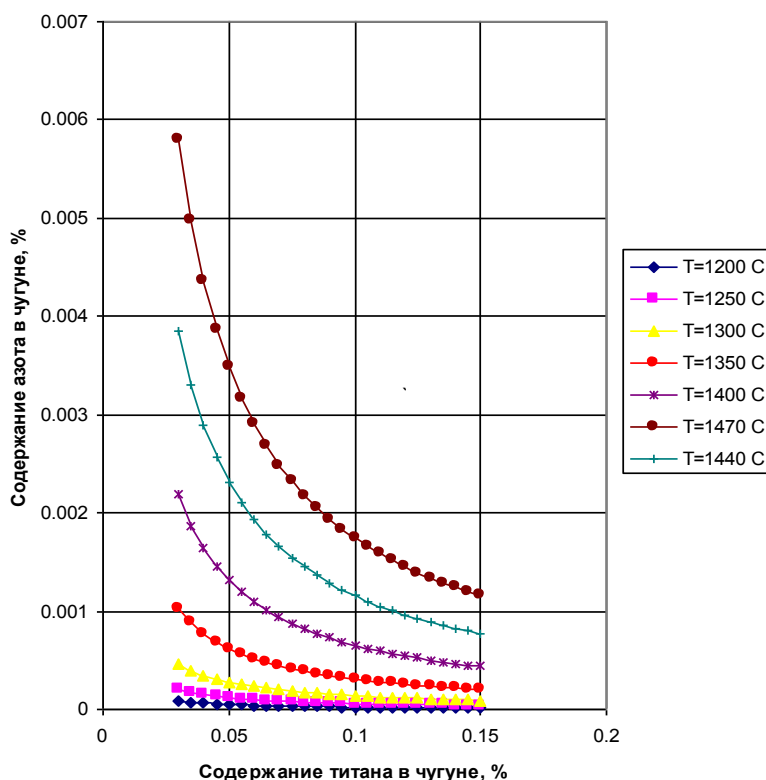


Рисунок 5 – Условия образования нитридов титана

Измерения показали, что содержание азота после продувки находится на уровне 0,002 – 0,003 % и свидетельствует о том, что нитриды будут образовываться. Подтверждением этих выводов является тот факт, что содержание титана, с одной стороны, при продувке постоянно снижается [4, 5] и образующиеся нитриды удаляются в шлак, а с другой стороны часть нитридов, которые не успели всплыть в шлак, остаются в чугуне, скапливаются в фосфидной эвтектике и основе чугуна, что и подтверждается металлографическими исследованиями (рисунки 1, 3, 4)

Выводы: данная обработка обеспечивает образование большого количества нитридных и карбонитридных включений титана, которые служат подложкой для образования включений графита в структуре чугуна. Продувка обеспечивает их равномерное распределение в объеме металла, что в свою очередь в течение нескольких десятков лет обеспечивает высокую стойкость изложниц и низкий их расход в периоде 2000 – 2014 гг. на уровне 12 кг на 1 тонну стали. Вследствие внедрения данных работ ОАО «ЗСМК» в последние годы занимает лидирующее место в производстве блюминговых и кузнечных изложниц.

Библиографический список

1. Упрочнение металлических, полимерных и эластомерных материалов ультрадисперсными порошками плазмохимического синтеза/ Жуков М.Ф., Черский И.Н., Черепанов А.Н. и др. - Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1999. – 312 с.
2. Ген Э.Б., Воробьев А.П. Влияние продувки азотом на первичную кристаллизацию чугуна // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 7. – С. 54-58.
3. Леви Л.И. Азот в чугуне для отливок. М.: Машиностроение, 1964. -227 с.
4. Лубяной Д.А. Влияние титана и ванадия и технологии подготовки доменного чугуна на образование трещин в чугуне изложниц и шлаковых чаш // Тяжелое машиностроение. – 2009. – № 9. – С. 26-28 .
5. Лубяной Д. А., Лубяная С.В., Саблина О.И. Эффективность применения термовременной обработки и пульсирующей продувки для рафинирования железоуглеродистых расплавов Обработка металлов (технология, оборудование ,инструменты). – 2012. – № 4. – С. 103-107.

К ВОПРОСУ ВНЕПЕЧНОЙ ПОДГОТОВКИ ЧУГУНА К КОНВЕРТЕРНОМУ ПЕРЕДЕЛУ

Шевченко А. Ф., Вергун А.С., Маначин И. А., Кисляков В.Г., Руденко А.Л.

*Институт черной металлургии им. З.И. Некрасова НАН Украины,
г. Днепропетровск, Украин, ovoch-isi@yandex.ua*

***Аннотация:** Представлены фактические данные по параметрам шлакообразования, приходу серы в конвертер, возможностям ресульфурации, влияния извести на параметры процесса вдувания, условиям скачивания шлака и обеспечения особо глубокой десульфурации чугуна (до $\leq 0,001 - 0,002$ % S). Приведено сопоставление двух технологий вдувания магния: вдувание (коинжекция) смеси магния с известью и вдувание зернистого магния без добавок. Показано, что в приведенном объеме сопоставления этих процессов нет существенных отличий в показателях использования обессеренного чугуна в конвертерном переделе.*

***Ключевые слова:** магний, чугун, десульфурация, инжесктирование, технологические показатели, затраты, сопоставление.*

TO THE PROBLEM TO OUT OF FURNACE CAST IRON PREPARATION TO CONVERTER REPARTITION

Shevchenko A.F., Vergun A.S., Manachin I.A., Kisliakov V.G., Rudenko A.L.

*Institute of Ferrous Metallurgy Z.I. Nekrasov NASU
Dnepropetrovsk, Ukraine
ovocho-isi@yandex.ua*

***Abstract:** Presents evidence on the parameters of slag formation, parish sulfur converter resulfurization opportunities, influence lime injection process parameters, conditions skimming ensure particularly deep desulphurization (to $\leq 0,001 - 0,002$ % sulfur). The comparison of the two tehnoolgy magnesium injection: injection (co injection) with a mixture of magnesium and lime injection of granular magnesium without agents. It is shown that in the above volume comparison of these processes were no significant differences in the utilization of sweet iron redistribution in the converter.*

***Key words:** magnesium, iron, desulphurization, injection, technological parameters, costs, comparison.*

Операции ограничения прихода серы и шлака с жидким чугуном в сталеплавильные агрегаты устойчиво вошли в практику подготовки шихты к конвертерной плавке. Из этих операций наибольшее применение получили процессы внепечной десульфурации, в основе, вдуванием магния или магний содержащих реагентов [1 – 6]. Широкая промышленная практика на сталеплавильных заводах Китая, Тайваня и Украины [1, 3, 4 – 6] показала, что первый из указанных процессов – вдувание зернистого магния (без разубоживающих добавок) является наиболее рациональным и экономичным.

Зарубежные разработчики и распространители технологии вдувания магния в смеси с известью (или карбидом кальция) выдвигают ряд оппонирующих предположений по процессу вдувания «чистого» магния, к которым относятся следующие:

1. Отсутствие извести может уменьшить шлакообразование в ковше и повысить содержание серы в ковшевом шлаке.
2. Более высокое содержание серы в шлаке при одинаковых условиях его удаления (скачивания) может приводить к бОльшему приходу серы в конвертер.
3. Отсутствие подачи извести (вместе с магнием) способствует развитию процессов ресульфурации.
4. Отсутствие совместной подачи магния с известью может уменьшить интенсивность ввода магния в жидкий чугун и увеличить продолжительность операции десульфурации чугуна.
5. Неизвестна стабильность получения чугуна с супернизким содержанием серы ($\leq 0,002$ % и $\leq 0,001$ %).
6. Вдувание магния без извести может способствовать ухудшению условий удаления ковше-

вого шлака, что должно сопровождаться удлинением операции скачивания шлака и попаданием шлака в конвертер.

По приведенным позициям необходимо изложить следующие пояснения.

Позиция 1. Отсутствие наполнителей во вдуваемом магнийсодержащем реагенте действительно уменьшает количество дополнительно образующегося шлака. Это сопровождается ощутимым уменьшением затрат при десульфурации [1] за счет меньших потерь чугуна с дополнительно образующимся шлаком, но при этом общее количество шлака уменьшается не столь существенно.

На примере применения рассматриваемых двух технологий десульфурации в одинаковых условиях показано (таблица 1), что при снижении серы в чугуне, например, с 0,020 до 0,002 % в ковше после десульфурации гранулированным магнием образуется суммарное количество шлака 15,78 кг/т чугуна, а после продувки смесью магния с известью – 19,08 кг/т чугуна, т.е. на 20,9 % больше. В этих же условиях содержание серы в шлаке после вдувания зернистого магния составляет 1,81 %, а после вдувания магнийсодержащей смеси 1,49 %, т.е. меньше на 17,7 % (относительных).

Таблица 1 – Параметры шлакообразования в ковше при десульфурации чугуна вдуванием зернистого магния (меткомбинат CSC, Тайвань [1]) и вдуванием (коинжекция) магния в смеси с известью (ОАО «Северсталь», Россия [9])

Масса чугуна в ковше около 280 т

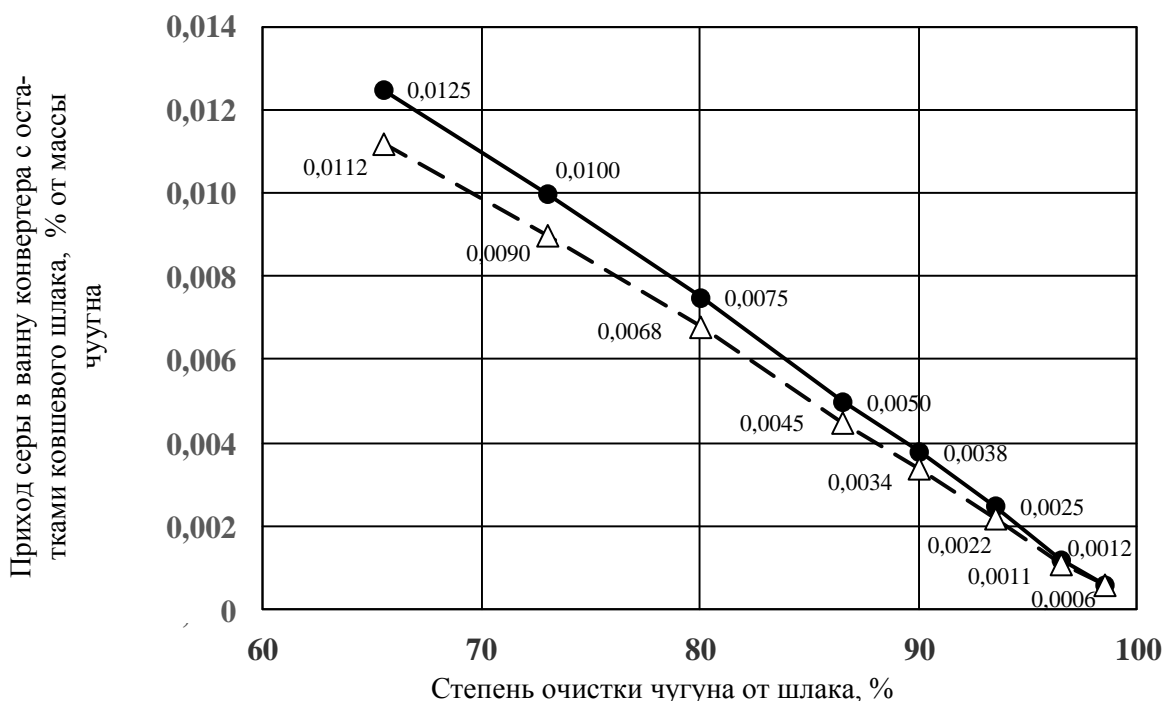
| №№ п/п | Параметр | Вдувание зернисто- го магния (CSC, Тайвань) | Вдувание (коинжекция) магния в смеси с известью (ОАО «Северсталь») |
|-----------|--|---|--|
| 1 | Содержание серы в чугуне, %: | | |
| | – исходное | 0,020 | 0,020 |
| | – после десульфурации | 0,002 | 0,002 |
| 2 | Удельный расход реагентов, кг/т чугуна: | | |
| | – магний | 0,39 | 0,49 |
| | – известь флюидизированная | – | 1,55 |
| | – всего реагентов | 0,39 | 2,04 |
| 3 | Расход реагентов, кг/ковш | 109 | 571 |
| 4 | Исходное количество шлака в ковше перед десульфурацией: | | |
| | – % от массы чугуна | 1,5 | 1,5 |
| | – кг/т чугуна | 15 | 15 |
| | – кг/ковш | 4200 | 4200 |
| 5 | Дополнительно количество образующе- го шлака: | | |
| | – кг/ковш | 218 | 1142 |
| | – кг/т чугуна | 0,78 | 4,08 |
| 6 | Количество шлака в ковше после де- сульфурации: | | |
| | – кг/ковш | 4418 | 5342 |
| | – кг/т чугуна | 15,78 | 19,08 |
| 7 | Содержание серы в ковшевом шлаке, %: | | |
| | – перед десульфурацией | 0,7 | 0,7 |
| | – после десульфурации | 1,81 | 1,49 |

В ковшах перед десульфурацией, как правило, содержится в среднем 15 – 20 кг/т чугуна исходного шлака [2, 3, 8, 9], что составляет 78 – 95 % от общего количества шлака в ковше после десульфурации (см. таблицу 1, пп. 4, 5, 6). По изложенным причинам на количество и химсостав шлака в ковшах после десульфурации в большей степени влияет не состав вдуваемых магнийсодержащих реагентов, а количество и состав исходного ковшевого шлака (перед десульфурацией). В реальных

условиях ввиду того, что количество исходного ковшевого шлака значительно превышает количество дополнительно образующегося шлака (при десульфурации магнийсодержащими реагентами), в итоге получаем, что при вдувании зернистого магния и магния с известью ковшевые шлаки содержат весьма близкие содержания серы (в равных условиях обработки).

Позиция 2. Суждение о том, что большее содержание серы в шлаке может приводить к большему попаданию серы в конвертер является логичным, но практическое влияние этого фактора необходимо оценить с учетом реальных результатов. При изучении процессов шлакообразования в ковшах (при различных вариантах десульфурации чугуна) и приходе серы в сталеплавильные агрегаты [2] были установлены фактические величины параметров попадания серы в конвертер, при анализе которых получена зависимость прихода серы в ванну конвертера от степени скачивания шлака из ковша с чугуном и типа применяемого процесса десульфурации (рисунок 1).

Показано, что с увеличением степени удаления шлака с 65 до 95 – 96 % количество серы, вносимой в конвертер с оставшимся шлаком, уменьшается с 0,0112 – 0,0125 % (от массы чугуна) до 0,001 %. При удалении более 96 % шлака количество вносимой серы снижается до 0,0006 %. Как следует из приведенной диаграммы разница в величинах прихода серы (в конвертер) по двум рассматриваемым технологиям десульфурации чугуна незначительна и она уменьшается с 0,0013 до 0,0001 % при увеличении степени скачивания шлака с 65 до 95 %. При степени скачивания шлака более 95 % этой разницы практически нет.



Цифры у точек – величины прихода серы в конвертер со шлаком

Конечное содержание серы в чугуне 0,002 %.

- ————— вдувание зернистого магния; Δ — — — — вдувание магния в смеси с известью

Рисунок 1 – Зависимость прихода серы в ванну конвертера (с остатками ковшевого шлака) от степени скачивания шлака из ковша после десульфурации

Приведенное свидетельствует о том, что при современных средствах очищения чугуна от ковшевого шлака (с применением современных гидравлических машин и барботирования расплава в ковше азотом), обеспечивающих без особых проблем удаление более 90 % шлака (вплоть до полного его удаления) тип применяемой технологии вдувания магния не влияет на приход серы со шлаком в конвертер.

Позиция 3. При вводе в жидкий чугун магний является практически единственным реагентом, который может насыщать чугун – до 0,4 – 1,3 % [2]. В системе [Mg]–[S] в равновесном состоянии величина [Mg]_{равн.}, как правило, не превышает 0,2 % даже при особо глубокой десульфурации, а чаще

не превышает 0,05 %. Технология десульфурации чугуна вдуванием гранулированного магния обеспечивает фактическое содержание магния в чугуне ($[Mg]_{\text{факт.}}$), как правило, не меньше равновесного значения, т.е. $[Mg]_{\text{факт.}} \geq [Mg]_{\text{равн.}}$. Это условие является одним из принципиальных, так как обеспечивает стабильность состояния системы рафинирования, исключая (или существенно снижая) опасность протекания процесса возврата серы в расплав. Выдержка обессеренного чугуна в таком состоянии увеличивает устойчивость системы рафинирования, так как снижение температуры чугуна приводит к уменьшению равновесного значения магния $[Mg]_{\text{равн.}}$ и увеличению разницы $[Mg]_{\text{факт.}} - [Mg]_{\text{равн.}}$. Наличие в системе рафинирования фактически избыточного содержания магния предотвращает протекание процессов ресульфурации чугуна, особенно при содержаниях серы в чугуне 0,005 % и ниже.

Фактическими данными эксплуатации было показано, что после десульфурации чугуна вдуванием гранулированного магния вплоть до слива чугуна в конвертер наблюдается частичное снижение содержания магния в чугуне ($[Mg]_{\text{факт.}}$), а содержание серы не повышается, и даже наблюдается дальнейшее снижение её содержания – на 0,001 – 0,003 % [2, 10].

Таким образом, рациональная реализация процесса десульфурации чугуна вдуванием гранулированного магния сопровождается насыщением рафинируемого расплава магнием, который предотвращает возврат серы из шлака в чугун, играя роль «защитного барьера».

Наличие в ковшевом шлаке оксида кальция (как правило, не меньше 20 % [2, 11]) вполне достаточно для связывания приходящей в шлак серы в более прочные (чем MgS) сульфиды кальция. Возможны случаи, когда содержание кальция в шлаке может быть недостаточным, тогда в технологии десульфурации вдуванием зернистого магния предусмотрена операция корректировки состава ковшевого шлака, в т.ч. с применением СаО-содержащих материалов, но в этом случае используют дешёвые (в т.ч. в виде отходов) материалы, а не дорогостоящую молотую флюидизированную известь, цена которой составляет [4] около 700 долл. США/т как это осуществляется в процессах коинжекции магния в смеси с известью.

Позиция 4. Суждение ряда специалистов о возможностях увеличения бурности процесса вдувания магния без извести, уменьшении интенсивности ввода магния и увеличении продолжительности обработки являются ошибочными и необоснованными. На практике вдувание зернистого магния без извести через многосопловую фурму [12] является процессом более спокойной и устойчивой обработки чугуна, снаиболее высокой интенсивностью ввода магния (вплоть до 25 кг/мин, наименьшей (в 1,5 – 2 раза) продолжительностью процесса обработки, высокой степенью усвоения реагента (95 % и больше) и наименьшим (на 3,0 – 3,5 долл. США/т чугуна) затратами на десульфурацию чугуна.

Приведенные преимущества вдувания зернистого магния (без разубоживающих добавок) обусловлены тем, что в технологии и оборудовании десульфурации чугуна зернистым магнием (без извести) реализован в действительности наиболее управляемый, надёжный, плавный и эффективный ввод магния в жидкий чугун, не реагирующий на все внешние помехи [2, 12].

Позиция 5. Вдувание магния (без пассивирующих добавок) обеспечивает стабильное получение чугуна с заданным содержанием серы (до $\leq 0,002$ %), что подтверждено при освоении технологии на нескольких металлургических комбинатах Китая и Тайваня. Введенный в эксплуатацию на заводе № 2 меткомбината концерна CSC (Тайвань) комплекс десульфурации чугуна мощностью 6,5 млн.т/год обеспечивает гарантией не менее 95 % получение особо чистого чугуна с содержанием серы $\leq 0,002$ % при среднем удельном расходе магния около 0,4 кг/т чугуна. Минимальное содержание серы в чугуне после обработки составляет 0,0002 %.

Вопрос 6. Широкое освоение десульфурации чугуна вдуванием зернистого магния (без извести) на 37 металлургических заводах Китая и Тайваня (70 комплексов десульфурации и скачивания шлака) показало, что образующиеся после десульфурации ковшевые шлаки по своим физико-химическим характеристикам существенно не отличаются от традиционных ковшевых шлаков [2, 3, 8, 9]. При помощи гидравлических машин скребкового типа за 4 – 7 мин из ковшей удаляется до 95 % шлака и более. Барботирование чугуна азотом (в период скачивания) позволяет практически полностью очистить чугун от шлака. Кроме того, имеющиеся в составе комплексов десульфурации бункера для корректировки состава шлака позволяют осуществлять загущение шлаков.

В таблице 2 представлены данные о содержании серы в чугуне и стали при различных технологиях десульфурации чугуна, из которой следует, что при десульфурации магнием без добавок содержание серы в чугуне и стали не уступает показателям при других методах десульфурации чугуна.

Таблица 2 – Результаты работы комплексов десульфурации чугуна на различных меткомбинатах при выплавке стали в 350-тонных конвертерах

| №№ вариантов | Наименование предприятия, страна | Технология десульфурации чугуна | Содержание серы в чугуне, % | | Содержание серы в стали (перед сливом из конвертера), % | Приход серы в конвертере, % |
|--------------|--|---|---------------------------------|---|---|-----------------------------------|
| | | | Исходное (перед десульфурацией) | После десульфурации | | |
| 1 | ОАО «Северсталь», Череповец, Россия | Вдувание смеси СаО+Mg через 2 фурмы (одновременно) | $\frac{0,010-0,047}{0,0262}$ | $\frac{0,001-0,010}{0,0043}$ | $\frac{0,004-0,016}{0,0088}$ | $\frac{+(0,0013-0,0070)}{0,0045}$ |
| 2 | ПАО «Металлургический комбинат «Азовсталь», Мариуполь, Украина | Вдувание гранулированного магния в доменные ковши | н/д | $\leq 0,005$ (1,61 млн.т/год чугуна) | $\leq 0,005$ (1,72 млн.т стали) | н/д |
| 3 | Корпорация CSC, сталезавод № 2, Каосюн, Тайвань | Вдувание гранулированного магния через 2-х сопловую фурму | $\frac{0,014-0,056}{0,029}$ | $\frac{0,0002-0,0048}{0,0033}$ | 0,0047 | 0,0015 |
| 4 | Корпорация CSC, сталезавод № 2, Каосюн, Тайвань | Вдувание гранулированного магния через 2-х сопловую фурму | $\frac{0,0184-0,0230}{0,021}$ | $\frac{0,0032-0,0045}{0,00372}$ | $\frac{0,0054-0,0067}{0,0058}$ | $\frac{0,0015-0,0031}{0,0021}$ |
| 5 | Корпорация CSC, сталезавод № 2, Каосюн, Тайвань | KR-процесс известь+ плавиковый шпат | $\frac{0,0181-0,0230}{0,0207}$ | $\frac{0,0021-0,0027}{0,0023}$ | $\frac{0,0034-0,0047}{0,0040}$ | $\frac{0,0010-0,0026}{0,0017}$ |

Выводы

1. Вдувание как магнийсодержащих смесей так и магния (без добавок) количество шлака в ковше увеличивается. Ввиду постоянного наличия значительного количества исходного шлака в ковшах, содержание серы в конечных шлаках при двух технологиях десульфурации получается близкой. С учетом практически постоянного значительного количества исходного шлака в ковше (78 – 95 % от общей массы) содержание серы в конечном шлаке увеличивается, но величины содержания серы в шлаках по двум технологиям десульфурации получается близким.

2. При современной технологии и оборудовании для удаления шлака из ковшей с чугуном обеспечивается удаление 90 % (и более) шлака. Тип применяемой технологии вдувания магнийсодержащих реагентов не оказывает принципиального различия на приход серы в конвертер.

3. Реализация процесса десульфурации чугуна вдуванием зернистого магния (без разубоживающих добавок) сопровождается насыщением чугуна магнием, который играет роль «защитного барьера», препятствующего протеканию процессов возврата серы из шлаков. В ряде случаев (отсутствие исходного шлака в ковше, низкое содержание оксида кальция в шлаке – (меньше 5 – 10 % рациональна корректировка физико-химических свойств конечного шлака с подачей дешевых отходов производств обжига извести, огнеупоров и др. добавок (в количестве 1 – 2 кг/т чугуна).

4. Процесс десульфурации чугуна вдуванием магния (без порошковой извести) включает применение наиболее текучего материала – в виде зерен, наиболее управляемой и надежной системы дозирования и вдувания магния, более стабильной и спокойной продувке чугуна в ковше с интенсивностью подачи магния вплоть до 25 кг/мин, «свободным бортом» в ковше – вплоть до 0,15 м и продолжительности вдувания в 1,5 – 2 раза меньше, чем при вдувании порошковой смеси.

5. Возможность и стабильность получения чугуна с супернизким содержанием серы подтверждена широкой производственной практикой применения технологии десульфурации чугуна вдуванием зернистого магния на металлургических предприятиях КНР и Тайваня, самым новым из которых является комплекс глубокой десульфурации чугуна (вплоть до $\leq 0,002$ % серы) концерна CSC (Тайвань) мощностью 6,5 млн. т/год чугуна. По желанию заказчика могут обеспечиваться гарантии по содержанию серы после обработки $\leq 0,001$ %.

6. Производственный опыт скачивания шлака из ковшей после десульфурации чугуна зернистым магнием (без извести) на комбинатах Украины, КНР и Тайваня не выявил особых трудностей и отличий удаления ковшевых шлаков. Применение современных средств и технологий позволяет за 4

– 6 мин удалить до 95 % шлака и более. Содержание серы в стали при работе на глубокообессеренном чугуна по двум технологиям вдувания магния получается практически одинаковым и зависящим в основе от степени очищения чугуна от шлака.

Библиографический список

1. Шевченко А.Ф., Башмаков А.М., Маначин И.А., Двоскин Б.В., Вергун А.С., Шевченко А.М., Лю Дун Ие. / Технично–экономическое сопоставление процессов внепечной десульфурации чугуна по результатам их промышленного освоения. // Бюлл. Черная металлургия. Москва. – Черметинформация. – 2013. – № 10. – С. 9 – 13.
2. Шевченко А.Ф., Большаков В.И., Башмаков А.М. // Технология и оборудование десульфурации чугуна магнием в большегрузных ковшах. Киев. – Наукова думка. – 2011. – 207 с.
3. Шевченко А.Ф. /Комплексная оценка различных технологий внепечной десульфурации чугуна. // Бюлл. Черная металлургия. Москва. – Черметинформация. – 2011. – № 7. – С. 33–41.
4. Зборщик А.М., Куберский С.В., Косолап Н.В./ Эффективность использования реагентов в современных процессах внедоменной десульфурации чугуна. // Бюлл. Черная металлургия. Москва. – Черметинформация. – 2011. – № 12. – С. 35–41.
5. Шевченко А.Ф., Двоскин Б.В., Вергун А.С. и др. / Применение технологии десульфурации чугуна гранулированным магнием на Уханьском металлургическом комбинате. // Сталь. – 2002. – № 4. – С. 46–48.
6. Большаков В.И., Шевченко А.Ф., Лю Дун Ие и др. / Создание и развитие технологических решений по внепечной десульфурации чугуна. Труды 15–й международной конференции по выплавке стали. КНР. – 19–21 ноября 2008 г., г. Сяамэнь.
7. Луценко А.Н., Немтинов А.А., Зинченко С.Д. и др. / Опыт работы Череповецкого металлургического комбината по достижению ультранизкого содержания серы в чугуна с использованием крупнотоннажной установки десульфурации чугуна. Бюлл. Черная металлургия. М. – Черметинформация. – 2009. – № 7. – С. 61–63.
8. Шевченко А.Ф., Курилова Л.П., Кисляков В.Г., Башмаков А.М., Руденк А.Л./Оценка влияния технологии внепечной десульфурации чугуна на параметры шлакообразования в ковше. // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. Сб. трудов ИЧМ – Днепропетровск. – 2008. – Вып. 17. – С. 116–123.
9. Шевченко А.Ф., Кисляков В.Г., Курилова Л.П., Лю Дун Ие, Сун Тен Сен / Влияние внепечной подготовки чугуна на потери чугуна с ковшевым шлаком. // Бюлл. Черная металлургия. Черметинформация. М. – 2009. – Вып. 2 (1310). – С. 31–35.
10. Шевченко А.Ф., Ткач Н.Т., Двоскин Б.В. и др. Опытно–промышленное опробование производства чугуна с супернизким содержанием серы для выплавки в конвертерах чистой по сере стали. Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1991. – № 3. – С. 7–9.
11. Ткач Н.Т., Лындя П.С., Руденко А.Л., Шевченко А.Ф. / Оценка количества серы, вносимой в конвертер с чугуном и шлаком при применении десульфурации чугуна. // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. Сб. ИЧМ. – Днепропетровск. – 2005. – Вып. 10. – С. 104–108.
12. Шевченко А.Ф., Маначин И.А., Вергун А.С. / Внепечная обработка чугуна вдуванием зернистого магния. // LAMBERT ACADEMIC PUBLISHING – 2015г. – 92 с.

УДК 669.187.25

ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ ПОЛУЧЕНИЯ НИЗКОСЕРНИСТОЙ СТАЛИ С ОГРАНИЧЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ВОДОРОДА

Бигеев В.А., Николаев А.О., Писчаскина А.В., Потапова М.В., Потапов М.Г.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, v.bigeev11@yandex.ru*

Аннотация. Проанализирована технология производства в кислородно-конвертерном цехе стали с низким содержанием серы. Показано, что существующая технология десульфурации ведет к значительному насыщению стали водородом. Предложены варианты снижения насыщения стали водородом из присадки твердой шлакообразующей смеси. Проанализировано влияние времени и условий хранения на качество флюидизированной извести и ее влияние на насыщение стали водородом.

Ключевые слова. Десульфурация чугуна, десульфурация стали, агрегат «ковш-печь», водород, известь, флюидизированная известь

PRODUCTION OF LOW-SULPHUR STEEL WITH LIMITED HYDROGEN CONTENT

Bigeev V.A., Nikolaev A.O., Pischaskina A.V., Potapova M.V.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University
Magnitogorsk, Russia, v.bigeev11@yandex.ru*

Abstract. Analyzed the production technology in the Oxygen Converter Shop steel with low sulfur content. It is shown that current technology desulfurization leads to a significant saturation of steel with hydrogen. Proposed options to reduce the saturation of steel with hydrogen additive solid slag-forming mixture. Analyzed the influence of time and storage conditions on the quality of the fluidized lime and its influence on the hydrogen saturation of steel.

Key words. Cast iron desulfurization, desulfurization of steel, "ladle-furnace", hydrogen, lime, fluidized lime

В настоящее время требования к качеству стали непрерывно возрастают. Важными показателями качества стали являются содержания в стали серы и водорода.

Современная практика предусматривает десульфурацию металла в несколько этапов. Развивается ковшевая (внедоменная) десульфурация чугуна, но этот прием на металлургических предприятиях РФ применяется не часто. Во время выплавки металла в кислородном конвертере или электропечи обязательно удаляется некоторая часть серы, хотя абсолютное содержание этого элемента возрастает. Повсеместно, с заметным эффектом во время выпуска металла присаживают в ковш твердую шлакообразующую смесь (ТШС), состоящую из извести и плавикового шпата. Как правило, основная десульфурация проводится на агрегате «ковш-печь» (АКП), где в шлак, образовавшийся во время выпуска металла из сталеплавильного агрегата, присаживают дополнительно кусковую известь для получения высокой основности [1], [2]. При производстве особонизкосернистой стали (содержание серы менее 0,003 – 0,005 %) на АКП последнего поколения вдувают флюидизированную известь в потоке инертного газа.

При производстве легированных низкосернистых сталей отмечается, что увеличение присадки кусковых материалов (извести и ферросплавов) и особенно обработка металла флюидизированной известью ведут к значительному насыщению металла водородом. Это делает обязательным вакуумирование стали в ковше с увеличением времени обработки.

Для оценки возможности получения стали с низким содержанием серы и нормированным содержанием водорода была проанализирована технология выплавки и внеагрегатной обработки металла в условия ККЦ ОАО «ММК». На рисунке 1 представлено изменение среднего содержания серы в металле на протяжении всей технологической цепи производства стали, включающее десульфурацию чугуна, выплавку стали в конвертере, обработку металла на АКП, вакуумирование и разливку металла на МНЛЗ.

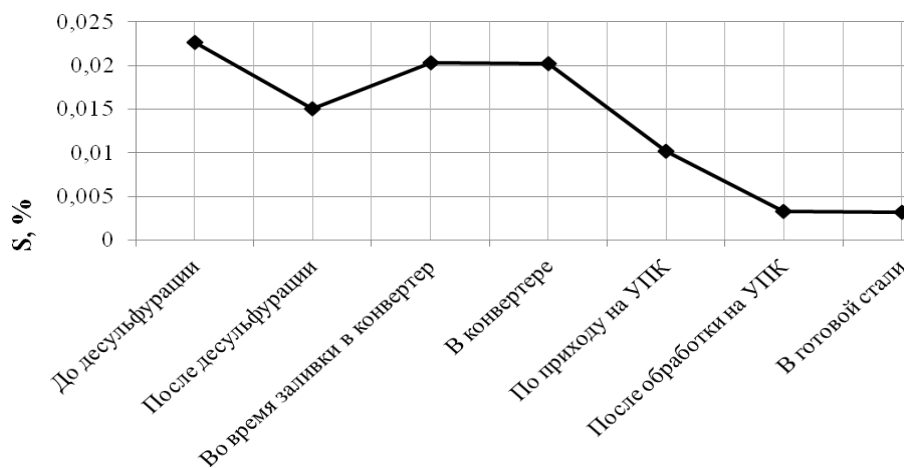


Рисунок 1 – Среднее содержание в стали серы S, % на различных этапах производства

Для определения эффективности десульфурации стали твердой шлакообразующей смесью, был проанализирован массив из 92 плавов за 2013 год без обработки флюидизированной известью. На рис.2 представлена зависимость степени десульфурации (разности между содержанием серы в повалочной пробе и содержанием серы в готовом металле, разделенной на содержание серы в готовом металле и умноженной на 100%) от суммарного расхода ТШС на выпуске из конвертера и при обработке металла на установке «печь-ковш». Как видно из рисунка 2, степень удаления серы из стали пропорциональна расходу твердой шлакообразующей смеси.

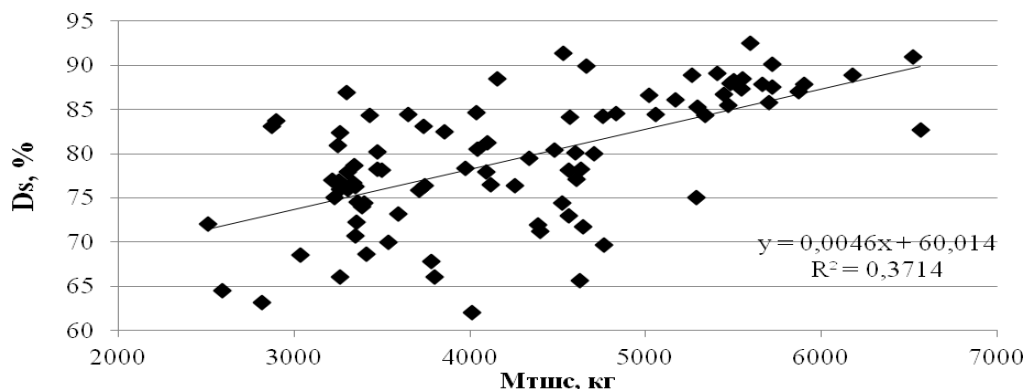


Рисунок 2 – Зависимость степени десульфурации стали D_s , % от расхода твердой шлакообразующей смеси $M_{\text{ТШС}}$, кг

Очень эффективным способом снижения содержания серы в стали является обработка ее флюидизированной известью. Для оценки эффективности данного способа десульфурации был проанализирован массив из 120 плавов за с расходом флюидизированной извести от 200 до 1200 кг. В данном случае оценивалась степень десульфурации от пробы по приходу на АКП до анализа готовой стали.

Данные, полученные в результате анализа, представлены на рисунке 3.

Относительно не высокий коэффициент детерминации ($R^2 = 0,1389$) обусловлен тем, что не учитывается влияние твердой шлакообразующей смеси на степень десульфурации стали. Как видно из анализа рисунков 2 и 3, флюидизированная известь позволяет эффективно удалять серу из стали.

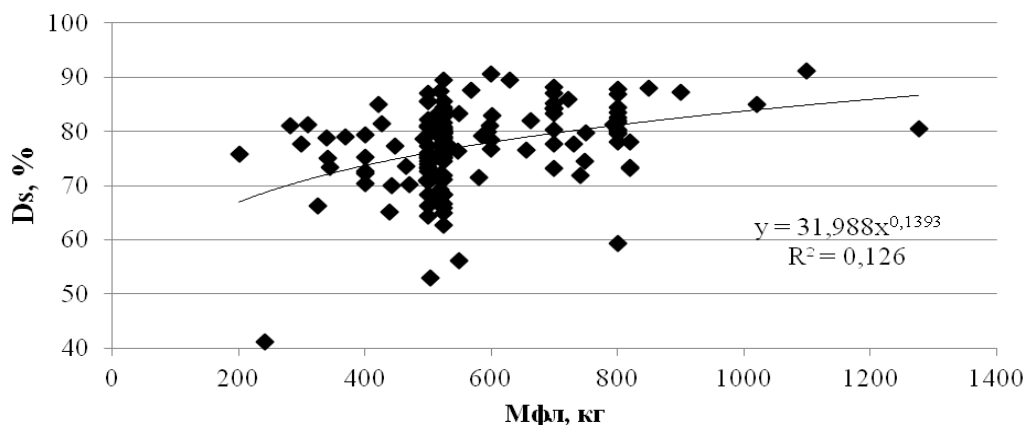


Рисунок 3 – Зависимость степени десульфурации стали D_s , % от расхода флюидизированной извести $M_{\text{ФЛ}}$, кг

Анализ изменения содержания водорода по ходу производства стали трубных марок, подвергнутых глубокой десульфурации, представлен на рисунке 4.

Как видно из этого рисунка на выпуске из конвертера в металле минимальное содержание водорода (менее 1,0 ppm), после обработки ТШС и на АКП оно резко возрастает (в среднем до 5 ppm). То есть ковшевая десульфурация металла ведет к заметному повышению в нем содержания водорода [3]. Для определения влияния насыщения стали водородом из кусковой извести, был проведен анализ зависимости содержания водорода от массы присаживаемой ТШС при обработке металла трубных марок на АКП (рисунок 5). Как видно на этом рисунке, содержание водорода в стали в значительной степени зависит от расхода ТШС для десульфурации стали.

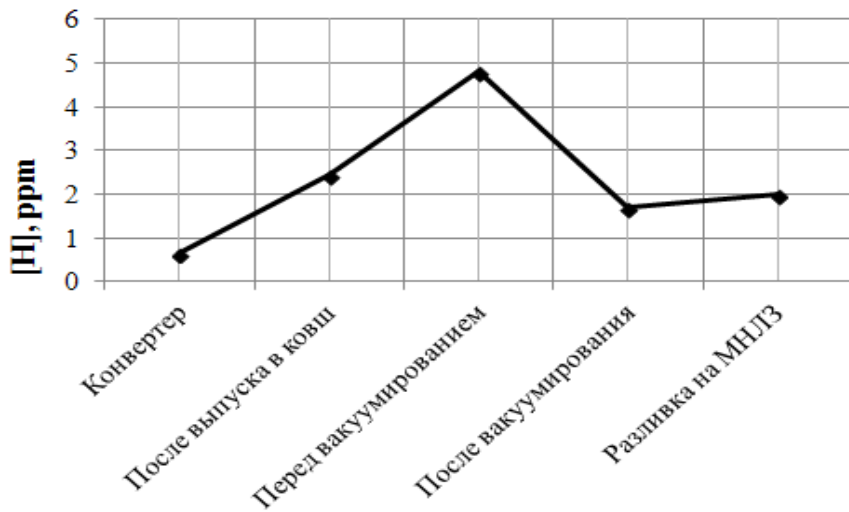


Рисунок 4 – Среднее содержание водорода [H], ppm на различных этапах производства

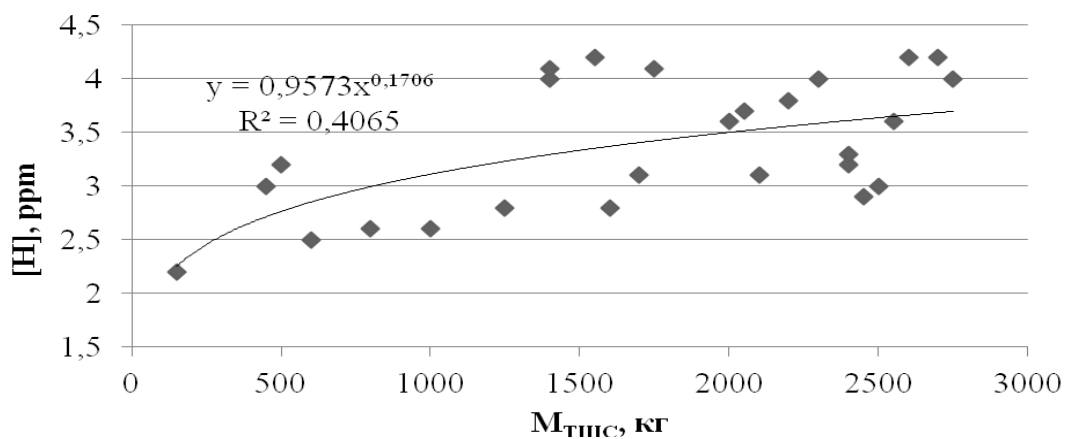


Рисунок 5 – Зависимость содержания в стали водорода [H], ppm от расхода ТШС $M_{ТШС}$, кг

Также значимым фактором, влияющим на повышение содержания водорода, является продувка на агрегате печь ковш флюидизированной известью. Было проанализировано влияние флюидизированной извести на содержание водорода в стали класса К60 в 146 плавках. Полученная зависимость представлена на рисунке 6.

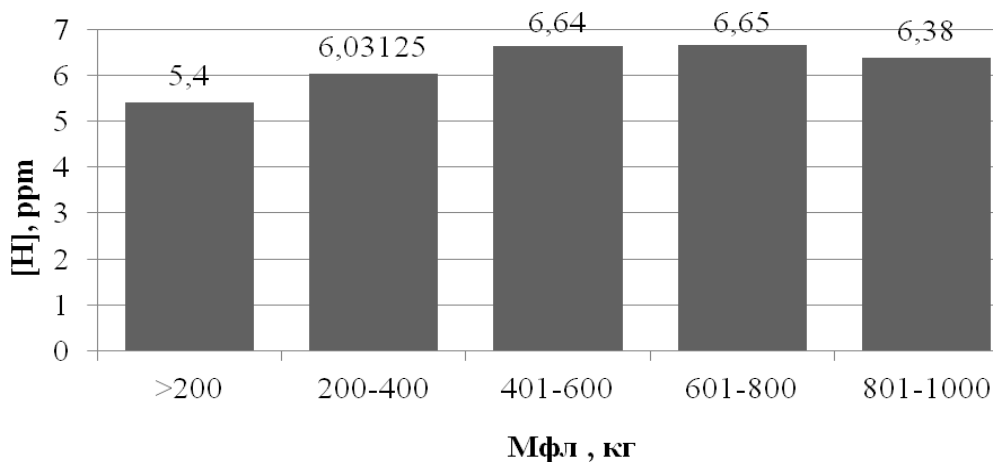


Рисунок 6 – Содержание водорода [H], ppm в зависимости от расхода флюидизированной извести $M_{фл}$, кг

Как видно из этого рисунка, увеличение расхода флюидизированной извести на 200 кг на плавку ведет к повышению содержания водорода примерно на 0,5 ppm. По достижению расхода – 600 кг дальнейшего увеличения содержания водорода в стали не происходит. Это связано, вероятно, с предельным для данных температур насыщением стали водородом.

Для анализа влияния флюидизированной извести на насыщение стали водородом, было проведено исследование влияния времени и условий ее хранения на насыщение извести влагой.

Исследования выполнялись на термоаналитическом приборе для синхронного термического анализа STA (Jupiter 449 F3), фирмы «NETZSCH» в условиях непрерывного нагрева образцов до температуры 900 °С со скоростью 10 – 20 град./мин в среде инертного газа (аргон).

Для исследования была отобрана и герметично запакована проба извести в ООО «Соликамский завод десульфураторов». Первый анализ был сделан спустя 14 дней после отбора пробы (среднее время доставки флюидизированной извести от производителя до АКП №2 ККЦ ОАО «ММК»). Для анализа влияния условий хранения извести на ее насыщение водородом часть извести оставили в герметичном пакете, а часть хранили в открытом виде на воздухе. С целью имитации исходного состояния одну из проб флюидизированной извести после хранения в течение 20 суток прокалили при температуре 800 °С и охладили на воздухе с целью определения минимального содержания влаги в извести. Результаты термоаналитического исследования представлены в таблице 1 [4].

Таблица 1 – Содержание гидратной влаги и диоксида углерода в флюидизированной извести

| Номер пробы | Условие | Массовая доля, % | | | |
|-------------|---|------------------|----------------------------|------------------------------|-----------------|
| | | ИМПП | H ₂ O (абсорб.) | H ₂ O (гидратная) | CO ₂ |
| 1 | Начальная проба | 2,38 | 0,03 | 1,15 | 1,21 |
| 2 | Хранение на воздухе в течение 3 суток | 16,18 | 0,44 | 12,89 | 2,85 |
| 3 | Хранение в пакете 7 суток | 2,60 | 0,03 | 1,20 | 1,47 |
| 4 | Хранение в пакете 14 суток | 3,02 | 0,01 | 1,28 | 1,73 |
| 5 | Хранение в пакете 20 суток | 2,61 | 0,01 | 1,34 | 1,27 |
| 6 | Прокаливание при температуре 800 °С и охлаждение на воздухе | 0,69 | 0,01 | 0,19 | 0,49 |

На рисунках 7 – 9 представлены термограммы начальной пробы извести, пробы хранимой на воздухе и пробы, хранимой в пакете в течении 20 суток и прокаленной при 800 °С.

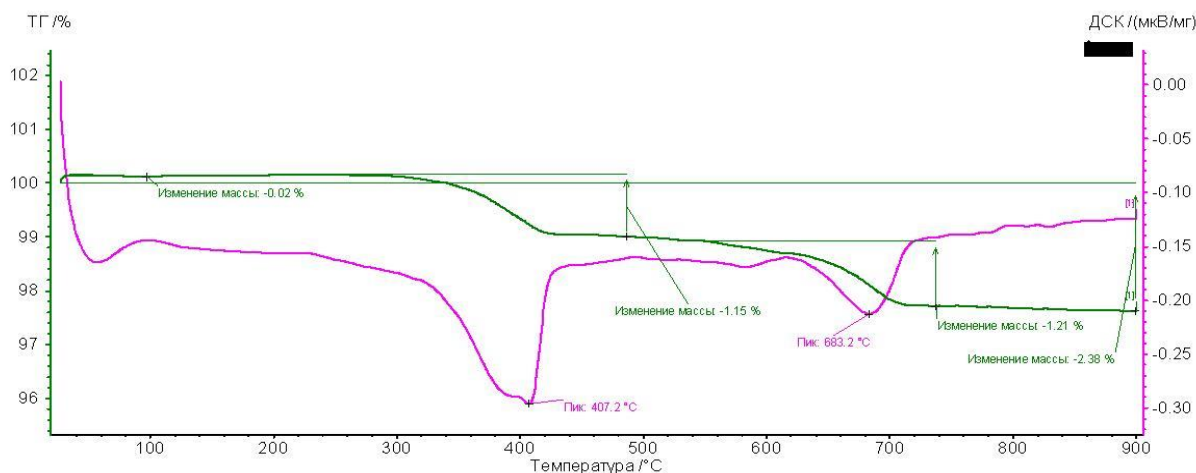


Рисунок 7 – Термограмма флюидизированной извести (хранение в течение двух недель в двойном полиэтиленовом пакете), проба № 1

В результате проведенного исследования, было установлено, что при хранении флюидизированной извести в герметичной упаковке практически не происходит увеличение насыщения ее влагой. Однако, в отличие от кусковой извести, подаваемой в ковш сверху, при обработке металла флюидизированной известью до 100 % влаги содержащейся в ней переходит в металл. Поэтому насыщение извести в процессе транспортировки 0,5 – 1 % влаги может вести к значительному росту содержания водорода в стали. Строительство установки получения флюидизированной извести в непо-

средственной близости от предприятия-потребителя позволит в значительной степени решить данную проблему.

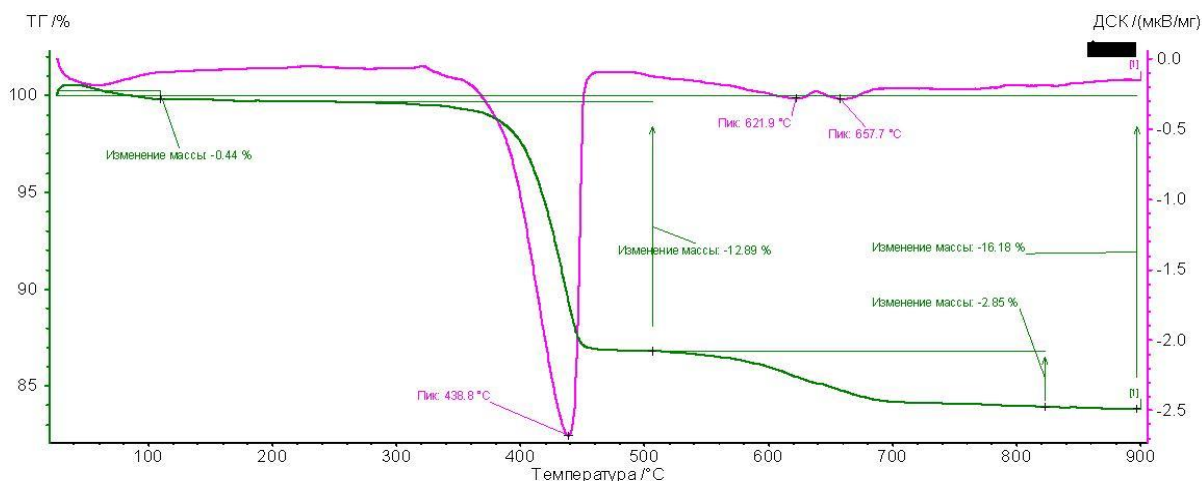


Рисунок 8 – Термограмма флюидизированной извести (хранение в течение трех суток на воздухе), проба № 2

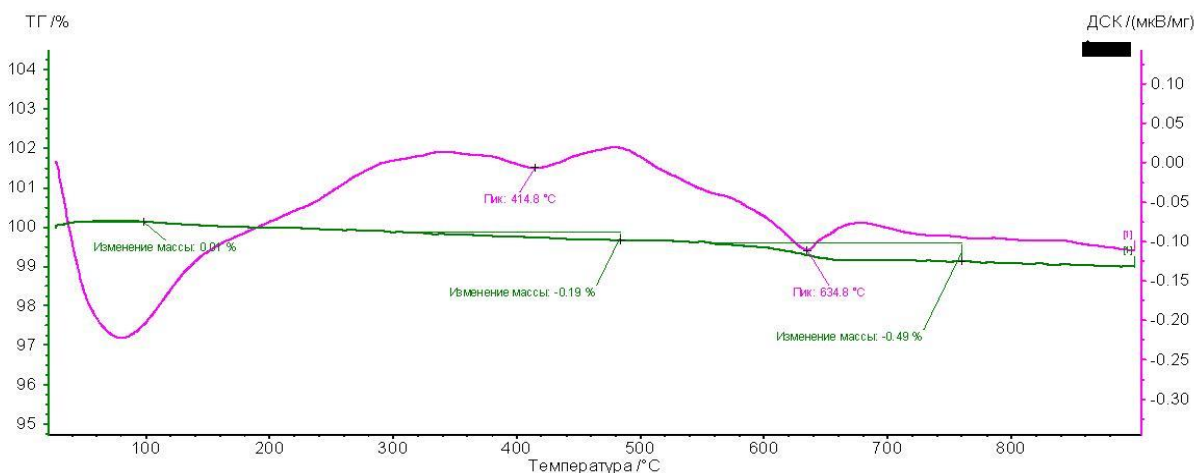


Рисунок 9 – Термограмма флюидизированной прокаленной при 800 °C извести, проба № 6

Выводы

Анализ технологии производства стали с низкими содержаниями серы показывает, что для эффективного удаления серы из металла необходимо в больших количествах присаживать ТШС в сталеразливочный ковш на выпуске из конвертера и при обработке на АКП. Для особо глубокой десульфурации стали успешно применяют вдувание флюидизированной извести. Однако все это ведет к значительному росту содержания в стали водорода.

Основной способ борьбы с водородом в стали - вакуумирование – не всегда позволяет справиться с приростом содержания водорода. Поэтому важным аспектом является оптимизирование расхода ТШС. Возможным и наиболее эффективным способом, позволяющим сократить объем материалов, присаживаемых в ковш, является повышение роли внедоменной десульфурации чугуна, в том числе и с применением флюидизированной извести. Благодаря развитию операции, возможно получать близкие к необходимым содержания серы после выпуска металла из конвертера и тем самым сократить объем ТШС, присаживаемых во время выпуска и исключить обработку металла ТШС на установке «печь-ковш».

Библиографический список

1. Бигеев В.А., Даровских А.А. Совершенствование работы участка ковшевой обработки ККЦ ОАО «ММК» // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. №9.С. 12-14.

2. Бодяев Ю.А., Захаров И.М., Чигасов Д.Н., Ушаков С.Н., Мещеров С.В., Косарев М.В. Совершенствование технологии выплавки и внепечной обработки стали в ККЦ с вводом в эксплуатацию установки электродугового нагрева // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. №2. С. 27-30.

3. Бигеев В.А., Николаев А.О., Сычков А.Б. Влияние производственных факторов на насыщение стали водородом // Электрометаллургия. 2014. №5. С. 23-25.

4. Bigeev V.A., Nikolaev A.O., Brusnikova A.V. Production of low-sulphur steel with limited hydrogen content // Steel in Translation. 2014. T. 44. № 4. С. 272-275.

УДК 669.168.3

СПОСОБЫ ОЦЕНКИ УДЕЛЬНЫХ РАСХОДОВ ШИХТОВЫХ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ, А ТАКЖЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ, МЕТОДАМИ ФИЗИЧЕСКОЙ ХИМИИ И МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ

Коренная К.А., Удотов Ю.А.

ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,
г. Новокузнецк, Россия, Udotovua@kfw.ru

Аннотация: Изучено влияние использования железорудных заменителей стальной стружки на удельный расход технологической электроэнергии при выплавке ФС75 в условиях ОАО «Кузнецкие ферросплавы». Определены основные факторы, влияющие на увеличение удельного расхода электроэнергии при использовании железорудных заменителей стальной стружки. Предложена методика оценки удельного расхода технологической электроэнергии при использовании железорудных материалов в качестве заменителей стальной стружки.

Ключевые слова: ОАО «Кузнецкие ферросплавы», ферросилиций, ФС75, замена стальной стружки, окатыши, окалина, нормирование электроэнергии, методика оценки удельного расхода технологической электроэнергии.

TYPES OF EVALUATION OF SPECIFIC CONSUMPTION OF CHARGE AND AUXILIARY MATERIALS AS WELL AS PROCESS ELECTRIC POWER BY PHYSICAL CHEMISTRY AND MATHEMATICAL STATISTICS METHODS

Korennaya K.A., Cand. Tech. Sc., Udotov Yu.A.

JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy»,
Novokuznetsk, Russian Federation, Udotovua@kfw.ru

Abstract: The influence of the use of iron ore substitutes of steel chip on the specific consumption of process electric power for smelting FS75 at JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy» was examined. The main factors influencing the increase of the specific consumption of electric power while using iron ore substitutes of steel chip were defined. The methodology of evaluation of the specific consumption of process electric power while using iron ore materials as steel chip substitutes was proposed.

Key words: JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy», ferrosilicon, FS75, steel chip substitutes, pellets, scale, electric power rate setting, methodology of evaluation of the specific consumption of process electric power.

Для получения ферросилиция помимо руды (кварцита) и восстановителя (кокса, углей и т.д.) необходим железосодержащий материал.

Железо в шихту можно ввести в виде оксидов (руда, окатыши, окалина), в виде частично восстановленного материала (металлизированные окатыши, отходы от машин огневой зачистки слитков) или в виде стальной, чугунной стружки или их смеси – доменного присада.

Шлак формируется в печи из примесей шихты и золы восстановителя, поэтому традиционно, чтобы не увеличивать кратность шлака и не повышать удельный расход электроэнергии, железо в шихту вводится в виде стальной или чугунной стружки [1].

В условиях дефицита стальной стружки в первой половине текущего года на печах ОАО

«Кузнецкие ферросплавы» для частичной замены стальной стружки использовались окалина прокатного производства и железорудные окатыши. Качественный состав окалины прокатного производства и железорудных окатышей приведен в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Качественный состав окатышей железорудных

| Наименование показателей качества | Значение |
|--|----------|
| 1 Массовая доля железа (общего) в поставляемой партии (норма), % | 63 |
| 2 Массовая доля серы в поставляемой партии – не более, % | 0,12 |
| 3 Выход класса крупности менее 5 мм – не более, %. | 3,5 |
| 4 Показатель прочности на сжатие – не менее, кг/окатыш | 200 |

Таблица 2 – Качественный состав окалины прокатного производства

| Наименование показателей качества | Значение |
|---|----------|
| 1 Массовая доля железа (общего) в поставляемой партии – не менее, % | 65 |
| 2 Массовая доля железа металлического (фракция 2-15 мм) – не более, % | 3,0 |
| 3 Массовая доля оксида кальция – не более, % | 0,75 |
| 4 Массовая доля серы – не более, % | 0,05 |
| 5 Замасленность окалины – не более, % | 1,5 |
| 6 Содержание влаги в окалине – не более, % | 3,0 |
| 7 Засоренность окалины – не более, % | 5,0 |

Известно, что использование заменителей стальной стружки ведет к увеличению удельного расхода технологической электроэнергии.

Для оценки степени этого негативного влияния, а также для разработки методики нормирования технологической электроэнергии при использовании железорудных заменителей стальной стружки в условиях ОАО «Кузнецкие ферросплавы» была проведена данная работа.

С учетом опыта практического использования железорудных восстановителей стальной стружки на печах ОАО «Кузнецкие ферросплавы», авторы выделяют два основных фактора, влияющих на увеличение удельного расхода электроэнергии. А именно:

– снижение извлечения ведущего элемента в сплав (а, следовательно, увеличение улета пыли и кратности шлака);

– дополнительные энергозатраты, необходимые для восстановления железа из оксидов железорудных материалов.

Механизм восстановления оксида железа (Fe_2O_3) железорудных материалов в пространстве ванны печи упрощенно можно описать с помощью следующих химических реакций:

Восстановление оксида железа оксидом углерода газовой фазы.



Восстановление оксида железа углеродом восстановителя.



Оба эти процесса идут в пространстве ванны печи одновременно.

Для оценки влияния этих процессов на энергетический баланс плавки были рассчитаны значения тепловых эффектов реакций (1) и (2).

Результаты расчета тепловых эффектов реакций (1) и (2) следующие:

При восстановлении одного моля оксида железа в по реакции $Fe_2O_3 + 3CO = 2Fe + 3CO_2$ в системе выделяется 13,42 кДж тепла (протекает слабо-экзотермическая реакция).

При восстановлении одного моля оксида железа по реакции $Fe_2O_3 + 3C = 2Fe + 3CO$ в системе необходимо поглотить дополнительных 245,27 кДж тепла (протекает выраженная эндотермическая реакция).

Как уже было сказано, восстановление железа из оксидов железорудных заменителей стружки протекает одновременно по двум реакциям.

С учетом того что газовая фаза в печи выплавляющей ферросилиций богата оксидом углеро-

да, было сделано допущение, что в имеющихся условиях, основная часть (около 80 %) железа из оксидов будет восстанавливаться оксидом углерода газовой фазой, т. е. по реакции (1). Оставшиеся 20 % будут восстанавливаться с помощью углерода восстановителя.

Таким образом, для восстановления одного моля железа из оксида необходимо передать системе $0,8 \cdot 13,42 + 0,2 \cdot 245,27 = 38,318$ кДж тепла.

Результаты расчетов по величине дополнительных затрат энергии, необходимой для восстановления железа из оксидов железорудных материалов используемых в качестве заменителя стальной стружки в количестве от 20 до 60 % (по железу) сведены в таблицу 3.

Таблица 3 – Результаты расчетов по величине дополнительных затрат энергии

| Необходимо стружки по норме, кг/т ФС75 | Необходимо железа по норме, кг/т ФС75 | Замещение стальной стружки, % | Необходимо восстановить железа, | | Необходимо затратить дополнительной энергии для восстановления железа, кДж | | |
|--|---------------------------------------|-------------------------------|---------------------------------|------|--|----------------|-------|
| | | | кг | моль | по реакции (1) | по реакции (2) | Всего |
| 190 | 180,5 | 20 | 36,1 | 646 | -6940 | 31708 | 24768 |
| | | 25 | 45,1 | 808 | -8674 | 39635 | 30960 |
| | | 30 | 54,2 | 970 | -10409 | 47562 | 37152 |
| | | 35 | 63,2 | 1131 | -12144 | 55489 | 43344 |
| | | 40 | 72,2 | 1293 | -13879 | 63416 | 49536 |
| | | 45 | 81,2 | 1454 | -15614 | 71343 | 55728 |
| | | 50 | 90,3 | 1616 | -17349 | 79270 | 61921 |
| | | 55 | 99,3 | 1778 | -19084 | 87196 | 68113 |
| | | 60 | 108,3 | 1939 | -20819 | 95123 | 74305 |

Полученные результаты согласуются с результатами стандартных тепловых балансов плавки ферросилиция, которые приводятся в литературе [2].

Для оценки степени влияния снижения извлечения кремния в сплав на удельный расход электроэнергии при использовании железорудных заменителей стальной стружки было проанализировано изменение улета пыли с печей за период с ноября 2014 г. по июль 2015 г. включительно.

Фактические среднемесячные значения уровня замещения стружки железорудными материалами на открытых печах завода и среднемесячные значения количества уловленной пыли от одной печи за одни сутки были получены из отчетной документации цехов (технические отчеты, сводки по итогам работы за месяц).

На основании проанализированных данных (таблица 4) была построена зависимость улета пыли от степени замещения стальной стружки железорудными заменителями. Вид указанной зависимости представлен на рисунке 1.

Таблица 4 – Фактические значения среднемесячного улета пыли и уровня замещения стружки железорудными материалами

| Месяц | Среднемесячный улет пыли с одной печи, т/сутки | Среднемесячное значение уровня замещения стружки железорудными материалами, % |
|--------|--|---|
| ноя.14 | 6,24 | 0,0% |
| дек.14 | 5,85 | 0,0% |
| янв.15 | 6,25 | 0,0% |
| фев.15 | 7,55 | 28,06% |
| мар.15 | 6,55 | 30,50% |
| апр.15 | 7,03 | 40,61% |
| май.15 | 7,98 | 59,52% |
| июн.15 | 6,44 | 30,74% |
| июл.15 | 7,57 | 43,41% |

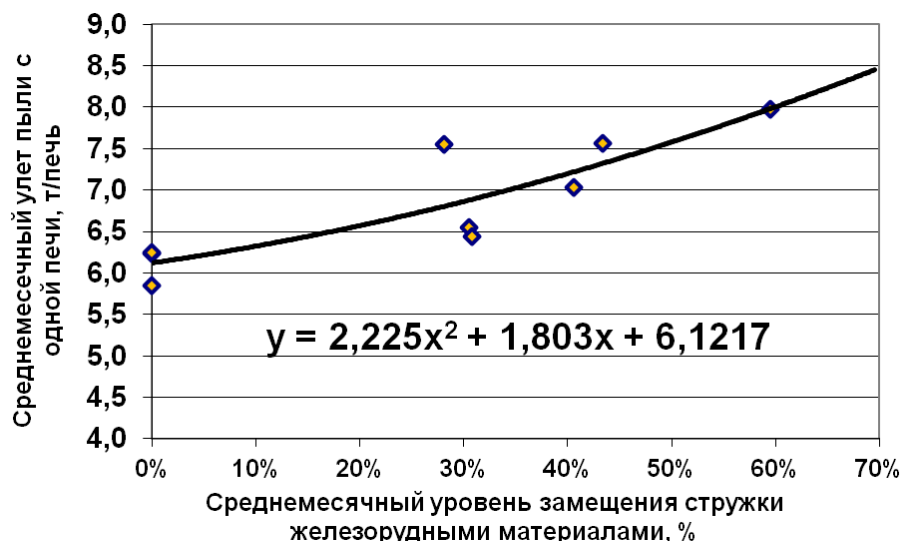


Рисунок 1 – Зависимость улета пыли от степени замещения стальной стружки

Как видно из графика, увеличение степени использования железорудных материалов ведет к увеличению улета пыли при производстве сплава ФС75.

Подставляя разные значения процента использования железорудных заменителей стальной стружки в полученное уравнение

$$Y = 2,225x^2 + 1,803x + 6,1217,$$

где Y – расчетное значение улета пыли от одной печи за одни сутки ее работы;

x – уровень замещения стружки железорудным материалом;

можно получить расчетное значение улета пыли от одной печи за одни сутки ее работы. Далее не сложно рассчитать отклонение от базового уровня улета пыли при той или иной степени использования заменителей стальной стружки.

За базовый уровень улета пыли принято 6,11т – усредненное значение улета пыли с печей за период с ноября 2014 по январь 2015 г. когда печи работали без использования заменителей стальной стружки. Результаты расчетов представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты расчетов

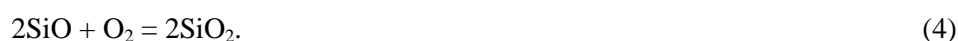
| Расчетный среднемесячный улет пыли с одной печи, т/сутки | Уровень замещения стружки железорудными материалами, % | Отклонение от базового уровня, т/сутки/печь |
|--|--|---|
| 6,77 | 20% | 0,658 |
| 6,96 | 25% | 0,848 |
| 7,16 | 30% | 1,050 |
| 7,38 | 35% | 1,262 |
| 7,60 | 40% | 1,486 |
| 7,83 | 45% | 1,720 |
| 8,08 | 50% | 1,966 |
| 8,34 | 55% | 2,223 |
| 8,60 | 60% | 2,491 |

Поскольку пыль от производства ферросилиция содержит около 90 % SiO₂, то упрощенно процесс её образования можно разложить на две стадии:

Первая стадия - это восстановление SiO₂ углеродом из кварцита до SiO.



Вторая стадия - это окисление SiO до SiO₂ кислородом воздуха.



Вторая стадия процесса идет вне пространства ванны печи и не оказывает влияние на удельный расход электроэнергии.

Тепловой эффект первой стадии равен 660,05 кДж/моль, т.е. для восстановления одного моля SiO₂ углеродом восстановителя из кварцита до SiO системе необходимо передать энергию в размере 660,05 кДж.

Допустим, одна из печей завода выплавляет ферросилиций марки ФС75 с использованием железорудных окатышей. Производительность печи – 52 базовые тонны ФС75, доля замещения стружки равна 40 %.

Тогда, по ранее сделанным расчетам (см. таблицу 3), на этой печи должно образовываться дополнительных 1486 кг пыли в сутки за счет повышенного улета при использовании железорудных материалов. Тем самым, на каждую произведенную тонну ФС75 приходится $1486/52 = 28,65$ кг или 648,22 моль SiO который необходимо восстановить из SiO₂.

Таким образом, для восстановления 648,22 моль монооксида кремния по реакции (3) системе необходимо передать 427735 кДж или 119 кВт дополнительной энергии. Результаты расчетов (на 1 базовую тонну ФС75) по величине дополнительных энергозатрат, при использовании в качестве заменителя стальной стружки железорудных материалов сведены в итоговую таблицу 6.

Таблица 6 – Результаты расчетов по величине дополнительных энергозатрат

| Уровень замещения стружки железорудными матери-алами, % | Необходимо затратить дополнительной энергии при производстве 1 тонны ФС75 | | | Итого дополнительные энергозатраты, | |
|---|---|----------------|--|-------------------------------------|------|
| | для восстановления железа по реакциям (1) и (2), кДж | | для восстановления SiO из кварцита по реакции (3), кДж | кДж | кВтч |
| | По реакции (1) | По реакции (2) | | | |
| 20 | -6940 | 31708 | 189446 | 214214 | 60 |
| 25 | -8674 | 39635 | 244214 | 275175 | 76 |
| 30 | -10409 | 47562 | 302184 | 339337 | 94 |
| 35 | -12144 | 55489 | 363358 | 406703 | 113 |
| 40 | -13879 | 63416 | 427735 | 477272 | 133 |
| 45 | -15614 | 71343 | 495315 | 551044 | 153 |
| 50 | -17349 | 79270 | 566098 | 628019 | 174 |
| 55 | -19084 | 87196 | 640085 | 708197 | 197 |
| 60 | -20819 | 95123 | 717275 | 791579 | 220 |

Выводы:

- наилучшим источником железа при производстве ферросилиция является стальная или чугунная стружка (или их смесь);
- использование заменителей стальной стружки, таких как окалина прокатного производства и железорудных окатышей ведет к увеличению удельного расхода технологической электроэнергии;
- основной причиной увеличения расхода электроэнергии при использовании железорудных заменителей стальной стружки является снижение извлечения ведущего элемента в сплав, которое сопровождается повышенным шлакообразованием и улетом пыли с печей;
- увеличение степени использования железорудных материалов ведет к увеличению улета пыли и удельного расхода электроэнергии;
- в процессе проведения работы была разработана методика нормирования технологической электроэнергии при использовании железорудных заменителей стальной стружки;
- подходы к оценке удельных расходов шихтовых и вспомогательных материалов, а также технологической электроэнергии, основанные на методах физической химии и математической статистики, позволяют с достаточной для планирования точностью прогнозировать удельные расходы сырья и электроэнергии при использовании в шихтовках печей новых материалов.

Библиографический список

1. Производство ферросилиция: Справочник / Под редакцией докт. техн. наук Ю.П. Снитко. Новокузнецк, 2000.
2. Рысс М.А. Производство ферросплавов. – М.: Металлургия, 1975.
3. Толстогузов Н.В. Теоретические основы восстановления кремния, КузПИ – Новокузнецк, 1990.
4. Кричевский И.Р. Понятия и основы термодинамики. – М.: Химия, 1970.

ПЕРЕРАБОТКА МЕЛКИХ КЛАССОВ ФЕРРОСИЛИЦИЯ В ТОВАРНЫЙ СПЛАВ С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ПРИМЕСЕЙ ПУТЕМ ПЕРЕПЛАВА В ПРОМЫШЛЕННЫХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

Коренная К.А., Максимов А.А., Пронякин А.Ю., Соколов С.Е.

*ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,
г. Новокузнецк, Россия, PronyakinAU@kfw.ru*

Аннотация: Разработана и освоена технология производства ферросилиция товарных классов марок ФС70, ФС65 и ФС45 с пониженным содержанием примесей алюминия, кальция и углерода путем переплава мелких классов ферросилиция в промышленных индукционных печах. Установлено, что при переплаве мелочи ферросилиция в тигельной индукционной печи промышленной частоты с кислой футеровкой происходит естественное рафинирование ферросилиция от примесей и улучшение химического состава металла.

Ключевые слова: сплав, ферросилиций, фракция, рафинирование, индукционная тигельная электропечь промышленной частоты.

RECYCLING OF FINE SIZE FERROSILICON INTO COMMODITY ALLOY WITH REDUCED CONTENT OF ADMIXTURES BY REMELTING PROCESS IN INDUSTRIAL INDUCTION FURNACES

Korennaya K. A., Maximov A. A., Pronyakin A. Yu., Sokolov S.Ye.

*JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy»,
Novokuznetsk, Russian Federation, PronyakinAU@kfw.ru*

Abstract: Production technology of commodity class ferrosilicon of FS70, FS65 and FS45 grades with the reduced content of aluminium, calcium and carbon admixtures performed by remelting the fine size ferrosilicon in the industrial induction furnaces was developed and implemented. It was stated that during remelting of fine size ferrosilicon in induction crucible furnace of commercial frequency with acid lining, natural refining of ferrosilicon from admixtures and improvement of chemical composition of metal took place.

Key words: alloy, ferrosilicon, size, refining, induction crucible electric furnace of commercial frequency.

Введение

Образующаяся при переработке товарного ферросилиция мелочь не имеет постоянного сбыта на рынке ферросплавов, поэтому решение вопроса её переработки имеет большое значение при повышении рентабельности производства.

Большинство из известных ранее способов переработки мелочи ферросилиция сопровождаются значительными затратами и существенными потерями металла. На протяжении ряда лет на ОАО «Кузнецкие ферросплавы» проводились практические работы по изучению возможности переработки мелочи ферросилиция различными способами. Это такие как:

- переплав мелочи ферросилиция в дуговых и рудотермических печах;
- переработка в разливочных ковшах при выпуске расплава из печи;
- изготовление брикетов из мелочи и использование их в составе шихты.

Данные направления не получили практического применения из-за низкого коэффициента усвоения кремния и большой доли потерь.

Для решения существующей проблемы по переработке мелких классов ферросилиция в товарный сплав с пониженным содержанием примесей, перед техническими специалистами ОАО «Кузнецкие ферросплавы» были поставлены задачи по:

- внедрению безотходной технологии в производство – стабильной переработке больших объемов мелочи ферросилиция марок ФС75 класса 0–5 мм, ФС65 и ФС45 класса 0–15 мм;
- получению рафинированных сплавов ферросилиция с пониженной концентрацией алюми-

ния, кальция и углерода.

1. Выбор технологического процесса переработки мелких классов в товарный ферросилиций

С целью технического решения поставленных задач специалисты нашего предприятия предложили опробовать способ индукционного переплава для сплавления мелочи ферросилиция. Предпочтение, данному способу оказано учитывая его универсальность. Известно, что индукционные печи широко применяются в черной и цветной металлургии, и имеют хорошие технико-экономические показатели эксплуатации [1].

Лабораторные эксперименты по переплаву мелочи 75-процентного ферросилиция фракции 0–5 мм подтвердили возможность получения стандартного сплава марки ФС75 с хорошими технологическими показателями. Причем, помимо непосредственно «переработки» мелочи ферросилиция, при индукционном переплаве происходит рафинирование металла от алюминия, кальция и углерода, что позволяет получать новую товарную продукцию, обладающую дополнительными потребительскими свойствами [2].

Во время дальнейших исследований в данной области были проведены опытно-промышленные кампании по переплаву мелочи 75-процентного ферросилиция класса 0–5мм в индукционной печи промышленной частоты типа ИЧТ-10 литейного цеха ООО «РМЗ» ОАО «ЗСМК» в ноябре 2008 года и в августе 2009 года на Новозыбковском заводе «Индуктор» на печи средней частоты типа ИСТ-04/032. По результатам кампаний было установлено:

- для ускорения плавления мелочи ферросилиция необходимо организовать перемешивание жидкой фазы;
- интенсивность перемешивания возрастает с понижением частоты;
- на скорость плавления мелочи ФС75 влияет отсутствие электродинамических сил на средней частоте, которые создают конвективные потоки перемешивания металла;
- для переплава мелочи ферросилиция наиболее целесообразно использовать индукционную печь на токе промышленной частоты (50 Гц) так как печи промышленной частоты имеют преимущество перед среднечастотными печами по интенсивности перемешивания жидкого расплава;
- возможность получения стандартного сплава марки ФС70 с высокими технологическими показателями.

По результатам лабораторных и опытно-промышленных испытаний, в качестве оптимального варианта переработки мелочи ферросилиция в товарный сплав с аналогичным содержанием кремния был предложен её переплав в промышленных индукционных электропечах. Выбор индукционной тигельной печи в качестве агрегата для рафинирующего переплава мелочи ферросилиция обусловлен следующими мотивами:

- отсутствием, в отличие от других плавильных агрегатов, локальных зон перегрева, что обеспечивает минимальный угар кремния и удовлетворительные экологические условия плавки;
- интенсивным электромагнитным перемешиванием жидкого ферросилиция и, тем самым, обеспечением хорошего контакта с кремнеземом тигля, что способствует снижению содержания алюминия, кальция и углерода в ферросилиции;
- получение сплавов, однородных по химическому составу по всему объему тигля.

С учетом технологических преимуществ печей промышленной частоты и с учетом пониженной стоимости для переплава мелких классов ферросилиция был выбран комплекс из трёх индукционных тигельных печей типа ИАТ 2,5М1, оборудованных трансформаторами мощностью 2500 кВт. В настоящее время данный комплекс введен в действие и успешно эксплуатируется на ОСП «Юргинский ферросплавный завод» ОАО «Кузнецкие ферросплавы».

2. Освоение технологического процесса переплава мелких классов ФС в товарный сплав ФС с пониженным содержанием примесей алюминия, кальция и углерода

Испытания предлагаемого способа выплавки высокочистого ферросилиция проводились на ОАО «Кузнецкие ферросплавы» (ОСП «Юргинский ферросплавный завод»). Плавки проводились в плавильных печах промышленной частоты ИАТ-2,5 М1 с кислой футеровкой тигля. Химический состав переплавляемой шихты - мелочи ферросилиция класса 0–5 мм, а также химический состав получаемого указанным способом готового ферросилиция марки ФС70 приведен в таблице 1.

Способ выплавки высокочистого ферросилиция в кислой тигельной индукционной печи промышленной частоты реализуется следующим образом.

На вновь отремонтированной печи после проведения процесса спекания кварцевой футеровки для инициирования процесса переплава мелочи ферросилиция, требуется подливка жидкого ферросилиция для создания «болота» [3]. После заливки жидкого ферросилиция крышка печи закрывается, печь включается с целью нагрева металла для последующей подвалки мелочи ферросилиция. Подвалки шихты производят друг за другом через равные промежутки времени.

Таблица 1 – Химический состав мелочи ферросилиция и готового ферросилиция марки ФС70

| Характер пробы | Si, | Al | C | Ca |
|--|---------------|-------|-------|-------|
| | содержание, % | | | |
| Металлошихта - ферросилиций (фр. 0-5 мм) | 73,4 | 1,29 | 0,05 | 0,47 |
| Выпуск 1 | 73,3 | 0,29 | 0,018 | 0,050 |
| Выпуск 2 | 73,0 | 0,30 | 0,020 | |
| Выпуск 3 | 72,6 | 0,35 | 0,022 | |
| Выпуск 4 | 73,1 | 0,29 | 0,023 | |
| Выпуск 5 | 73,9 | 0,48 | 0,025 | |
| Выпуск 6 | 73,6 | 0,35 | 0,019 | |
| Выпуск 7 | 72,3 | 0,26 | 0,020 | |
| Итого по печи № 1 | 73,11 | 0,33 | 0,021 | 0,050 |
| Выпуск 1 | 72,6 | 0,28 | 0,019 | 0,050 |
| Выпуск 2 | 73,2 | 0,26 | 0,017 | |
| Выпуск 3 | 73,2 | 0,16 | 0,025 | |
| Выпуск 4 | 73,3 | 0,31 | 0,022 | |
| Выпуск 5 | 74,0 | 0,25 | 0,020 | |
| Выпуск 6 | 73,3 | 0,26 | 0,018 | |
| Выпуск 7 | 72,3 | 0,22 | 0,014 | |
| Итого по печи № 2 | 73,12 | 0,24 | 0,019 | 0,050 |
| По печам № 1 и № 2 | 73,12 | 0,286 | 0,020 | 0,050 |

Количество загружаемой мелочи (твердой шихты) и скорость её подачи в тигель печи регулируется шиберным затвором загрузочного бункера.

Переплавление мелочи ферросилиция в индукционной печи происходит циклично. После подвалки мелочи ферросилиция на поверхность расплава, металл в тигле должен быть полностью проплавлен и достаточно хорошо прогрет. Далее производится очередная подвалка на поверхность расплава и процесс плавления повторяется. Циклы "загрузка шихты - проплавление" чередуются до момента максимального заполнения рабочего пространства тигля печи. Температура ферросилиция на выпуске составляет ~ 1580 – 1630 °С. Для обеспечения данной температуры производится выдержка ферросилиция в тигле после последней подвалки при максимальной мощности. По окончании выдержки, после разогрева тигля с металлом и оплавления шлаковых настывей с его стенок, слой шлака всплывает на поверхности металла, что является основным показателем завершения технологического цикла плавки.

В процессе индукционного переплавления мелочи ферросилиция за счет окисления примесей и разрушения футеровки тигля образуется вязкий силикатно-глиноземистый шлак с кратностью 0,05–0,1. При этом взаимодействие алюминия, кальция и углерода, из расплава с кварцевой футеровкой тигля протекает по реакциям:



В результате этих реакций концентрация алюминия, кальция и углерода снижается до уровня менее 0,50, 0,05 и 0,025 %, соответственно. Это означает, что после переплавления мелочи ферросилиция в индукционной печи качество ферросилиция по химическому составу улучшается.

Таким образом, разработанная и внедренная на ОАО «Кузнецкие ферросплавы» технология переработки мелких классов ферросилиция позволяет выпускать товарные сплавы ферросилиция любых марок с пониженным содержанием вредных примесей. В настоящее время данные ферросплавы применяются при производстве рельсовой и других ответственных марок стали.

Библиографический список

1. Шевченко В.Ф. Совершенствование цехов и оборудования ферросплавного производства. – М-Х.: Металлургия, 1997. – 470 с.
2. Канаев Ю.П., Бондарев А.А., Брыляков В.И., Молчанов Н.Е., Шульгин Ю.Ф., Лубяной Д.А. Освоение переплавления ферросилициевой мелочи с получением чистых марок ферросилиция и ком-

плексных модификаторов. – Сталь. – № 10. – 2000. – С. 67 – 70.

3. Л.И. Иванова, Л.С. Грובה, Б.А. Сокунов, С.Ф. Сарапулов Индукционные тигельные печи. Учебное пособие. 2-е изд., перераб. и доп. Екатеринбург: Изд-во УГТУ – УПИ, 2002. 87 с.

4. Толстогузов Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов. – М.: Металлургия, 1992. – 239 с.

УДК 669.15'782-198:621.365.31

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ФУТЕРОВКИ РУДОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

Коренная К.А., Максимов А.А., Соколов С.Е., Морозов А.А., Кравцов К.И.

*ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,
г. Новокузнецк, Россия., kravtsov@kfw.ru*

Аннотация: Исследование состояния футеровки выведенной из эксплуатации рудотермической печи выявило необходимость изменения ее геометрических параметров. Исследована эффективность технологии изготовления межблочных швов подин рудотермических печей путем заливки жидкотекучей подвой массы.

Ключевые слова: рудотермическая, рудотермическая, печь, футеровка, эксплуатация, геометрические параметры, ферросилиций, межблочные швы, подовая масса, набивка швов.

INVESTIGATION OF THE STATUS OF THE ORE-SMELTING FURNACE REFRACTORY LINING

Korennaaya K.A., Maximov A.A., Sokolov S.Ye., Morozov A.A., Kravtsov K.I.

*JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy»,
Novokuznetsk, Russa, kravtsov@kfw.ru*

Abstract: Investigation of the refractory lining of the removed from service ore-smelting furnace has revealed the necessity of changing its geometrics. The efficiency of the operational technology of making the ore-smelting furnace bottom interblock joints by filling them with fluid bottom paste was investigated.

Key words: ore-smelting furnace, refractory lining, operational technology, geometrics, ferrosilicon, interblock joints, bottom paste, packing of joints.

Введение

Безопасный период эксплуатации ферросплавных печей до капитального ремонта в основном определяется состоянием их ванн и леточных узлов. В ОАО «КФ» разработана и длительное время применяется схема футеровки открытых стационарных печей, оборудованных двумя летками. Наиболее наглядно условия эксплуатации, слабые места и конструктивные дефекты футеровки печи проявляются в процессе ее демонтажа.

В 2014 г. произведен поэтапный разбор ванны печи РКО-20. На основании данных о состоянии ее футеровки можно сделать выводы о соответствии размера ванны вводимой мощности.

Активная мощность печи составляла 16,5 МВт. Ток электрода 65 кА, диаметр электрода 1200 мм. Печь выплавляла ферросилиций марок ФС65 и ФС75, перед остановкой – только ФС75. Межблочные швы печи были выполнены по оригинальной технологии (жидкоподвижная подовая масса заливалась между подовыми блоками и коксовалась форсунками на дизельном топливе).

1. Состояние футеровки печи

При обследовании футеровки печи обнаружено, что наибольший износ подины отмечен под электродами, стен - напротив электродов. Футеровка вне активной зоны плавления шихты сохранилась практически полностью.

После остывания печи, как отмечено большинством исследователей ванн ферросилициевых печей, шихтовые материалы в процессе остывания печи изменились. В ванне печи выделены условно 2 слоя:

- смесь кварцита, кокса, стружки и SiC (рыхлый верхний слой);
- смесь SiC и ферросилиция (плотный прочный монолит).

Из осмотра футеровки печи следует, что разгар футеровки идет по зонам активного схода шихты вокруг электродов. Схема износа футеровки под электродами № 1 и № 3 приведена на рисунке 1, под электродом № 2 на рисунке 2.

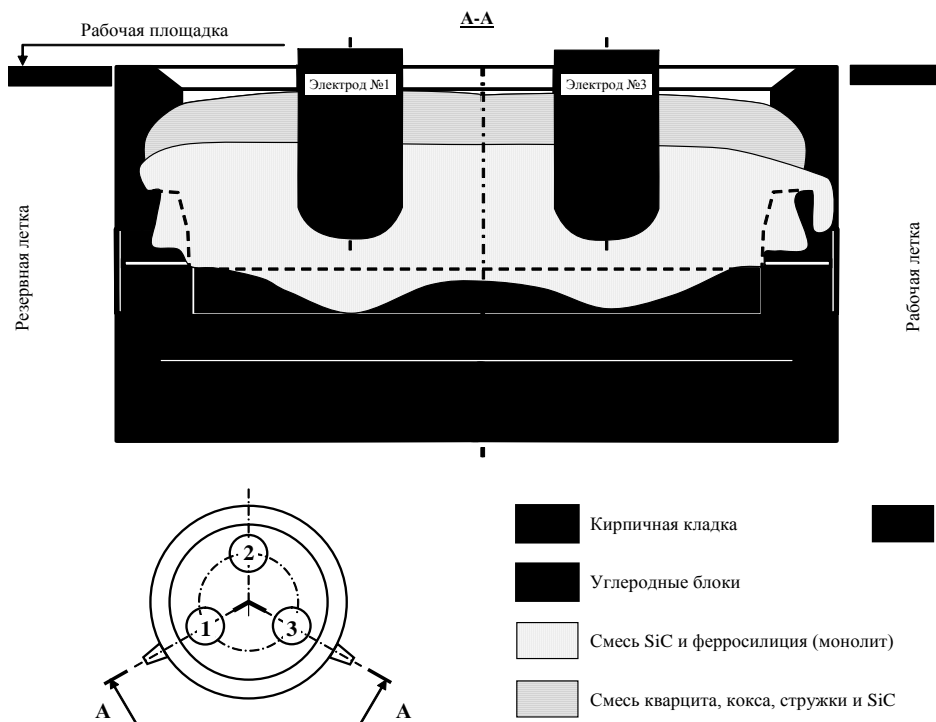


Рисунок 1 – Схема износа футеровки в районе электродов № 1 и № 3

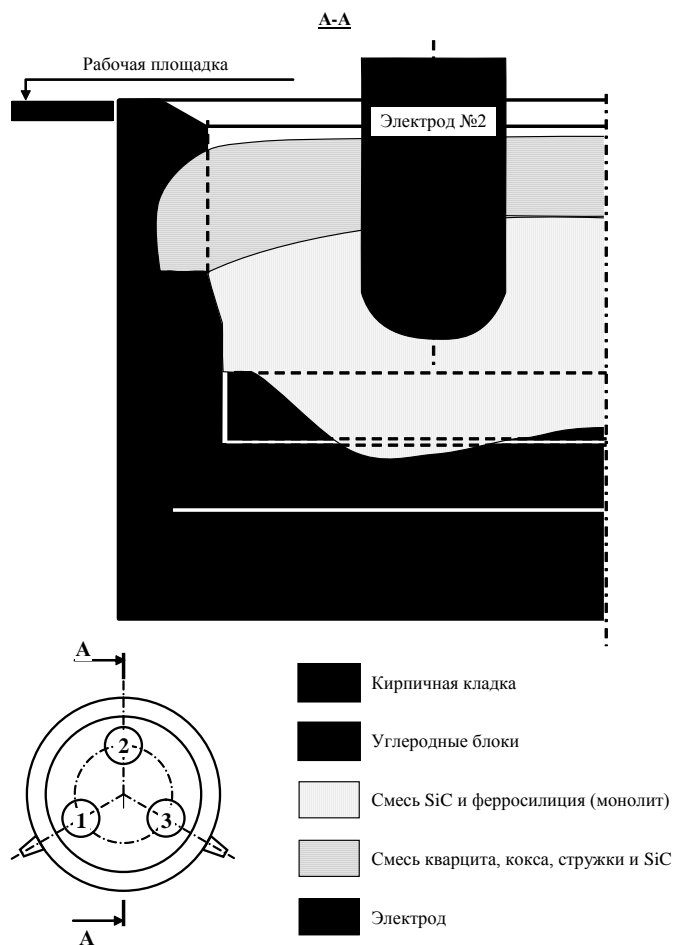


Рисунок 2 – Схема износа футеровки в районе электрода № 2

Из рисунков 1 и 2 видно, что верхний ряд подовых угольных блоков разрушен полностью под электродами и в центре печи. Пространство под электродами заполнено зеленым монокристаллическим расплавом.

Подовая масса в межблочных швах подины осталась, однако во всех вертикальных швах и в горизонтальных швах под нижним рядом подовых блоков (в районе электродов и в центре печи) присутствует слой зеленоватого монокристаллического расплава, сходного с тем, что заполнил плавильное пространство под электродами.

Заполнение межблочных швов подовой массой и сообщающимся слоем зеленого расплава представлено на рисунке 3.

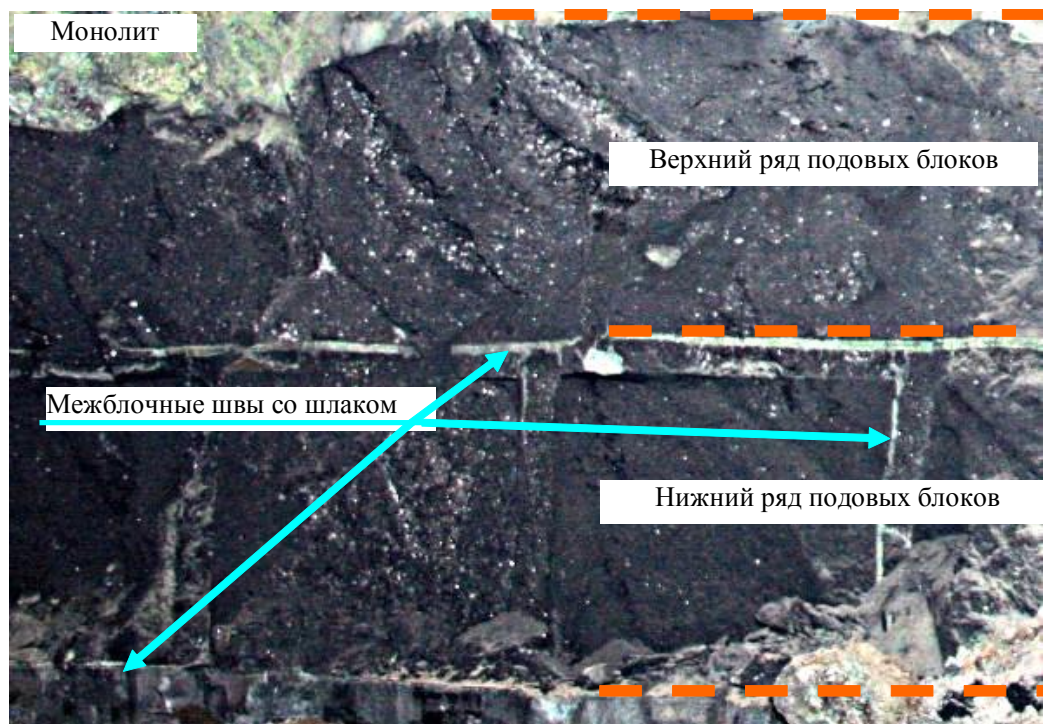


Рисунок 3 – Межблочные швы

2. Анализ причин разрушения футеровки

При разборе футеровки был проведен анализ химического состава содержимого ванны печи. Всего выделено 12 отличных друг от друга материалов. В таблице 1 приведен химический состав проб. На рисунке 4 приведена схема отбора проб.

Таблица 1 – Химический состав проб футеровки печи № 3 при демонтаже

| № пробы | SiO ₂ | Si _{мет} | SiC | C _{св} | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | Fe _{общ} |
|---------|------------------|-------------------|------|-----------------|--------------------------------|-------|------|-------------------|
| 1 | 0,8 | 28,6 | 35,6 | 0,35 | 3,5 | 1,1 | 0,8 | 6,16 |
| 2 | 1,9 | 19,7 | 41,9 | 0,06 | 9,1 | 6,7 | 1,1 | 4,06 |
| 3 | 68,4 | | 21,4 | 0,08 | 5,0 | 1,4 | 0,6 | 2,1 |
| 4 | 2,5 | | | 95,5 | 0,6 | 0,3 | 0,2 | 1,1 |
| 5 | 67,3 | 22,6 | 0 | 5,6 | 1,8 | следы | 0,34 | 9,38 |
| 6 | 1,9 | 43,9 | 0 | 3,1 | 4,4 | 0,4 | 0,31 | 34,44 |
| 7 | 21,0 | 10,4 | 32,4 | 7,5 | 18,9 | 12,1 | 0,5 | 3,08 |
| 8 | 0,0 | 17,2 | 37,6 | 0,36 | 14 | 4,62 | 0,74 | 1,05 |
| 9 | 19,9 | 4,9 | 41,7 | | 16,7 | 9,9 | 1,1 | 10,4 |
| 10 | 17,5 | 21,1 | 6,5 | 0 | 21 | 0,73 | 0,51 | 15,33 |
| 11 | 54,4 | 10,3 | 0 | 9,3 | 26,5 | 3,5 | 0,73 | 14,91 |
| 12 | 11,8 | 8,3 | 37,7 | 0,38 | 22,1 | 6,9 | 0,73 | 10,22 |

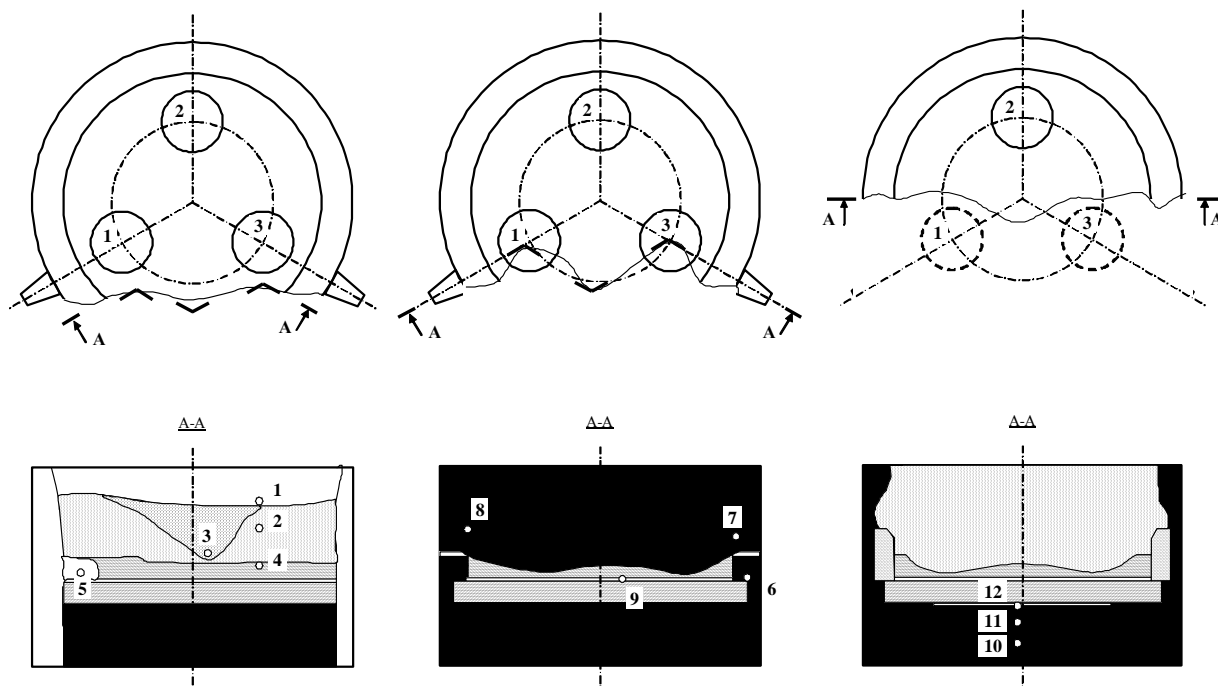


Рисунок 4 – Схема отбора проб из футеровки

Из данных отбора и анализа проб следует, что слой прореагировавшей шихты и монолит (пробы 1 и 2 соответственно) под электродами близки по составу и представлены смесью ферросилиция и карбида кремния (см. рисунок 2). Следует отметить, что печь № 3 была проплавлена практически до верха стеновых блоков и непрореагировавшей шихты не было.

Стекловидный потек (проба 3), сходный по виду со шлаком, иногда в большом виде выходящем из печи, состоит из кремнезема и карбида кремния.

Подовые блоки (проба 4) практически не изменили состав.

Материал в межблочных швах (пробы 9 и 12) сходны по составу и отличаются более низким содержанием металла от монолита (проба 2). Можно сказать, что в межблочных швах найден шлак.

Материал под леточным блоком резервной летки (проба 5) близок к кварциту. Однако из-за рыхлой структуры он более близок к микрокремнезему.

Материал, заменивший выгоревшие надлеточные блоки (пробы 7 и 8) близок по составу к шлакам, содержит больше оксидов алюминия, кальция. Содержание металла значительно меньше, чем в зоне тиглей электродов.

Шамотный кирпич под зоной тиглей электродов (проба 10) содержит значительное количество карбида кремния. Вероятно, что связующее подовой массы вытекло и закоксувалось в слое шамотного кирпича. Металлическое включение в нем соответствует, примерно, ФС65 (57,9 % Si). Плотность пробы ($3,2 \text{ г/см}^3$) значительно превышает плотность кирпича ($2,6 - 2,7 \text{ г/см}^3$).

Металл под рабочей леткой близок к ФС65 (56 % кремния). Можно предположить, что он попал туда при расстройстве хода печи на выплавке ФС75 и последующего перевода ее на ФС65. Муллитокорундовый кирпич зоной тиглей электродов (проба 11) пропитан металлом и спекся. Металл близок к 45 % ферросилицию (40,1 % Si) и можно предположить, что он попал в кирпичную кладку при разогреве печи после капитального ремонта. Плотность кирпича ($3,6 \text{ г/см}^3$) незначительно выше исходной ($3,1 - 3,3 \text{ г/см}^3$).

Наблюдения за состоянием футеровки и анализ проб из нее показали, что в работе печи были периоды работы с высокой посадкой электродов до уровня верхнего обреза стеновых угольных блоков с разрушением кирпичной кладки стен.

Пустоты в рабочем леточном узле заполнились расплавленной шихтой, в подлеточном узле произошла протечка металла ФС65. В резервном леточном узле подлеточный блок выгорел.

Характер повреждения угольной футеровки свидетельствует об интенсивном химическом разрушении леточных узлов изнутри ванны, что могло быть связано с вводом известняка на колошник со стороны футеровки. Аналогичный характер разрушения футеровки описан в [1].

Характер разрушения подовых блоков свидетельствует о несоответствии глубины ванны и мощности печи. В результате низкой посадки электродов, при которой достигался наиболее высокое извлечение кремния и высокая производительность печи, произошло естественное «углубление» ван-

ны печи под электродами до оптимальной величины. Это подтверждается исследованием в работе [2].

Таблица 2 – Характеристика проб, отобранных при ломке футеровки печи № 3

| № пробы | Характеристика пробы | Плотность, т/м ³ |
|---------|---|-----------------------------|
| 1 | Слой спекшейся, частично прореагировавшей шихты. Пористый материал. | 2,495 |
| 2 | Светло-зеленый монолит, заполняющий все плавильное пространство печи. Имеет местами металлические корольки. | 2,831 |
| 3 | Темно-зеленый стекловидный материал с белыми включениями. | 2,405 |
| 4 | Подовый блок верхнего слоя. Непосредственно соприкасается с монолитом. | 1,599 |
| 5 | Белый рыхлый материал, найденный внизу и сбоку резервного леточного узла. | 2,681 |
| 6 | Металлическое включение под рабочим леточным узлом. | 3,740 |
| 7 | Монолит, заменяющий надлеточный блок рабочей летки. | 2,940 |
| 8 | Монолит, заменяющий надлеточный блок резервной летки. | 2,895 |
| 9 | Монолит, заменяющий межблочный шов верхнего и нижнего слоев подовых блоков. | 3,120 |
| 10 | Спекшийся шамотный кирпич, 450 мм от днища. | 3,205 |
| 11 | Спекшийся муллито-корундовый кирпич, 900 мм от днища. | 3,620 |
| 12 | Монолит под нижним слоем подовых блоков. | 3,252 |

Заливка межблочных швов подовой массой, принятая в 80 – 90-гг. прошлого века, привела к тому, что при разогреве печи произошла усадка подовой массы, между блоками футеровки подины сформировались сквозные щели, через которые кирпичная кладка подины пропиталась металлом, а межблочные швы, впоследствии, заполнились недовосстановленной шихтой. Это подтвердило выводы работ [3, 4].

Выводы:

1. При несоответствии глубины ванны и уровня активной мощности происходит разрушение футеровки подины под электродами, ванна печи самопроизвольно углубляется до оптимума, соответствующего вводимой в нее мощности.

2. Стойкость подин ферросплавных печей повышается при выплавке высококремнистого ферросилиция марки ФС75 за счет образования тугоплавкого гарнисажа.

3. Заливка межблочных швов жидкотекучей подовой массой приводит к проникновению расплава в футеровку.

Библиографический список

1. Модернизация оборудования при производстве кремнистых сплавов (из опыта Кузнецкого завода ферросплавов) / Э.И. Шкрабов, Г.В. Серов, А.Н. Сидоров, Ю.П. Канаев, В.А. Воскресенский, Ю.А. Епифанцев. - М.: Metallurgia, 1990. - 79 с.

2. Снитко Ю.П. Рациональные геометрические и электрические параметры печей для выплавки ферросилиция / Ю.П. Снитко, И.М. Кашлев, Г.А. Чашин //Совершенствование производства ферросилиция: сб. тр. науч.-практич. конф. – Новокузнецк, 1997.— Вып. 3. – С. 48-55

3. Кравцов К.И. Повышение эксплуатационной надежности футеровки руднотермических электропечей / К.И. Кравцов, И.М. Кравцов, Г.А. Чашин, И.М. Кашлев //Актуальные проблемы электрометаллургии стали и ферросплавов: сб. тр. науч.-практич. конф. – Новокузнецк, 2001. – С. 10 – 12

4. Кравцов К.И. Холодноабивная подовая масса для футеровки руднотермических электропечей / К.И. Кравцов, И.М. Кравцов // Metallurgia России на рубеже XXI века: Сб. научн. тр. Международной научно-практической конференции. / Под общей редакцией Е.В. Протопопова: СибГИУ. – Новокузнецк, 2005. – Том I. – С. 29 – 33

ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА УЛУЧШЕНИЕ ПОТРЕБИТЕЛЬСКИХ СВОЙСТВ ТОВАРНОГО МИКРОКРЕМНЕЗЕМА

Максимов А.А., Коренная К.А., Пронякин А.Ю., Шупик А.Ю., Строев С.И.

*ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,
г. Новокузнецк, Россия, ShupikAY@kfw.ru*

Аннотация: Изучено влияние влажности, мелкодисперсных частиц, содержания углеродных и щелочных примесей в товарном микрокремнеземе на склонность к слипаемости. Предложено способ оценки степени слипаемости образцов товарного микрокремнезема. Предложено технологическое решение, позволяющее понизить склонность товарного микрокремнезема к слипаемости.

Ключевые слова: ОАО «Кузнецкие ферросплавы», микрокремнезем, слипаемость, МКУ, неуплотненный, аутогезия, пылевой слой, разрывная прочность.

INFLUENCE OF VARIOUS NATURAL AND TECHNOLOGICAL FACTORS ON IMPROVEMENT OF CONSUMER PROPERTIES OF COMMODITY SILICA FUME

Maximov A.A., Korennaya K.A., Pronyakin A.Yu., Shupik A.Yu., Stroyev S.I.

*JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy»,
Novokuznetsk, Russia, ShupikAY@kfw.ru*

Abstract: The influence of moisture, fine-dispersed particles, content of carbon and alkaline admixtures of commodity silica fume on the tendency to adhesiveness was investigated. Type of evaluation of commodity silica fume adhesiveness degree was proposed. Technology concept allowing to reduce the tendency of the commercial silica fume to adhesiveness was proposed.

Key words: JSC «Kuznetskiye Ferrosplavy», silica fume, adhesiveness of DSF, undensified, autohesion, dust layer, rupture strength

Введение

Товарный микрокремнезем, производимый ОАО «Кузнецкие ферросплавы», обладает хорошими потребительскими свойствами и востребован на мировом рынке. Однако некоторые потребители обращают внимание на повышенную его слипаемость в сравнении с микрокремнеземом других производителей приводящую к загрязнению трактов подачи материала. В данной работе необходимо определить причины такого явления и предложить мероприятия по их устранению.

В соответствии с этими задачами, была разработана Программа исследования и осуществлен анализ основных возможных факторов, способствующих увеличению слипаемости товарного микрокремнезема. При этом были оценены следующие факторы:

- Попадание внешней атмосферной влаги в микрокремнезем при его продувке сжатым воздухом.
- Попадание неуплотненных мелкодисперсных частиц в товарный микрокремнезем при его производстве и разгрузке из силоса.

Влияние содержания углеродсодержащих и щелочноземельных примесей в товарном микрокремнеземе.

Кроме того был изучен существующий опыт по определению свойства слипаемости пылей, ее численного определения и инструментального обеспечения.

Определение склонности к слипаемости МКУ

Для определения склонности МКУ к слипаемости, на основе метода НИИОГАЗ [1], была разработана методика оценки прочности слоя пыли на разрыв и собрана установка, позволяющая производить измерения разрывной прочности. Метод состоит из формирования стандартного образца и последующего приложения к нему растягивающего усилия, величина которого постепенно возрастает до разрушения образца.

Разрывная прочность слоя пыли пригодна в качестве сравнительной характеристики при условии единообразия формирования разрушаемого образца.

2. Влияние неуплотненных мелкодисперсных частиц на слипаемость МКУ

Для проверки этого показателя на ОАО «Кузнецкие ферросплавы» была проведена опытная кампания получения микрокремнезема по экспериментальной технологии (без подгрузки «свежей» пыли во время уплотнения).

Технологический процесс заключался в следующем:

- Производилось полное опорожнение одного из силосов участка уплотнения;
- В силос набиралась свежая пыль до максимально допустимого уровня и начиналась продувка с наибольшим расходом сжатого воздуха;
- Продувка сжатым воздухом осуществлялась до набора расчетной плотности $0,65 \text{ т/м}^3$ сопровождающегося соответствующим снижением уровня пыли в силосе (отбор пробы не осуществляется). При этом оператором газоочистки фиксировалось время начала и окончания продувки, расход сжатого воздуха и перерывы в продувке;
- По достижению расчетной плотности $0,65 \text{ т/м}^3$ начата упаковка опытного микрокремнезема в каркасные биг-беги. При этом контролировалась плотность микрокремнезема в каждом биг-беге;
- Упаковка опытного МКУ проводилась до снижения плотности $0,61 \text{ т/м}^3$, оставшийся материал в силосе, после снижения плотности ниже $0,61 \text{ т/м}^3$, был упакован и реализован на российском рынке;
- При упаковке от каждого пятого биг-бега отбирались пробы готового микрокремнезема в количестве 1 литр объема для последующего гранулометрического, химического анализа и определения физических свойств полученного микрокремнезема на ОАО «Кузнецкие ферросплавы».

Определение разрывной прочности пылевого слоя полученных проб опытного МКУ показало среднюю степень слипаемости.

Для сравнения была определена разрывная прочность пылевого слоя для образца рядового МКУ производства ОАО «Кузнецкие ферросплавы» и ряда образцов МКУ иностранного производства. Усредненные значения разрывной прочности приведены в аблице 1.

Таблица 1 – Усредненные значения разрывной прочности и оценка слипаемости образцов МКУ

| Наименование образца | Влажность, % | Плотность, т/м^3 | Усредненная разрывная прочность, Па | Оценка слипаемости |
|--|--------------|---------------------------|-------------------------------------|--------------------|
| «Опытный» производства ОАО «Кузнецкие ферросплавы» | 0,09 | 0,66 | 146 | Средне слипающаяся |
| «Рядовой» производства ОАО «Кузнецкие ферросплавы» | 0,2 | 0,63 | 369 | Сильно слипающаяся |
| «Китай» | 0,52 | 0,64 | Ниже порога чувствительности метода | Неслипающаяся |
| «Тайвань» | 0,79 | 0,65 | 6 | Неслипающаяся |
| «Финфьерд» | 0,6 | 0,68 | 19 | Неслипающаяся |

На рисунке 1 приведены фотографии образцов МКУ, выполненных при помощи металлографического микроскопа.

Из рисунка 1 видно, что каждый из образцов МКУ содержит крупные сферические частицы, между которыми располагаются гораздо более мелкие частицы неуплотненного (слабоуплотненного) микрокремнезема. В образце «Китай» мелких неуплотненных частиц практически нет. Образец «Неуплотненный» полностью состоит из неуплотненных частиц.

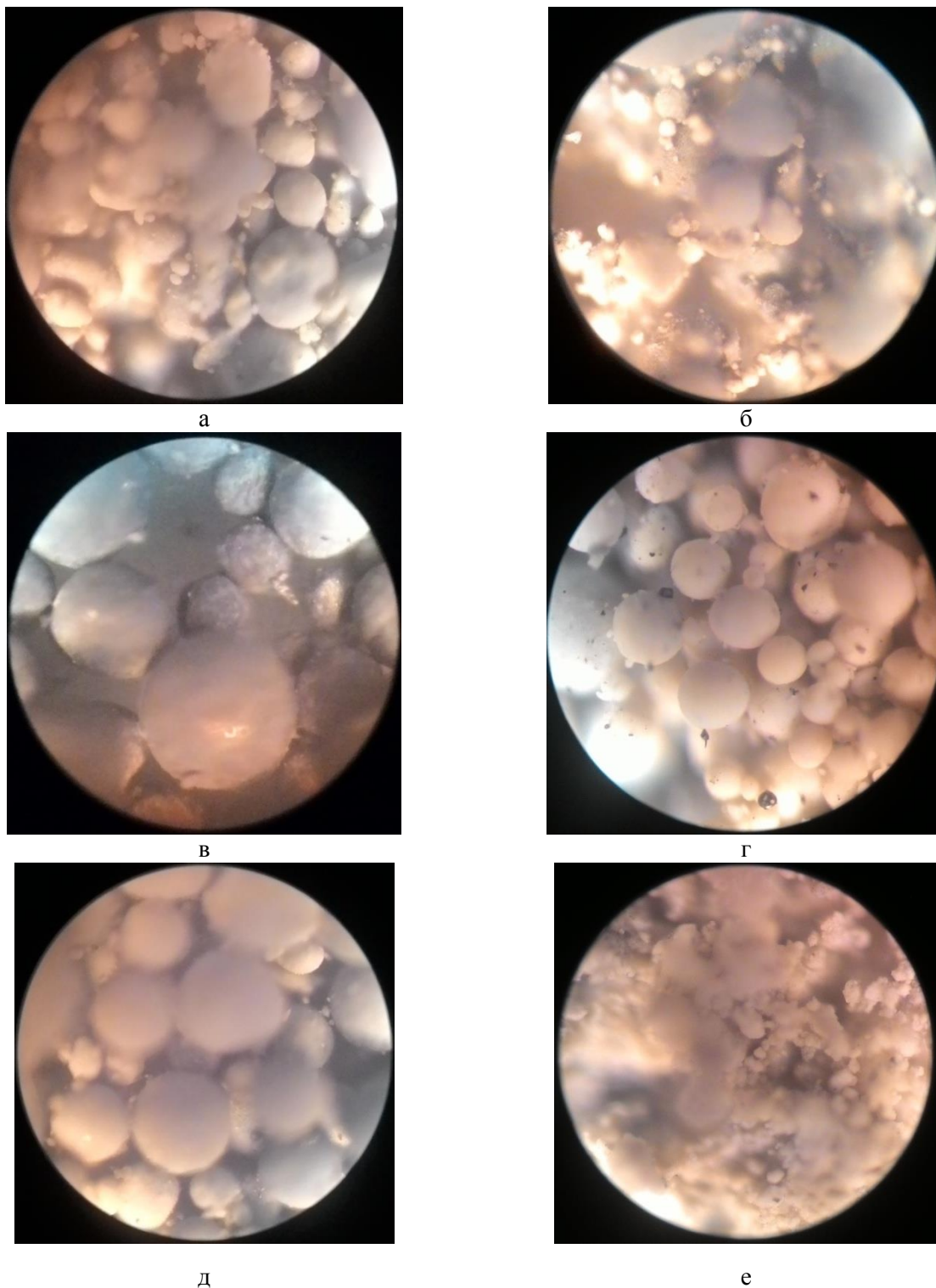
Для оценки количества мелких неуплотненных частиц использовался метод наложения сетки на фотографию образца МКУ. Затем подсчитывалось количество клеток, занимаемое на фотографии мелкими частицами и соотносилось с количеством клеток, которое занимает весь образец. Таким образом, получается качественная оценка содержания мелких частиц, которая не может быть использована для определения массовой или объемной доли мелких частиц в образце.

Оценив количество неуплотненных частиц каждого образца и сравнив с разрывной прочностью, можно увидеть прямую зависимость – чем больше мелких неуплотненных частиц в образце МКУ, тем выше разрывная прочность и склонность к слипаемости.

Влияние химического состава на слипаемость микрокремнезема

Химический анализ доступных образцов МКУ приведен в таблице 3.

Образец «Китай» сильно отличается от других образцов пониженным показателем рН (низким содержанием щелочных оксидов K_2O и Na_2O). Щелочные оксиды придают микрокремнезему свойство «замыливаться», т.е. с ростом количества щелочных оксидов увеличивается склонность к слипаемости.



а – опытный образец; б – рядовой образец; в – образец «Китай»; г – образец «Тайвань»;
 д – образец «Финфьерд»; е – образец «Неуплотненный»

Рисунок 1 – Фотографии образцов МКУ, выполненных при помощи металлографического микроскопа

Источником поступления щелочных оксидов в микрокремнезем являются щепы и бурый уголь, входящие в состав шихты при выплавке ферросилиция. Поскольку мы не можем отказаться от использования щепы и бурого угля, то и существенно понизить содержание щелочных оксидов в микрокремнеземе не представляется возможным.

Влияние влаги на слипаемость микрокремнезема

При уплотнении микрокремнезема на ОАО «Кузнецкие ферросплавы» используется как сжатый воздух заводской компрессорной установки, оборудованной действующими осушителями (участок ЮФЗ), так и не осушенный сжатый воздух от собственных компрессоров (участок КФ). Перед

силосами на трубопроводах сжатого воздуха установлены каплеуловители, препятствующие попаданию в силос жидкостей (вода, масло), которые могут находиться в сжатом воздухе.

Таблица 2 – Оценка содержания мелких неуплотненных частиц на фотографии образцов МКУ

| Наименование образца | Мелкие частицы, % | Усредненная разрывная прочность, Па | Оценка слипаемости |
|--|-------------------|-------------------------------------|--------------------|
| «Опытный» производства ОАО «Кузнецкие ферросплавы» | 6,3 | 146 | Средне слипающаяся |
| «Рядовой» производства ОАО «Кузнецкие ферросплавы» | 9,7 | 369 | Сильно слипающаяся |
| «Китай» | 1,6 | Ниже порога чувствительности метода | Неслипающаяся |
| «Тайвань» | 3,8 | 6 | Неслипающаяся |
| «Финфьерд» | 4,8 | 19 | Неслипающаяся |

Таблица 3 – Химический анализ образцов МКУ

| Наименование образца | Содержание элементов, % | | | | | | | | | | | |
|----------------------|-------------------------|------|-----------------|-------------------|------------------|------|------|--------------------------------|------|-----|------|------|
| | SiO ₂ | CaO | SO ₃ | Na ₂ O | K ₂ O | W | MgO | Fe ₂ O ₃ | pH | ппп | Si | C |
| «Неуплотненный» КФ | 93,8 | 0,37 | 0,24 | 0,75 | 0,98 | 0,04 | 1 | 1,15 | 7,24 | 0,9 | 0,21 | 0,44 |
| «Опытный» КФ | 93,3 | 0,24 | 0,4 | 0,94 | 1,22 | 0,09 | 1,3 | 0,96 | 7,57 | 1 | 0,34 | 0,46 |
| «Рядовой» КФ | 89,0 | 1,8 | 0,8 | 1,3 | 1,9 | 0,2 | 1,9 | 1,3 | 7,91 | 2,5 | 0,4 | 1,8 |
| «Тайвань» | 87,4 | 1,55 | 0,33 | 0,91 | 2,09 | 0,79 | 2,64 | 1,45 | 8,71 | 2,8 | н.д. | н.д. |
| «Китай» | 90,3 | 0,6 | 1,2 | 0,39 | 0,7 | 0,52 | 1,46 | 0,072 | 3,12 | 3,9 | 0,11 | 2,77 |

В соответствии с Программой исследования осуществлен сбор статистики по влажности неуплотненного и уплотненного микрокремнезема.

Содержание влаги в уплотненном микрокремнеземе «КФ» и «ЮФЗ» за последний год приведены на рисунке 2.

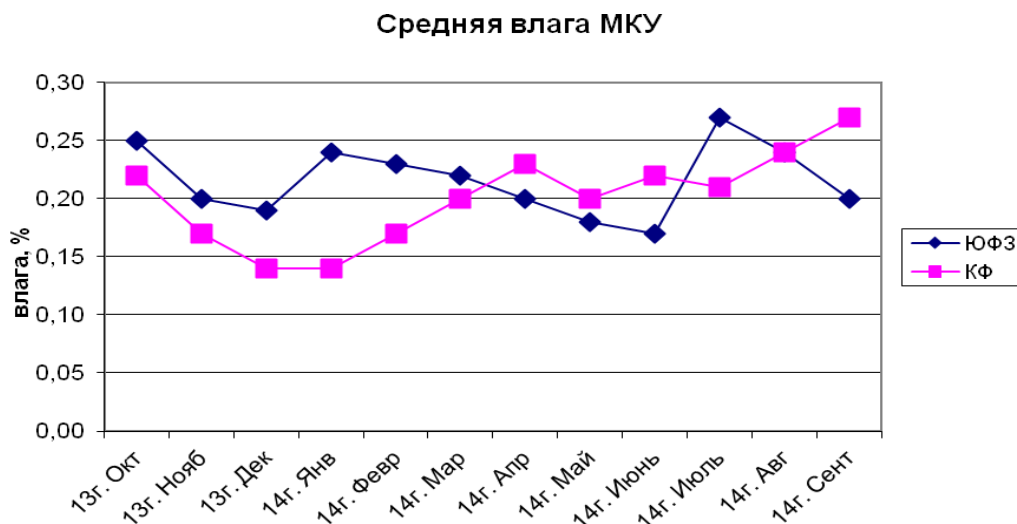


Рисунок 2 – Среднемесячное содержание влаги в микрокремнеземе «КФ» и «ЮФЗ»

Из рисунка 2 видно, что разброс значений влажности (динамический диапазон) не превышает 0,2 % и средние значения влажности МКУ произведенного на участке КФ и участке ЮФЗ очень близки, несмотря на наличия осушителей сжатого воздуха на участке ЮФЗ. Так же видно, что на участке КФ минимальные значения влажности приходятся на холодный период с низкой влажностью атмосферного воздуха, а максимальные на межсезонье с высокой влажностью атмосферного воздуха.

Статистика влажности неуплотненного микрокремнезема участка ЮФЗ отсутствует. Данные по влажности неуплотненного микрокремнезема участка КФ приведены в таблице 4. Там же приведен сравнительный анализ изменения влажности микрокремнезема до и после уплотнения.

Таблица 4 – Влажность неуплотненного микрокремнезема участка КФ

| Месяц, год | Среднемесячное содержание влаги в микрокремнеземе, % | | | |
|------------------|--|------------------|-------------------|-----------------------------------|
| | До уплотнения | После уплотнения | Разница (прирост) | Доля влажности от сжатого воздуха |
| Апрель 2014 г. | 0,14 | 0,23 | 0,09 | 39,1 |
| Май 2014 г. | 0,16 | 0,2 | 0,04 | 20 |
| Июнь 2014 г. | 0,15 | 0,22 | 0,07 | 31,8 |
| Июль 2014 г. | 0,16 | 0,21 | 0,05 | 23,8 |
| Август 2014 г. | 0,19 | 0,24 | 0,05 | 20,8 |
| Сентябрь 2014 г. | 0,2 | 0,27 | 0,07 | 25,9 |
| Октябрь 2014 г. | 0,22 | 0,3 | 0,08 | 26,7 |
| Среднее | 0,17 | 0,24 | 0,06 | 26,9 |

Замер влажности образцов МКУ, хранившихся в открытой таре в неотапливаемом и отапливаемом помещениях (таблица 5), не выявил какой либо зависимости влажности МКУ от срока хранения. Колебания влажности не превышали 0,3 %, что близко к динамическому диапазону влажности товарного МКУ. Замер слипаемости образцов МКУ, влажность которых различается в пределах динамического диапазона, не выявил значительных различий.

Таблица 5 – Изменение влажности МКУ при хранении в открытой таре

| Дата | Влажность МКУ, % | |
|------------------------|------------------|--------------------|
| | Теплое помещение | Холодное помещение |
| 26.11.2014. (исходная) | 0,23 | |
| 28.11.2014. | 0,2 | 0,12 |
| 01.12.2014. | 0,39 | 0,39 |
| 03.12.2014. | 0,44 | 0,36 |
| 05.12.2014. | 0,05 | 0,17 |
| 08.12.2014. | 0,32 | 0,41 |

Из таблицы 5 также видно, что влажность напрямую не влияет на степень слипаемости МКУ.

Выводы

1. Влажность товарного МКУ, произведенного на участке КФ и участке ЮФЗ колеблется от 0,1% до 0,5% и не оказывает существенного влияния на склонность материала к слипаемости.

2. Химический состав МКУ (содержание щелочных оксидов, углерода, показатель кислотности) зависит от используемых компонентов шихты.

3. Снижение содержания в МКУ щелочных оксидов может привести к снижению склонности микрокремнезема к слипаемости.

4. Содержание SiO₂ в микрокремнеземе зависит от технико-экономических показателей работы руднотермических печей (чем выше извлечение кремния в металл, тем ниже содержание SiO₂ в микрокремнеземе) и не оказывает влияние на слипаемость МКУ.

5. Содержание в образцах МКУ мелких неуплотненных частиц оказывает существенное влияние на склонность микрокремнезема к слипаемости. Обеспечив снижение количества неуплотненных частиц в МКУ можно добиться значительного снижения склонности микрокремнезема к слипаемости.

Рекомендации

Для получения МКУ с пониженной склонностью к слипаемости необходимо изменить технологию производства микрокремнезема, заменив непрерывное заполнение силоса во время продувки на циклическое заполнение без подгрузки неуплотненного микрокремнезема в процессе продувки. Тем самым исключить подмешивание неуплотненных частиц к частицам, которые уже подверглись уплотнению. Низкая концентрация неуплотненных частиц в МКУ обеспечит пониженную склонность к слипаемости. Уменьшению количества неуплотненного микрокремнезема так же будет способствовать ограничение нижнего предела плотности до 0,65 т/м³.

Библиографический список

1. Коузов П.А., Скрыбина Л.Я. Методы определения физико-химических свойств промышленных пылей. Л.: Химия, 1983.
2. Скрыбина Л. Я. Атлас промышленных пылей. Ч 1. М.: ЦИНТИхимнефтемаш, 1980.
3. Зимон А.Д., Андрианов Е.И. Аутогезия сыпучих материалов. М.: Металлургия, 1978.

УДК 669.168

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОЛУЧЕНИЯ СРЕДНЕУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА ИЗ МАРГАНЦЕВЫХ РУД УСИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Кравченко П.Д.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafamsf@sibsiu.ru*

Аннотация: Основываясь на результатах исследования процесса рассыпаемости марганцевых сплавов показана возможность получения ферромарганца с пониженным содержанием фосфора и углерода из марганцевых карбонатных руд Усинского месторождения.

Ключевые слова: среднеуглеродистый ферромарганец, рассыпание сплавов, дефосфорация сплава, сварочные электроды.

THE RESEARCH OF A METHOD FOR PRODUCING MEDIUM-CARBON FERROMANGANESE FROM MANGANESE ORE OF USINSKOYE FIELD

I.D. Rozhikhina, O.I. Nohrina, P.D. Kravchenko

*State Siberian Industrial University
Novokuznetsk, Russia, kafamsf@sibsiu.ru*

Abstract: It is based on the results of the research process of spillage manganese alloys and shows the possibility of producing ferromanganese with low phosphorus content and carbon content from carbonate manganese ore of Usinskoye field.

Keywords: medium-carbon ferromanganese, spillage of alloys, dephosphorization of alloys, welding electrodes.

В настоящее время среднеуглеродистый ферромарганец производится по сложной трехстадийной схеме, поэтому он является дорогим и дефицитным сплавом [1]. В то же время среднеуглеродистый ферромарганец является обязательной составляющей обмазки сварочных электродов.

В России нет марганцевых руд, пригодных для производства среднеуглеродистого ферромарганца по трехстадийной схеме. Однако возможность дефосфорации порошка углеродистого ферромарганца после его выплавки [0, 0] позволяет предложить более простую и возможно более эффективную схему производства этого сплава с использованием порошкообразных продуктов самопроизвольного рассыпания некоторых марганцевых сплавов. Однако явление рассыпания углеродистого ферромарганца изучено слабо [0, 0]. Сведения о том, как изменяется состав сплава в ходе его рассыпания, отсутствуют. Нет также сведений о влиянии состава исходного металла. Между тем имеются основания полагать, что на рассыпание марганцевых сплавов оказывают влияние как концентрация кремния, так и содержание железа, углерода и, наверняка, фосфора [0].

Явление рассыпаемости марганцевых сплавов изучали, контролируя состояние образцов различного состава, при хранении их на воздухе, во влажной атмосфере эксикатора и под слоем парафина.

Образцы весом 50 г выплавляли в печи сопротивления с трубчатым угольным нагревателем в графитовых тиглях. После расплавления исходных материалов расплав подвергали изотермической выдержке в течение 30 мин. Температура выдержки составляла интервал 1673 – 1973 К в зависимости от состава расплава. После выдержки тигли с расплавом охлаждали с печью (медленное охлаждение) или жидкий расплав выливали в чугунную изложницу и охлаждали ее на воздухе (быстрое охлаждение). Образцы извлекали из тигля или изложницы и каждый образец делили на три части: одну часть помещали на подставку на воздухе, вторую часть заливали парафином, третью часть по-

мещали в эксикатор, на дне которого была вода.

Первый месяц состояние образцов контролировали ежедневно, далее – один раз в каждые десять суток.

В качестве исходных материалов для изготовления образцов различных марганцевых сплавов использовали: электролитический марганец (99,5 % Mn), кристаллический кремний (98 % Si), гранулированный алюминий (92 % Al), мягкое железо (98,5 % Fe). Для введения в образцы фосфора и кальция использовали феррофосфор и силикокальций (28 % Ca).

Для первой серии выплавленных образцов исследовали влияние кремния и железа в насыщенных углеродом сплавах на их рассыпаемость. Были выплавлены образцы сплавов Mn-C_{нас.}, Mn-Si(2 %)-C_{нас.}, Mn-Si(4 %)-C_{нас.}, Mn-Si(2 %)-Fe(2 %)-C_{нас.}, Mn-Si(2 %)-Fe(4 %)-C_{нас.}, Mn-Si(2 %)-Fe(5 %)-C_{нас.}, Mn-Si(2 %)-Fe(6 %)-C_{нас.}.

Рассыпание образцов, содержащих кремний, началось через 15 суток.

Наибольшую склонность к рассыпанию проявил образец, не содержащий кремния. Сплав с содержанием 2 % Si рассыпался в порошок серого цвета, с размером зерна 1 – 1,5 мм; сплав с 4 % Si – в порошок землисто-серого цвета.

Химический и рентгеновский анализы порошков производили по окончании рассыпания. Они показали, что полученные порошки рентгеноаморфны. Кинетику рассыпания оценивали по увеличению массы образцов. Из кинетических зависимостей, приведенных на рисунке 1, следует, что рассыпание сплава в основном завершается после 30 – 40 суток выдержки.

Помещенные во влажную атмосферу эксикатора пробы образцов полностью рассыпались через три дня.

Влияние железа на рассыпаемость сплавов изучали при концентрации кремния 2 %, изменяя добавки железа – 2, 4, 5, 6 %. Сплавы указанных составов насыщались углеродом при 1873 и 2023 К. Затем тигли с расплавами охлаждали на воздухе. Кристаллизация сплавов завершалась через 25 – 30 с. По-видимому, из-за быстрой скорости охлаждения рассыпание сплавов с 2 и 4 % Fe, выплавленных как при 1823К, так и при 2023 К, началось и завершилось практически одновременно – через 7 суток.

Образцы с содержанием железа 5 и 6 % не рассыпались в течение 180 суток. Полученные результаты исследований хорошо согласуются с выводами авторов [7] о повышении стойкости ферромарганца при увеличении содержания железа в нем выше 5 %.

Для определения влияния концентрации углерода на рассыпание выплавляли сплав Mn-Si(2 %) с добавками 2, 4, 5 % углерода в тигле из карбонитрида бора. Температура изотермической выдержки 1823 К. Сплавы выдерживались на воздухе 120 суток, ни один из образцов даже не треснул, и не осыпался. В то же время сплав Mn-Si(2 %)-C_{нас.} полностью рассыпается через 15 суток (рисунок 1).

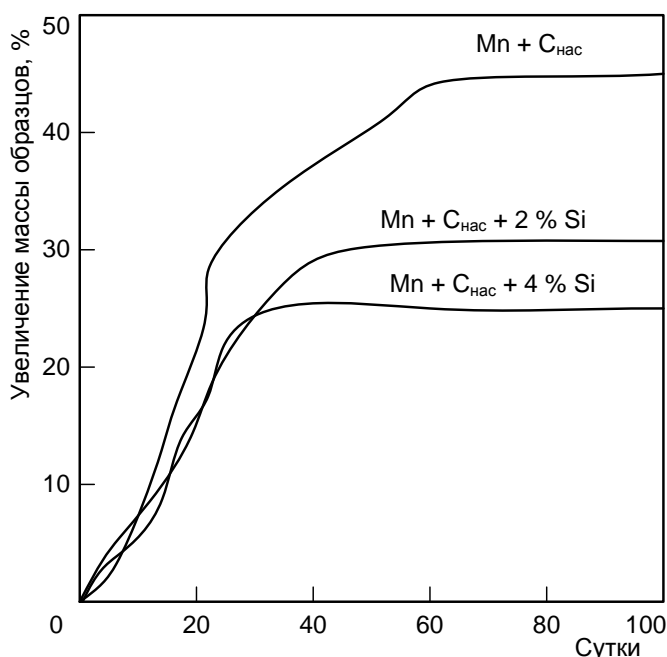


Рисунок 1 – Изменение массы в процессе рассыпания образцов

При рассыпании сплавов Mn-Si(2 %)-C_{нас.} и Mn-Si(4 %)-C_{нас.} результаты химического анали-

за показали снижение концентрации углерода до 1,86 и 2,02 % соответственно.

Из результатов исследований установлено, что рассыпаются сплавы марганца, насыщенные углеродом и содержащие менее 12 % таких примесей, как Fe + Si + Al + Ca в сумме. Наибольшее влияние на скорость рассыпания оказывают добавки кремния, кальция и фосфора, причем скорость рассыпания значительно меньше для сплавов, насыщенных углеродом с 4 – 8 % примесей (Fe + Al + Ca), но не содержащих кремния. Совершенно не рассыпаются сплавы с содержанием более 5 % железа, а также сплавы, содержащие более 4 % алюминия.

Добавки в сплав Mn-C_{нас.} фосфора увеличивают скорость рассыпания. Следует отметить, что при рассыпании сплавов содержание фосфора в них понижается в среднем на 25 – 30 %. Так, в сплаве, содержащем 0,1 % фосфора, после рассыпания его содержание составило 0,075 %, а в сплавах, содержащих 0,4 и 0,8 % фосфора – соответственно 0,3 и 0,57 %.

Сплавы различного состава наиболее полно и быстро рассыпаются в атмосфере паров воды. Сплавы, изолированные от взаимодействия с атмосферой, залитые парафином, не рассыпаются. После нарушения герметизации они рассыпаются, но значительно медленнее, что подтверждают наблюдения. Таким образом, благодаря изоляции сплава от воздействия атмосферной влаги можно изменить скорость рассыпания сплава: подавить процесс рассыпания на некоторое время, а затем его замедлить.

Для всех исследуемых сплавов определен фазовый состав после рассыпания. Рентгенофазовый анализ показал, что основной составляющей рассыпавшихся сплавов является гидроксид марганца.

В процессе кристаллизации и последующего охлаждения сплава возникают структурные изменения, увеличивающие внутренние напряжения, приводящие к появлению трещин, о чем свидетельствует характерное потрескивание остывающих лабораторных слитков.

Влага из атмосферы проникает по трещинам к границам кристаллов, где обычно располагаются примеси, в частности, соединения фосфора. Фосфор, как известно, склонен к ликвации. Влага взаимодействует с фосфором с образованием летучих соединений, что приводит к нарушению сплошности слитка и его рассыпанию. Так как выделяющиеся соединения ядовиты, рассыпание сплавов следует производить в специальных камерах с последующим улавливанием и утилизацией газовой фазы.

В ходе исследования выявлено, что увеличение содержания углерода до C_{нас} способствует рассыпанию сплавов.

При этом установлено, что при рассыпании сплавов, насыщенных углеродом, содержание углерода снижается в среднем до 1,8 – 2,0 %, что соответствует содержанию углерода в среднеуглеродистом ферромарганце.

Основываясь на результатах изучения процесса рассыпаемости марганцевых сплавов был проведен комплекс исследований по выплавке ферромарганца с использованием карбонатных марганцевых руд Усинского месторождения.

Ферромарганец выплавляли флюсовым способом из обожженной при температуре 1173 К карбонатной марганцевой руды (40 – 42 % Mn, 13 – 15 % SiO₂, 1,6 – 1,8 % Fe, 0,3 – 0,4 % P), доломитизированного известняка, кокса и железной стружки в полупромышленной печи мощностью 100 кВт·А. Шихта рассчитывалась на получение в сплаве 4 – 5 % Si. Сплав по мере накопления выпускали в ковш, после отделения от шлака, разливали в плоские изложницы толщиной 100 – 120 мм.

В результате проведенных плавов были получены сплавы ферромарганца с содержанием 82 – 85 % марганца, 4,0 – 5,2 % кремния, 0,55 – 0,77 % фосфора, 5,6 – 6,0 % углерода, 4 – 5 % железа. Кратность шлака 1,7 – 1,8. Извлечение марганца 80 – 82 %. Слитки после остывания дробили до фракции 30 – 100 мм и выдерживали в течение 4 – 14 суток, при этом сплав рассыпался в порошок. Высокое содержание фосфора, пониженное содержание железа (< 5,0 %), повышенное содержание кремния (~ 5,0 %), а также медленное охлаждение после разливки – факторы, способствующие рассыпанию сплава. В результате рассыпания содержание углерода в нем понижалось до 1,8 – 2,0 %, а фосфора до 0,5 – 0,55 %.

Для понижения содержания фосфора рассыпавшийся сплав смешивали в соотношении 1:1 со смесью NaCl+Na₂CO₃ (соотношение компонентов в смеси 1:1), брикетировали и выдерживали при температуре 1173 К в течение 120 мин в нагревательной печи.

После изотермической выдержки сплав отмывали горячей водой от соли, сушили, дробили до крупности 100-200 мкм. Результаты химического анализа подтвердили, что полученный сплав близок по составу к среднеуглеродистому ферромарганцу: 4,5 % Si, 0,20 % P 1,8 % C. При использовании сплава в качестве составляющей обмазки сварочных электродов были получены положительные результаты.

Выводы. Результаты исследований показали возможность получения ферромарганца с пониженным содержанием углерода и фосфора из марганцевых карбонатных руд Усинского месторождения.

Библиографический список

1. Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев, Б.И. Емлин. – М.: Металлургия, 1988. – 784 с.
2. Пат. № 2209252 РФ МКИ С21С7/064. Способ дефосфорации ферромарганца / Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Латышев А.В. и др. – № 2002103686/02; заявл. 08.02.02; опубл. 27.07.03. Бюл. № 21.
3. Нохрина О.И. Дефосфорация марганцевых сплавов расплавами солей / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2000. – № 12. – С. 11 – 13.
4. Танабэ И. К вопросу о рассыпаемости высокоуглеродистого ферромарганца с низким содержанием железа / И. Танабэ, Т. Тоэта // J. Japan Inst Metals. – 1960. – № 5. – С. 272 – 274.
5. Топчиашвили Л.И. О рассыпаемости углеродистого ферромарганца / Л.И. Топчиашвили // Известия АН СССР. – 1962. – № 6. – С. 46 – 50.
6. Жучков В.И. Структура и физико-химические характеристики ферросплавов / В.И. Жучков, М.И. Гасик, О.Ю. Шешуков // Электротехнология. – 2006. – № 6. – С. 39 – 44.

УДК 669

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИОНОСЕЛЕКТИВНЫХ ЭЛЕКТРОДОВ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ, ХАРАКТЕРИЗУЮЩИХ ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ ИЛИ ИОННОМ ОБМЕНЕ

Колмогоров А.В., Никаноров А.В.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия, andrei-kolmogor@mail.ru*

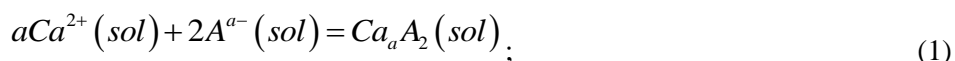
Аннотация: депрессирующее действие реагентов-регуляторов (депрессоров) обусловлено уменьшением поверхностной концентрации катиона кальция в результате ионного обмена, что вызывает снижение, или полное подавление сорбционной способности данного минерала по отношению к собирателю.

Ключевые слова: депрессор, флотация, ионно-обменная реакция, анион металла, катионы металла, электроды, ионообменная смола.

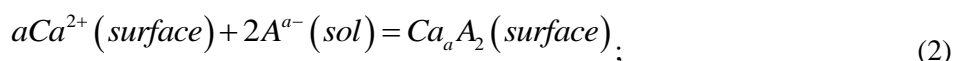
Одним из основных типов реакций многих реагентов-регуляторов, как с ионно-молекулярным составом жидкой фазы, так и с минеральной поверхностью – это реакции присоединения или обмена.

Депрессирующее действие реагентов-регуляторов при флотации несulfидных минералов обусловлено их взаимодействием с поверхностью минерала по основному минералообразующему катиону. При взаимодействии поверхности минеральной частицы с депрессирующими агентами в объеме пульпы и границе раздела минерал-вода существует, как минимум пять равновесий: [1]

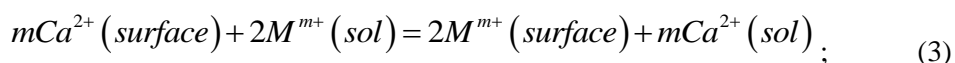
– взаимодействие аниона (A^{a-}) реагента-депрессора с катионом металла (например, катион кальция в кальцийсодержащих минералах)



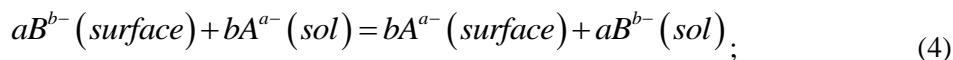
– взаимодействие аниона депрессора с катионом металла на поверхности минерала:



– ионный обмен по катиону металла:



– ионный обмен по аниону:



– все эти процессы протекают на фоне дальнейшего растворения минерала:



При взаимодействии реагентов-депрессоров с минералами типа датолит, волластонит, гранат и др., т.е. с минералами, имеющими полимероподобную силикатную структуру, 4-е равновесия практически отсутствуют, а 5-е сводится к 3-му. т.е. ионному обмену по катиону металла.

Таким образом, для силикатных минералов существенны лишь три вида равновесий: взаимодействие аниона депрессора с катионом металла в объеме пульпы, ионный обмен по катиону металла на границе раздела минерал-вода и взаимодействие реагента с катионом металла на поверхности минерала.

Депрессирующее действие реагентов-регуляторов (депрессоров) обусловлено уменьшением поверхностной концентрации катиона кальция в результате ионного обмена, что вызывает снижение, или полное подавление сорбционной способности данного минерала по отношению к собирателю.

Рассмотрим более подробно данные процессы на примере воздействия депрессирующих агентов на несulfидные (кальциевые) минералы.

Прочность химического закрепления анионных коллекторов на поверхности минерала определяется способностью катиона его решетки давать с анионом собирателя слабодиссоциируемое соединение [2]. Следовательно, чем больше катионов кальция в результате ионного обмена заменятся на катионы натрия или какие-либо другие, не дающие с собирателем слабодиссоциируемых соединений, тем ниже величина сорбции коллектора на минерале и тем меньше возможность выхода в пенный продукт данного минерала.

Из приведенных выше рассуждений можно вывести параметр p отражающий депрессирующее действие данного реагента (F), которое может быть выражено отношением количества металла, не образующее с коллектором слабодиссоциируемых соединений, к общему количеству металла (катионов) на поверхности минерала:

$$F = \frac{\sum_{j=1}^{N_2} z_j M_j(s)}{\sum_{i=1}^N z_i M_i(s)}; \quad (6)$$

$$\sum_{i=1}^N z_i M_i(s) = \sum_{k=1}^{N_1} z_k M_k(s) + \sum_{j=1}^{N_2} z_j M_j(s); \quad (7)$$

$$N = N_1 + N_2; \quad (8)$$

где $M_j(s)$ – количество катионов на поверхности минерала, не образующих с коллектором слабодиссоциируемых соединений, с зарядом z_j ;

$M_k(s)$ – количество катионов на поверхности минерала, образующих с коллектором слабодиссоциируемых соединений, с зарядом $z_k(s)$;

$M_i(s)$ – общее количество катионов металла на поверхности минерала равно количеству отрицательно заряженных сорбционных центров на поверхности X_q .

Количество же активных центров занятых катионами зависит только от природы данного минерала и степени его дисперсности (измельчения), т.е. удельной поверхности:

$$X_q = C_x^0 S_{y0} m; \quad (9)$$

где: C_x^0 – поверхностная концентрация сорбционных центров данного минерала;

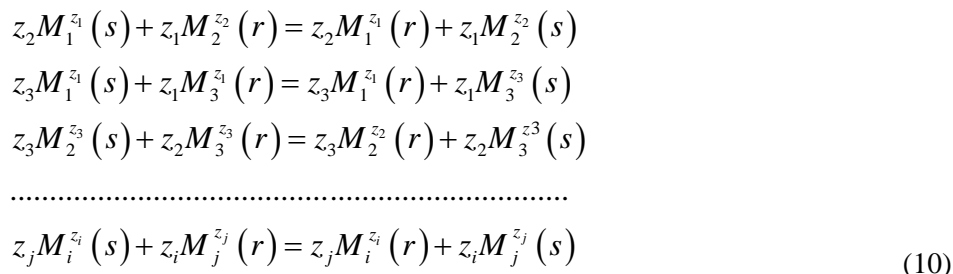
S_{y0} – удельная поверхность минерала;

m – навеска минерала.

Однако современные методы исследования не позволяют непосредственно определить количество активных центров минерала занятых тем или иным катионом. Следовательно, используемые в отношении величины необходимо выразить через измеряемые параметры раствора, поскольку именно состав жидкой фазы формирует те или иные свойства поверхности минерала.

Для кальциевых минералов ионный обмен поверхности с жидкой фазой представлен реакциями: катион кальция заменяется на ионы калия или натрия, поскольку последние находятся в жидкой фазе в избытке (собиратель, депрессор, регулятор среды – это обычно натриевые соли).

Реакции, протекающие на поверхности, в общем виде можно описать следующей системой химических равновесий:



где $M_i(s), M_j(s)$ – катионы металла сорбированные на поверхности минерала;

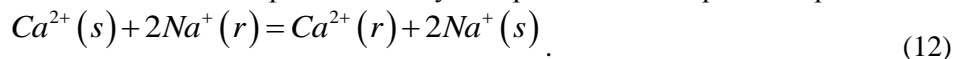
$M_i(r), M_j(r)$ – катионы металла в растворе.

Общее количество химических равновесий между поверхностью минерала и жидкой фазой определяется отношением:

$$N = \frac{M}{2} ; \quad (11)$$

где: M – количество катионов металла участвующих в обмене.

Для рассматриваемого случая кальциевый минерал (датолит) – натриевая соль депрессора (триполифосфат натрия) – система химических равновесий будет представлена обратимой реакцией:



Данная реакция характеризуется следующей константой равновесия:

$$K = \frac{n_{Na(s)}^2 n_{Ca(r)}}{n_{Na(r)}^2 n_{Ca(s)}} \quad (13)$$

Условие общей электронейтральности поверхности минерала для данного случая запишется в виде:

$$2n_{Ca(s)} + n_{Na(s)} = X_q ; \quad (14)$$

тогда,

$$n_{Na(s)}^2 = \frac{Kn_{Na(r)}^2 n_{Ca(s)}}{n_{Ca(r)}} = \frac{Kn_{Na(r)}^2 (X - n_{Na(s)})}{2n_{Ca(r)}} ; \quad (15)$$

$$n_{Na(s)} = \frac{\sqrt{K^2 n_{Na(r)}^4 + 4Kn_{Na(s)}^2 C_x^0 S_{y0} m} - Kn_{Na(r)}^2}{2n_{Ca(r)}} = 2 \frac{2C_x^0 S_{y0} m}{1 + \sqrt{1 + \frac{4n_{Ca(r)} C_x^0 S_{y0} m}{Kn_{Na(r)}^2}}} \quad (16)$$

Соответственно параметр F для данной системы равен:

$$F = \frac{2}{1 + \sqrt{1 + \frac{4n_{Ca(r)} C_x^0 S_{y0} m}{Kn_{Na(r)}^2}}} \quad (17)$$

Поскольку концентрация Na^+ в растворе обычно много больше концентрации в растворе Ca^{2+} , то величину $n_{\text{Na}(r)}$ можно считать величиной постоянной. Произведение $C_x^0 S_{y0} m$ для каждой конкретной системы также величина постоянная.

Таким образом, параметр F определяется величиной $n_{\text{Ca}(r)}$ – равновесной концентрацией катиона кальция.

Однако не весь катион Ca^{2+} перешедший в объем будет находиться в «свободном» виде:

$$M_i^0(r) = M_i(r) + M_1(r); \quad (18)$$

где $M_i^0(r)$ – количество металла в растворе;

$M_1(r)$ – количество катиона металла в растворе, связанного в виде комплексного соединения;

$M_i(r)$ – количество свободного (не связанного) катиона металла в растворе.

При образовании в растворе полиядерных комплексов типа $M_p L_q$ общее количество связанного катиона металла в растворе будет определяться соотношением:

$$M_1(r) = [M_i(r)] + \sum_1^p \sum_1^q p \beta_{p,q} [M_i^p(r)] [L_1^q] + [M_i(r)] + \sum_1^p \sum_1^q p \beta_{p,q} [M_i^p(r)] [L_2^q] + \dots \\ \dots + [M_i(r)] + \sum_1^p \sum_1^q p \beta_{p,q} [M_i^p(r)] [L_n^q] = \sum_{n=1}^B \left([M_i(r)] + \sum_1^p \sum_1^q p \beta_{p,q} [M_i^p(r)] [L_n^q] \right)$$

где $[M_i(r)]$ – равновесная концентрация катиона металла в растворе;

$[L_n^q]$ – равновесная концентрация лиганда – аниона депрессора в растворе;

$p \beta_{p,q}$ – общая константа устойчивости р-ядерного комплекса;

B – количество лигандов в растворе:

$$B = 1, 2, 3, \dots, n \quad (19)$$

Для катиона кальция типично образование комплексов состава $\text{Ca}L_n$, следовательно, равновесная концентрация кальция в растворе определяется как:

$$n_{\text{Ca}(r)} = \frac{n_{\text{Ca}(r)}^0}{1 + \beta [L]^n}; \quad (20)$$

где $[L]$ – равновесная концентрация лиганда (например $[\text{CO}_3^{2-}]$), а $n = 1$;

β – константа устойчивости комплекса (CaCO_3).

Эффективность флотационного разделения минеральной смеси, как и эффективность ионного обмена, определяется разностью поверхностных свойств минералов (ионообменных смол). В свою очередь, свойства поверхности того или иного минерала (ионообменной смолы) являются итогом действия различных реагентов и ионов жидкой фазы.

Таким образом, определяя количественно параметр задепрессированности минерала, равно как и емкость ионообменной смолы: [1]

$$F = \frac{N_s}{X_q} = \frac{2}{1 + \sqrt{1 + \frac{A_m M_p}{N_p^2}}}; \quad (21)$$

где N_s – количество катионов металла на поверхности минерала (смолы), не образующие с коллектором (реагентом) слабодиссоциируемых соединений;

A_m – параметр, характеризующий поверхность минерала (смолы);

M_p – равновесная концентрация в растворе собственного катиона минерала (для кальциевых

минералов – это Ca^{2+}) или, в случае сорбции – катиона золота;

N_p – равновесная концентрация в растворе катиона металла, не образующих с коллектором (раствором) слабодиссоциируемых соединений (например – катион Na^+), можно характеризовать степень воздействия жидкой фазы на поверхностные свойства того или иного минерала (смолы).

Преобразуя данное уравнение относительно параметра задепрессированности F , получим выражение:

$$\left(\frac{2}{F-1}\right)^2 = \frac{M_p N_p}{A_m}. \quad (22)$$

При использовании относительных величин, т.е. характеризуя задепрессированность исследуемого минерала относительно какой-то стандартной поверхности, что справедливо и для ионообменных смол, величины M_p , N_p сокращаются:

$$\frac{\left(\frac{2}{F_{cm}-1}\right)^2 - 1}{\left(\frac{2}{F_{исст}-1}\right)^2 - 1} = \alpha. \quad (23)$$

Величина α является отношением параметров, характеризующих стандартную поверхность (A_s) и поверхность исследуемого минерала (A_m).

Для ряда минералов (ионообменных смол) параметр α при характеристике их относительно одной и той же стандартной поверхности, запишется в виде системы уравнений с учетом преобразования:

$$\left(\frac{2}{F_{cm}-1}\right)^2 - 1 = 4 \frac{1-F}{F}, \quad (24)$$

$$\begin{aligned} \frac{F_1^2(1-F_{cm})}{F_{cm}^2(1-F_1)} &= \alpha_1 \\ \frac{F_2^2(1-F_{cm})}{F_{cm}^2(1-F_2)} &= \alpha_2 \\ \frac{F_3^2(1-F_{cm})}{F_{cm}^2(1-F_3)} &= \alpha_3 \cdot \\ &\dots\dots\dots \\ \frac{F_n^2(1-F_{cm})}{F_{cm}^2(1-F_n)} &= \alpha_n \end{aligned} \quad (25)$$

При характеристике же ряда реагентов-депрессоров по отношению к стандартной поверхности параметр α отражает депрессирующее действие данного реагента.

В качестве стандартной поверхности предлагается использовать мембрану ионоселективного электрода, обратимого по отношению к катиону металла, являющемся собственным катионом минерала (выщелачиваемому металлу). Для кальциевых минералов – это кальций-селективные электроды, для ионообменных смол – золото-селективные электроды.

Ионообменная мембрана таких электродов содержит ионные группы, фиксированные в смоле или полимерной матрице. Для Са-селективных электродов в состав таких групп входят фиксированные анионные группы – COO^- , PO_4^- и т.д., т.е. мембрана Са-селективного электрода представляет собой поверхность аналогичную поверхности минерала с полимерододобной силикатной структурой. Следовательно, для такой поверхности параметр депрессирующего действия реагента, т.е. отношение количества катионов, например натрия, не образующих с коллектором слабодиссоциируемых соеди-

нений, на поверхности мембраны электрода к общему количеству катионов на ней запишется следующим образом:

$$F = \frac{N_s}{X_q} = \frac{2}{1 + \sqrt{1 + \frac{A_{m(эл)} M_p}{N_p^2}}} . \quad (26)$$

Потенциал Са-селективного электрода определяется соотношением:

$$E = E_0 + \frac{RT}{2F^0} \ln a_{Ca}; \quad (27)$$

где R – универсальная газовая постоянная;

T – абсолютная температура;

F^0 – число Фарадея.

На практике, однако, идеальная ионная специфичность электрода редко реализуется и любое реальное описание потенциала должно включать вклады более чем одного иона.

Для двух сортов ионов I^{2+} и J^{2+} (например: Ca^{2+} и Na^+), при условии

$$2\sum a_{i(0)} + \sum a_{j(0)} = X_{эл}; \quad (28)$$

где: $X_{эл}$ – общая активность анионных активных центров;

$a_{i(0)}$ – количество катиона I^{2+} на поверхности мембраны;

$a_{j(0)}$ – количество катиона J^{2+} на поверхности мембраны, можно записать соотношение:

$$\frac{\frac{i}{1} \sum a_i(0)}{\frac{i}{1} \sum k_i a_i} = \left(\frac{\frac{j}{1} \sum a_j(0)}{\frac{j}{1} \sum k_j a_j} \right)^2 ; \quad (29)$$

где a_i – активность катиона I^{2+} в растворе;

a_j – активность катиона J^{2+} в растворе.

Следовательно, потенциал электрода зависит от соотношения однозарядных и двухзарядных катионов на поверхности мембраны, т.е.

$$E = E_0 + \frac{RT}{F^0} \ln N_s \quad \text{или} \quad E = E_0 + \frac{RT}{F^0} \ln F_{cm} . \quad (30)$$

Поскольку именно параметр задепрессированности F_{cm} отображает это соотношение.

Как видно из приведенных выше рассуждений, уравнения описывающие параметр задепрессированности для реальной минеральной поверхности и для мембраны электрода идентичны.

Для определения степени задепрессированности стандартной поверхности различными реагентами-депрессорами можно записать систему уравнений:

$$\begin{aligned} E_{cm} &= E_1^0 + \frac{RT}{F^0} \ln F_{cm} \\ E_1 &= E_1^0 + \frac{RT}{F^0} \ln F_1 \\ E_2 &= E_1^0 + \frac{RT}{F^0} \ln F_2 \\ &\dots\dots\dots \\ E_n &= E_1^0 + \frac{RT}{F^0} \ln F_n \end{aligned} \quad (31)$$

или

$$\Delta E_1 = E_1^0 - E_{cm} = \frac{RT}{F^0} \ln \frac{F_1}{F_{cm}}$$

$$\Delta E_2 = E_2^0 - E_{cm} = \frac{RT}{F^0} \ln \frac{F_2}{F_{cm}}$$

.....

$$\Delta E_n = E_n^0 - E_{cm} = \frac{RT}{F^0} \ln \frac{F_n}{F_{cm}}$$
(32)

Таким образом, величина изменения потенциала электрода характеризует глубину воздействия реагента или жидкой фазы в целом на стандартную поверхность.

Библиографический список

1. Никаноров А.В. Исследование межмолекулярных взаимодействий реагентов с кальциевыми минералами при флотации; Дис... канд... техн... наук. – Иркутск, 1989. – 114 с.
2. Никаноров А.В., Ершов П.Р., Полонский С.Б. Система интегральных параметров для оценки активности основных классов флотационных реагентов: Монография – Иркутск: Изд-во ИрГТУ. – 2001. – 74 с.

УДК 669.053.2:661.811

РАЗВИТИЕ ТЕОРИИ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ И ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОКИСЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА В КРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ РЕШЁТКЕ ОКСИДОВ

Рошин В.Е.¹, Рошин А.В.²

¹Южно-Уральский государственный университет (НИУ),

г. Челябинск, Россия, roshchinve@susu.ac.ru

²НИИЦ ERG, г. Астана, Республика Казахстан, Anton.Roshin@erg.kz

Аннотация: Обоснована общая физическая модель восстановления и окисления металлов, базирующаяся на универсальном принципе равенства числа элементарных носителей зарядов – электронов и протонов в любой фазе и сопряженности процессов массо- и электропереноса в ионной кристаллической решётке.

Ключевые слова: восстановление, окисление, кристаллическая решётка, ионные вакансии, ионный массоперенос, ионный электроперенос.

DEVELOPMENT OF THE THEORY CARBOTHERMIC REDUCTION AND HIGH- TEMPERATURE OXIDATION OF IRON OXIDES IN THE CRYSTAL LATTICE

Roshin V.E.¹, Roshin A.V.²

¹South Ural State University (NIU)

Chelyabinsk, Russia, roshchinve@susu.ac.ru

²NIITs ERG, Astana, Republic of Kazakhstan, Anton.Roshin@erg.kz

Abstract: Substantiates the general physical model of reduction and oxidation of metals, based on the Universal Principles of equal number of elementary charge carriers - electrons and protons in any phase conjugation processes and mass and electromigration in an ionic crystal lattice.

Key words: reduction, oxidation, crystal lattice, ion vacancies ion mass transfer, ion electromigration.

Развитие восстановительных технологий на протяжении 35 веков, начиная от костра неолита до современной доменной печи, происходило в основном путём совершенствования тепловой работы агрегата, использования более калорийного топлива, улучшения условий его сжигания, в частно-

сти, за счёт дутья, а при недостатке химического тепла топлива – ещё и путём введения физического тепла дутья в доменные печи или электрической энергии – в руднотермические. Поэтому доменную печь часто рассматривают как доведённый до совершенства высокотемпературный тепловой агрегат. В то же время суть восстановительного процесса и в доменной и в ферросплавных печах остаётся неизменной как и в костре каменного века – кислород руды связывается углеродом топлива (дров, угля, кокса, газа).

Соответственно этому и теория восстановления, развивавшаяся преимущественно как обобщение опыта работы восстановительных агрегатов, в первую очередь доменных печей, направлена на описание химического взаимодействия углерода с оксидами металлов. Поскольку в химии до сих пор широко распространена точка зрения о невозможности реакций между твёрдыми телами с наблюдаемой на практике скоростью восстановления, то ещё в конце XIX века Л. Грюнером была предложена, а в середине XX века преимущественно отечественными учёными детально разработана теория так называемого косвенного восстановления. При этом роль реагента, непосредственно связывающего кислород руды, отводится газообразному монооксиду углерода CO. Участие же твёрдого углерода в процессе восстановления сводится к регенерации монооксида из продукта его окисления – диоксида CO₂.

Следствием такого подхода является доминирование «молекулярных» (химических) принципов и представлений, соответствующих уровню науки середины XX века. Обобщенно их можно свести к трём базовым положениям, излагаемым во всех учебных изданиях, например [1]:

1. Принципу А.А. Байкова – принципу последовательного превращения высших оксидов в низшие, а затем в металл. При восстановлении последовательно образуются все возможные оксиды, причём появление металла невозможно без полного превращения каждого высшего оксида в низший, например, по схеме $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$.

2. Адсорбционно-автокаталитической теории Г.И. Чуфарова и сотр., согласно которой реакция проходит в три стадии: I – адсорбция молекул газа-восстановителя на активных центрах (зародышах металла), II – химическая реакция на поверхности реагирования, III – десорбция молекул газа (продукта реакции) с поверхности реагирования.

3. Диффузионно-кинетической теории С.Т. Ростовцева и сотр. Восстановление контролируется подводом реагентов к месту протекания химической реакции на поверхности оксида или (реже) твёрдого углерода.

Аналогичные представления, хотя и без конкретизации авторов этих теорий, излагаются и в современной зарубежной литературе, например [2].

Однако известно [3], что в рамках адсорбционно-автокаталитической теории не укладывается положительное влияние температуры на скорость восстановления, поскольку с повышением температуры адсорбция уменьшается, теория не объясняет восстановления ряда металлов (Ag, Cu, Mn и др.) при низких температурах, когда реакция газификации углерода не идёт, а также восстановления ряда активных металлов (Cr, Ti, Zr, Nb и др.), для которых CO является недостаточно сильным восстановителем. Для преодоления этих противоречий на роль ключевого реагента, отбирающего кислород у руды, некоторые авторы предлагают сажистый углерод, переносимый через газовую фазу, различные углеводородные радикалы, а иногда и вовсе экзотические соединения типа «недокси» углерода C₂O₃ [4].

По нашему мнению, главный недостаток и источник противоречий этих теорий заключается в свойственном химии «молекулярном» подходе. Ведь реакции между атомами и молекулами возможны лишь в газовой фазе. В конденсированных фазах, будь то металл, оксиды или другие соединения металлов, нет ни атомов металла, ни молекул соединений, а есть катионы металла и оторванные от них «валентные» электроны. В металлической фазе эти электроны обобществлены всеми катионами металла, связывая их в кристаллическую решётку металлической связью, в оксидах те же электроны локализованы у атомов кислорода, превращая их в анионы и связывая катионы и анионы в кристаллическую решётку оксида преимущественно ионной связью. Таким образом, суть окисления и восстановления заключается в перераспределении части электронов металла между его катионами и атомами или анионами кислорода, а восстановитель является лишь посредником в этом перераспределении (рисунок 1).

Обширные экспериментальные исследования твёрдофазного восстановления разных металлов из чистых оксидов, а также из бедных и комплексных руд с использованием современного материаловедческого оборудования позволили нам выявить новые существенные детали процесса восстановления. Главным экспериментальным результатом является надёжно установленный факт выделения металлической фазы в бедных и комплексных рудах не только на поверхности реагирования восстановителя с оксидом, но и вдали от неё – в кристаллической решётке оксидов в окружении ани-

онов кислорода. В совокупности с другими экспериментальными данными, в том числе, резком увеличении электропроводности оксидов при температуре начала восстановления, изменении состава металлической фазы по мере роста металлических выделений в комплексных рудах, влиянии количества и состава примесных оксидов на распространение восстановительного процесса по объёму кусковых руд и другими, это позволило сформулировать принципы селективного восстановления металлов внутри решётки оксидов [5 – 7].

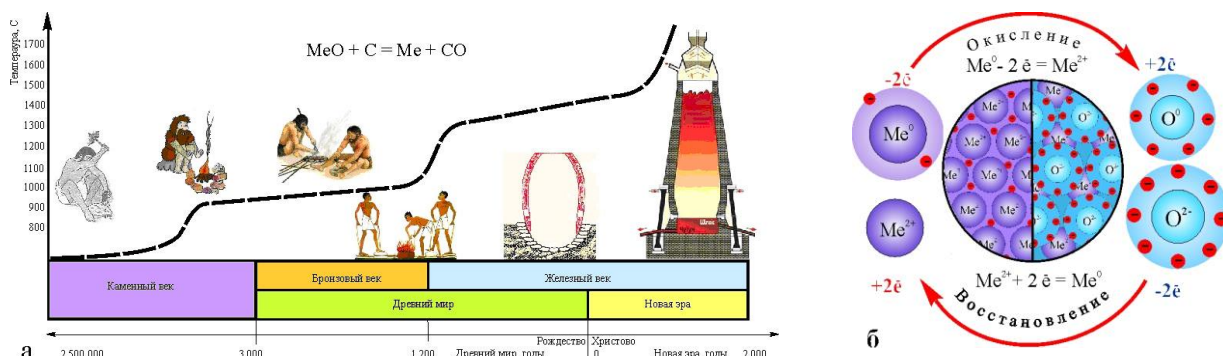


Рисунок 1 – Традиционные (а) и современные (б) предпосылки для развития теории восстановления

В основе наших теоретических рассуждений лежат представления физики и химии твёрдого тела о несовершенных кристаллах [8] и два очевидных принципиальных положения, не учитываемых существующими теориями восстановления:

- при твёрдофазном восстановлении восстановитель взаимодействует не с молекулой оксида, а с кристаллами, образованными катионами и анионами;
- в любой системе и в любой её части всегда соблюдается равенство элементарных частиц – носителей зарядов, то есть число электронов всегда равно числу протонов.

Из этого следует, что в результате элементарного акта извлечения одного атома кислорода в решётке оксида образуется не атом металла, а анионная вакансия (Va) и появляются два связанных с вакансией «свободных» электрона. Естественно, что эти электроны под действием положительных зарядов катионов смещаются и локализуются у ближайших катионов, понижая их заряд. Но электроны единичной анионной вакансии, окружённой катионами, никакому конкретному катиону не принадлежат и легко переходят от одного катиона к другому. Поэтому в результате единичного акта изъятия атома кислорода, строго говоря, ни металлический атом, ни, тем более, металлическая фаза не образуются – для этого требуется обобщение большого количества «свободных» электронов. Но уже первые «обобществлённые» ближайшими катионами электроны являются носителями признаков металлической связи и, по сути, являются «зародышами» металлической фазы. В восстановительных условиях, то есть без поступления дополнительных атомов окислителя, они не могут быть локализованы существующими анионами, поэтому уже такой «зародыш» металла является устойчивым. По мере накопления и слияния вакансий количество «свободных» и, следовательно, обобществляемых катионами электронов увеличивается, результатом чего является появление металлической связи между ближайшими катионами и формирование металлической фазы.

Таким образом, для появления металлической фазы необходимо слияние заряженных анионных вакансий, образующихся на поверхности взаимодействия восстановителя с оксидом. При восстановлении металла из чистого оксида слияние вакансий обычно происходит там, где они образуются, то есть на поверхности реагирования (рисунок 2, а). Это хорошо известный случай восстановления металлов, в частности железа, из монометалльных богатых руд. При восстановлении металлов из бедных или комплексных руд (сидеритовых, титаномагнетитовых, хромитовых), в которых восстанавливаемые катионы находятся в одной кристаллической решётке с другими трудно восстанавливаемыми катионами, например магния, алюминия, титана и другими, появление вакансий происходит менее интенсивно, а их концентрация меньше. В таких условиях и при развитом тепловом движении частиц вакансии могут не сливаться на поверхности, а рассеиваться в объёме кристаллической решётки. В этом случае их слияние происходит в местах стока на дефектах решётки или в местах повышенной концентрации восстанавливаемых катионов. В итоге металлическая фаза выделяется в объёме оксида и в окружении анионов кислорода (рисунок 2, б). Выделение металлов внутри оксидной фазы и в окружении анионов кислорода мы постоянно наблюдаем при восстановлении железа в комплексных и бедных рудах, а также в нерудных материалах, в частности, в оливине [9].

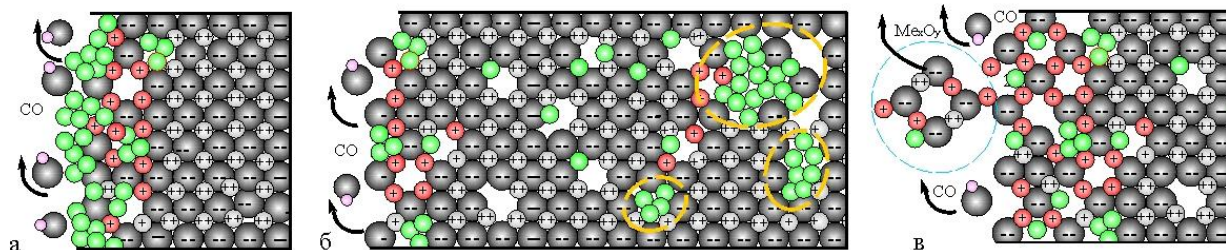


Рисунок 2 – Варианты выделения восстановленных металлов: на поверхности реагирования оксида с восстановителем (а), в объёме оксида (б), образование низших оксидов и их перенос на поверхность восстановителя (в)

В соответствии с требованием электронейтральности движение вакансий должно сопровождаться перемещением электронов от одного катиона к другому, что тождественно перемещению катионов пониженного заряда или даже атомов, однако без перемещения самих катионов и атомов. Но это возможно лишь при условии, что все катионы обладают одинаковой энергией связи с электронами. Если же на пути движения вакансии встречается катион с более сильным взаимодействием, то между ним и электронами вакансии возникает более сильная связь, и вакансия увлекает («буксирует» [8]) такой катион. Движение вакансии в этом случае замедляется, её могут догонять другие вакансии, которые также могут буксировать аналогичные катионы, а при слиянии вакансий может образоваться металлическая фаза, образованная рассеянными в оксиде катионами с относительно высоким сродством к электрону. Происходит селективное восстановление катионов в соответствии с величиной их энергии связи с электронами.

При восстановлении многозарядных ($3^+ \dots 6^+$) катионов вследствие постепенного понижения зарядов и вызванного этим постепенного ослабления ионной связи под влиянием теплового движения может происходить отрыв от поверхности оксида фрагментов, соответствующих составу низших оксидов, и перенос их на поверхность восстановителя (рисунок 2, в). Так, например, в восстановительных условиях мы не только наблюдали отрыв от оксида алюминия Al_2O_3 фрагментов решётки, но уверенно идентифицировали в конденсате низшие оксиды $Al_2O_{(3-x)}$, Al_3O_4 , AlO и Al_2O [10 – 12].

В случае окисления металла, покрытого оксидной плёнкой, происходит внедрение атома кислорода в решётку оксида. При этом атом должен превратиться в анион, захватив два электрона. Поскольку свободных электронов в решётке оксида нет, превращение атома кислорода в анион может происходить только за счёт повышения степени ионизации уже существующих катионов. Итогом будет образование двух электронных дырок, связанных с недостающим катионом – катионной вакансией (V_k).

Катионные окислительные вакансии, как и анионные при восстановлении, рассеиваются в решётке оксида вместе с электронными дырками. Местом стока катионных вакансий может быть только поверхность металла, где вакансии заполняются катионами металла, а электронные дырки – электронами металлической связи (рисунок 3). Но переход электронных дырок от одного катиона к другому при движении катионных вакансий требует повышения степени ионизации катионов. Отрыв дополнительных электронов требует значительных затрат энергии, поэтому движение катионных вакансий происходит существенно труднее и медленнее анионных. Таким образом, несмотря на практически полную аналогию физической сути восстановления и окисления, при одних и тех же температурных условиях они протекают с разной скоростью – восстановление происходит несопоставимо быстрее.

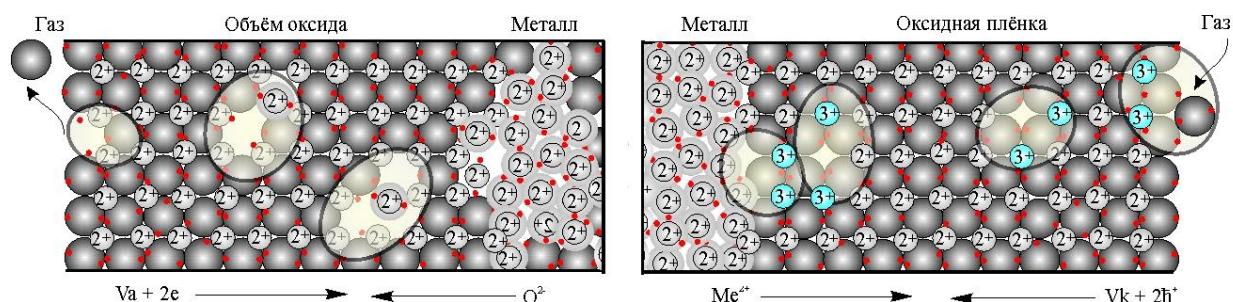


Рисунок 3 – Схема выделения и растворения металла в объёме оксида

Важными новыми выводами из изложенных положений, имеющими существенное значение, являются:

– Окисление и восстановления имеют одинаковую физическую основу – перераспределение валентных электронов между металлом, кислородом и восстановителем. Окисление и восстановление металла заключаются в потере или приобретении катионами электронов. Роли окислителя и восстановителя сводятся к связыванию электронов металлической связи окислителем с образованием ионной связи при окислении и возвращении электронов катионам с образованием металлической связи при восстановлении.

– Внедрение атома кислорода в оксидную фазу при окислении или извлечение его из оксидной фазы при восстановлении могут быть пространственно отделены от мест растворения или выделения металла в оксиде. Связь между разделёнными объёмами оксида осуществляется перемещением заряженных вакансий с появлением электронно-анионной или катионно-дырочной проводимостей оксидной фазы. В местах стока анионных вакансий происходит выделение, а в местах стока катионных – растворение металла в оксиде с образованием соответственно металлической или ионной связи.

– Образование металлической фазы при восстановлении не требует последовательной трансформации кристаллической решётки всего высшего оксида в решётку металла через промежуточные фазы низших оксидов. При восстановлении катионов из сложных оксидных растворов решётка металлической фазы возникает в наноразмерных пустотах анионной подрешётки исходного оксида в окружении анионов кислорода.

– Зародыш металлической фазы не испытывает энергетических затруднений образования, не имеет критических размеров, в восстановительных условиях устойчив при любых размерах и формируется не из атомов, а из катионов оксидной фазы путём перераспределения электронов и преобразования ионной связи в металлическую.

– Анионные вакансии могут перемещать (буксировать) катионы рассеянных в оксиде примесных металлов, обладающих более высокой энергией связи с электронами, и обеспечивать на начальной стадии восстановления их селективное извлечение в металлическую фазу.

– Скорость процессов окисления–восстановления определяется условиями электро- и массопереноса в оксидах, но не скоростью диффузии анионов или катионов, а скоростью перемещения заряженных анионных вакансий при восстановлении или заряженных катионных вакансий – при окислении. Восстановление происходит с более высокой скоростью по сравнению с окислением вследствие меньшей величины энергетических барьеров при движении электронов чем при движения электронных дырок. Перемещение катионных вакансий облегчается при наличии в оксидной фазе катионов с относительно небольшим потенциалом дальнейшей ионизации.

– Выделение металлической фазы внутри оксидной исключает растворение в восстановленном металле углерода и серы из восстановителя, что позволяет использовать для восстановления вместо кокса низкокачественный энергетический уголь и получать вместо чугуна мягкое железо.

Библиографический список

1. Попель С.И., Сотников А.И., Бороненков В.Н. Теория металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1986. – 463 с.
2. Vignes A. Extractive Metallurgy 2. Metallurgical Reaction Processes. – London: ISTE Ltd, 2011. – 355 p.
3. Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф. Металлургия железа. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.
4. Рябчиков И.В., Мизин В.Г., Яровой К.И. Химизм восстановления железа и хрома из оксидов углеродом / Сталь. – 2013. – № 6. – С. 30 – 33.
5. Роцин В.Е., Роцин А.В. Селективное восстановление металлов в решётке комплексных оксидов / Металлы. – 2013. – № 2. – С. 12 – 20.
6. Роцин В.Е., Роцин А.В. Физические основы селективного восстановления металлов в кристаллической решётке комплексных оксидов / Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. – 2013. – № 5. – С. 44 – 54.
7. Роцин В.Е., Роцин А.В. Физика химических реакций окисления и восстановления металлов в твердой фазе / Современные металлические материалы и технологии (СММТ'2013): труды международной научно-технической конференции. – СПб.: Изд-во Политехн. Ун-та. 2013. – С. 225 – 231.
8. Фистуль В.И. Физика и химия твердого тела. Т. II. – М.: Металлургия. 1995. – 450 с.
9. Роцин В.Е., Гойхенберг Ю.Н., Галимов Д.М. Самородный металл Челябинского метеорита. Металлы. – 2014. – № 3. – С. 84 – 91.
10. Роцин В.Е., Поволоцкий Д.Я., Речкалова А.В., Становнова Л.Б. Об образовании субоксидов алюминия и кремния при раскислении расплавов железа. Известия АН СССР. Металлы. – 1974. – № 6. – С. 5 – 10.

11. Рошин А.В., Рошин В.Е. Термовосстановительные диссоциация и сублимация – этапы перестройки решетки оксидов в решетку металлов. *Металлы*. – 2006. – № 1. – С. 3 – 10.

12. Рошин А.В., Рошин В.Е., Бердников А.А., Гойхенберг Ю.Н. Образование и сублимация промежуточных продуктов восстановления кремния из его диоксида. *Металлы*. – 2008. – № 4. – С. 14–18.

УДК 669.162.263

РАБОТА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ С ВЫСОКОЙ ДОЛЕЙ НЕОФЛЮСОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ В ШИХТЕ*

Павлов А.В.¹, Онорин О.П.², Спири́н Н.А.², Косаченко И.Е.¹

¹ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»,
г. Магнитогорск, Россия,

Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина,
г. Екатеринбург, Россия, n.a.spirin@urfu.ru

Аннотация: Установлено, что из-за различия в физико-механических свойствах агломерата и окатышей, а также вследствие высокой агрессивности первичных шлаков, получающихся из неофлюсованных окатышей, необходимо менять режим загрузки материалов в печь. При возрастании доли неофлюсованных окатышей наблюдается возрастанием вязкости шлакового расплава, снижением его серопоглатительной способности, а также рост температурного интервала плавления железорудной смеси с увеличением нижнего перепада давления газа, что ограничивает форсировку плавки дутьем.

Ключевые слова: Окатыши, агломерат, физико-химические свойства, соотношение расходов, производительность, расход кокса, свойства шлака.

BLAST FURNACE OPERATION WITH A HIGH PROPORTION NON-FLUXED PELLETS IN THE

A.V. Pavlov¹, O.P. Onorin², N.A. Spirin², I.E. Kosachenko¹

¹Magnitogorsk Iron and Steel Works,
Magnitogorsk, Russia,

²Ural Federal University,
Ekaterinburg, Russia, n.a.spirin@urfu.ru

Abstract: It was found that because of the differences in physical and mechanical properties of sinter and pellets, as well as due to the high aggressiveness of primary slag produced from the Non-fluxed pellets, it is necessary to change the mode of loading materials into the furnace. With an increase in the proportion of Non-fluxed pellets observed increase in the viscosity of the molten slag, Vågå, reducing its ability seropoglatitelnoy and rising temperature range of melting iron ore mixed with the lower increase in pressure drop of gas, which limits forcing smelting blast.

Key words: Pellets, sinter, physical and chemical properties, the ratio of expenditures productivity, consumption of coke, slag properties.

Для производства чугунов в доменных печах России используется смесь железорудного сырья, состоящая из агломерата и окатышей. По данным 2012 г. расход железорудных окатышей в шихте печей России менялся от 0,32 до 1,54 т/т чугуна. На большинстве металлургических предприятий РФ расход окатышей в железорудной части шихты составляет 20 – 40 % и лишь в доменных печах Саткинского и Косогорского металлургических заводов достигает 80 – 100 %. [1].

По заключению ряда отечественных и зарубежных специалистов наиболее приемлемым для доменной плавки является дробленый и отсеянный от мелочи агломерат. Однако ряд проблем – слож-

* Работа выполнена при финансовой поддержке постановление № 211 Правительства Российской Федерации, контракт № 02.А03.21.0006.

ность спекания тонкоизмельченных железорудных концентратов, ограничение прочностных характеристик в зависимости от основности агломерата, сложность оборудования для тщательной механической обработки и классификации спека, ограничивает развитие агломерационного производства.

Стремление создать эффективное железорудное сырье для доменного передела обусловило развитие процессов обогащения руд с получением концентрата, содержащего до 69 – 70 % железа, но весьма тонкоизмельченных и трудно спекаемых при агломерации. Для таких железорудных материалов более целесообразным оказалось их окучкование с последующим окислительным обжигом, т.е. получение железорудных окатышей. В ряде зарубежных стран (Германия, Швеция) агломерацию стараются исключить из схемы подготовки сырья по экологическим соображениям для снижения пылеобразования и выбросов углекислоты и сернистых газов в воздушное пространство.

Железорудные окатыши в сравнении с агломератом имеют ряд преимуществ.

– Они характеризуются высоким содержанием железа, хорошо транспортабельны и могут перевозиться на большие расстояния в отличие от агломерата.

– Окатыши подлежат длительному хранению на складах, в то время как агломерат при хранении их складах рассыпается с образованием большого количества мелочи и его дальнейшее использование в доменном переделе становится невозможным.

– При меньшей доле кремнезема в окатышах по сравнению с агломератом меньше и потребность в известняке для офлюсования окатышей.

– При использовании богатых железорудных окатышей в доменном переделе сокращается их расход и выход шлака.

– Преимуществом окатышей в сравнении с агломератом является также высокая их восстановимость, обусловленная большой пористостью. Это обеспечивает повышение степени использования газа в верхней ступени теплообмена печи и соответствующее снижение энергоемкости плавки.

Основным преимуществом разноосновной шихты, состоящей из высокоосновного агломерата и неофлюсованных окатышей, является высокая горячая прочность окатышей. Это предопределяет пониженное сопротивление шихты газовому потоку и способствует интенсификации доменной плавки дутьем за счет уменьшения верхнего перепада.

Восстановимость неофлюсованных окатышей в сравнении с агломератом ниже, но с увеличением основности показатели восстановимости агломерата и окатышей сближаются. В ряде случаев отмечается, что в результате восстановительно-тепловой обработки газами наблюдается «разбухание» и разупрочнение окатышей с образованием большого количества мелочи и возрастанием газодинамического сопротивления верхнего слоя шихты движению газового потока [2, 3, 4].

Неофлюсованные железорудные окатыши, имеют в своей основе низкоплавкую фаялитную составляющую ($2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$) и начинают плавиться при низкой температуре, что приводит к появлению первичного шлакового расплава с высоким содержанием в нем монооксида железа (FeO), характеризующегося чрезвычайно высокой агрессивностью к огнеупорной кладке печи. Контакт такого шлака с кладкой печи приводит к значительному сокращению срока службы огнеупоров.

Полученные расчетные данные о вязкопластичных характеристиках применяемых в доменном цехе ОАО «ММК» железорудных материалах показывают на значительные различия температур начала размягчения и температур расплавления агломерата ММК в сравнении с привозными окатышами низкой основности (таблица 1) [8].

Таблица 1 – Температурные характеристики плавления железорудных материалов

| Температурные характеристики плавления материалов | Агломерат ММК | Окатыши ССГПО | Окатыши Михайловского ГОКа | Окатыши Лебединского ГОКа |
|--|---------------|---------------|----------------------------|---------------------------|
| Температура размягчения, $^{\circ}\text{C}$ | 1219 | 1088 | 1093 | 1095 |
| Температура расплавления, $^{\circ}\text{C}$ | 1390 | 1488 | 1452 | 1458 |
| Температурный интервал плавления, $^{\circ}\text{C}$ | 171 | 400 | 359 | 363 |

Окатыши ССГПО имеют низкие температуры начала размягчения 1088°C , высокие температуры расплавления 1488°C , что приводит к чрезмерно высокому температурному интервалу плавления, достигающему 400°C . Вязкопластичные характеристики окатышей Лебединского ГОКа имеют значения близкие к окатышам Михайловского ГОКа: расчетное значение температуры начала размягчения этих окатышей составляет $1093 - 1095^{\circ}\text{C}$, температура расплавления – $1452 - 1458^{\circ}\text{C}$, а температурный интервал плавления – $359 - 363^{\circ}\text{C}$. В отличие от окатышей температурные характеристики плавления агломерата ММК более благоприятные для реализации эффективной доменной

плавки: температура начала размягчения 1219 °С, температура расплавления 1390 °С и узкий температурный интервал плавления -171 °С. В этом случае из-за увеличения толщины вязко-пластичной зоны шлакообразования доменная плавка неофлюсованных железорудных окатышей в печи будет характеризоваться повышенным нижним перепадом давления газов и ограниченной вследствие этого интенсивностью плавки. Это было подтверждено опытными плавками на доменных печах ОАО «ММК» при проведении промышленных плавок неофлюсованных окатышей ССПО, когда расход окатышей менялся от 30 до 100 %. [3,7].

Ухудшение технических показателей доменной плавки наблюдалось и при использовании окатышей Центрального горно-обогатительного комбината в доменных печах Украины [2]. Не смотря на то, что содержание железа в этих окатышах было на 3,0 – 3,5 % выше, чем в агломерате, при повышении содержания окатышей на каждые 10 % производительность печи снижается в среднем на 0,8 %, а расход кокса увеличивается на 0,9 %. Эффективность применения указанных окатышей снижалась из-за их низкой основности окатышей по сравнению с основностью агломерата ($\text{CaO/SiO}_2 = 1,25 - 1,30$). По данным этой работы эффект от замены агломерата неофлюсованными окатышами близок к нулю из-за образования в нижней части шахты конгломератов с низкой газопроницаемостью. Во всех опытных плавках экономия кокса после замены относительно бедного агломерата более богатым по содержанию железа окатышами была сравнительно небольшой и обуславливалась, в первую очередь, уменьшением выхода шлака.

Надежды на высокую эффективность использования частично офлюсованных рядовых окатышей с 6,5 – 8,5 % кремнезема не оправдались. Опытные плавки и регулярная работа печей с разной долей в шихте окатышей, полученных на отечественных и некоторых зарубежных фабриках окомкования, оказались менее эффективными по сравнению с агломератом. Считается, что это обусловлено главным образом недостаточной прочностью комков в условиях доменной печи [4]. Отмечается, что в восстановительной среде печи, активируемой щелочами и другими компонентами, поверхность окатыша металлизирована с образованием слабопроницаемой для газов металлической корочки, затрудняющей проникновение восстановителя внутрь комка.

В зависимости от состава и высокотемпературных свойств окатышей в них может образовываться большое количество вюститного материала, который при относительно невысокой температуре (1000 – 1050 °С) превращается в жидкость, выделяющуюся при разрыве металлической оболочки. Чем больше кремнезема в составе окатышей, тем больше масса расплава (фаялита), обладающего агрессивными свойствами (вызывающими разрушение кокса, неустойчивость плавки), негативно влияющего на характер формирования и стабильность продуктов плавки.

Попытки ослабить негативное поведение рядовых окатышей при восстановительно-тепловой обработке в печи с образованием агрессивных жидких фаз путем повышения основности окатышей до уровня основности агломерата оказались экономически невыгодными из-за значительных затрат на измельчение до тонкого состояния большого количества флюсов.

В связи с этим сложилось мнение о том, что долю окатышей в доменной шихте нужно ограничить 10 – 25 %, особенно на предприятиях, где есть агломерационное производство [1]. Стремление получить окатыши более высокого качества для доменной плавки привело к получению более богатых железорудных концентратов, в которых содержание кремнезема снижалось до 1 – 3 %. В этом случае возникла целесообразность введения магнийсодержащих компонентов в состав окатышей и отказ от офлюсования их известью. Подбор соответствующего количества магнезии позволяет получать смесь ее с вюститом, обладающую заданной температурой плавления [1].

Магнезиальные окатыши по сравнению с окатышами, офлюсованными известняком, имеют более высокую температуру размягчения и плавления. Присутствие в окатышах магнийсодержащих компонентов существенно меняет характер их поведения в доменной печи в процессе плавки. Появляющаяся при восстановлении в объеме таких окатышей вюститная фаза обладает с магнезией полной взаимной растворимостью. Поэтому с увеличением количества магнезии в сочетании с вюститом повышается температура солидуса и ликвидуса. Соединения, в которых присутствует магнезия, наиболее тугоплавки.

Оксид магния вводят в состав железорудного сырья с целью оптимизации свойств доменного шлака. Установлено, что работа на магнезиальных шлаках до 9,5 % улучшает технологические показатели доменного процесса, расширяя область устойчивых шлаков. При этом повышается их десульфурезационная способность, что способствует получению качественного чугуна.

В состав окатышей оксид магния вводят либо с магнийсодержащими флюсами (доломотизированный известняк), либо в виде оливинов (природный минерал в виде силиката магния и железа – $(\text{Mg,Fe})_2\text{SiO}_4$).

Практика показывает, что оливиновые окатыши с содержанием $\text{SiO}_2 < 3\%$ обеспечивают вы-

сокие показатели доменной плавки при 100%-ном содержании их в шихте и хорошо сочетаются с технологией вдувания твердого топлива до 200 кг/т чугуна. Доменные печи SAAB в Лелео (Швеция) в течение более 10 лет проплавливали богатые оливиновые окатыши ($MgO - 2\%$, $SiO_2 -$ от 1,5 до 2,7 %). Metallургические свойства таких окатышей, т.е. их поведение в печи, аналогично агломерату. Стабильная работа печей была обеспечена улучшением конструктивных особенностей печи для улучшения охлаждения шахт и контроля состояния гарнисажа. Удельная производительность печей достигает $3,64\text{т}/(\text{м}^3 \text{сут.})$, расход кокса равен 280 – 300 кг/т, суммарный расход топлива 450- 460 кг/т и выход шлака 150 – 160 кг/т. [1]. Из-за низкой основности оливиновых окатышей использовали сырой флюс. Попытки офлюсовать оливиновые окатыши известью для исключения загрузки в печь сырого флюса вызвало появление спеков окатышей, что существенно ухудшило сход шихты в печи.

В настоящее время железорудная часть доменных печей ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» включает агломерат, производимый на собственной агломерационной фабрике, и привозные железорудные окатыши ССГПО, Михайловского, Лебединского и Качканарского ГОКов. Основность производимого агломерата ММК меняется в зависимости от доли окатышей в шихте печей. В период работы доменного цеха в январе – мае 2014 г. при доле неофлюсованных окатышей ССГПО в шихте 37,5 – 39,8 % (в доменных печах № 1 и № 9), основность агломерата ММК менялась в пределах $CaO/SiO_2 = 1,64 - 1,80$. Анализ данных работы доменной печи № 1 ОАО «ММК» показывает, что за период с января 2011 г. по август 2013 г. доля окатышей в железорудной части шихты менялась от 20 до 40 %.

Не смотря на более высокое содержание железа в железорудных окатышах в сравнении с агломератом ММК (в агломерате содержание железа за период январь-апрель 2014 г. составило 54,4-55,3 % , в окатышах ССГПО – 62,7 % , в Михайловских – 63,2 %) удельная производительность доменной печи № 1 не возрастала.

Взаимосвязь производительности печи и расхода кокса с содержанием окатышей в шихте отсутствует (рисунки 1 и 2).

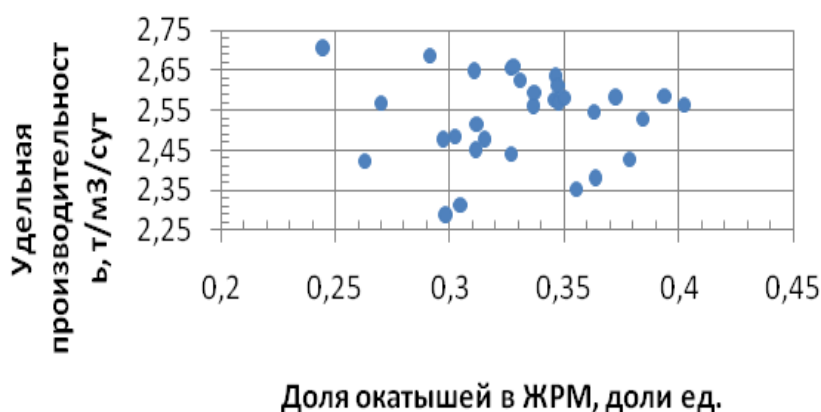


Рисунок 1 – Взаимосвязь удельной производительности доменной печи № 1 ММК с долей окатышей в шихте (период работы печи с января 2011 г. по август 2013 г.)

Увеличение доли окатышей в железорудной части шихты в печах ММК сверх 35 % сопровождается возрастанием газодинамического сопротивления столба шихты в печи. Анализ данных работы печи № 1 по выявлению взаимосвязи перепада давления газа по высоте слоя шихты с ростом доли окатышей в шихте показывает на повышение значения ΔP «фурмы-колошник» при превышении доли окатышей свыше 35 % (рисунок 3).

По мере возрастания доли окатышей в железорудной части шихты изменяется состав шлака – содержание магнезии в конечном шлаке снижается (рисунок 4). Снижение концентрации магнезии в шлаке с ростом доли окатышей ССГПО и Михайловского ГОКа объяснимо – это обусловлено меньшим содержанием MgO в железорудных окатышах в сравнении с агломератом, производимом на агломашинах ММК. В отмеченный период минимальная концентрация магнезии в шлаке было равной $MgO^{\min} = 7,81\%$, максимальное содержание – $MgO^{\max} = 8,92\%$ при среднем значении $MgO^{cp} = 8,44\%$.

При повышенной концентрации магнезии появляющаяся при восстановлении в объеме окатышей вюститная фаза обладает с магнезией полной взаимной растворимостью и поскольку соединения, в которых присутствует магнезия, тугоплавки, то имеет место повышение температуры начала плавления и температуры расплавления железорудного сырья.

Анализ полученных зависимостей показывает, что при достижении определенного содержания MgO в шлаке происходит резкое повышение его вязкости; при этом предельная концентрация магнезии в шлаке зависит от основности шлака (CaO/SiO_2). Так, при концентрации магнезии в шлаке, равной $\text{MgO} = 8,0\%$ резкое возрастание вязкости шлака при температуре $1500\text{ }^\circ\text{C}$ будет наблюдаться при основности шлака $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,15$, при $\text{MgO} = 10,0\%$ при $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,08$, при $\text{MgO} = 12,0\%$ недопустимый рост вязкости будет наблюдаться при основности шлака $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,05$, а при установлении содержания магнезии в шлаке 15% – при $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,90$ (рисунок 5).

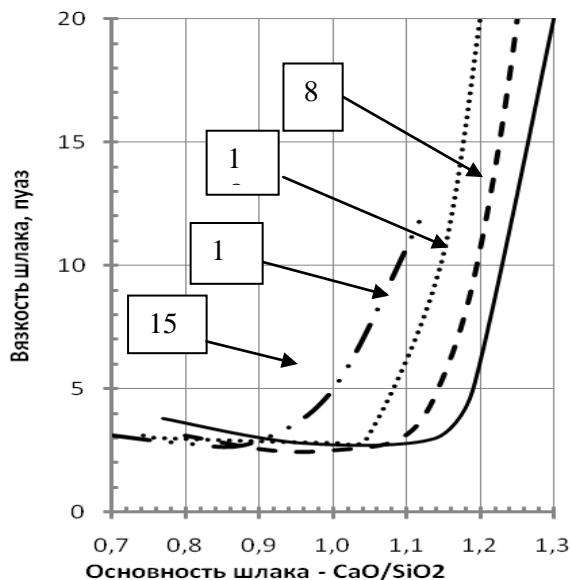


Рисунок 5 – Зависимость вязкости шлаков от основности шлака (CaO/SiO_2) при температуре $1500\text{ }^\circ\text{C}$ при разном содержании магнезии; цифры у кривых – содержание магнезии в шлаке)

Построение кривых вязкости шлака от основности шлака с вводом в этот показатель концентрации оксида магния – $B_2 = (\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$ намного упрощает взаимосвязь указанных параметров (рисунок 6).

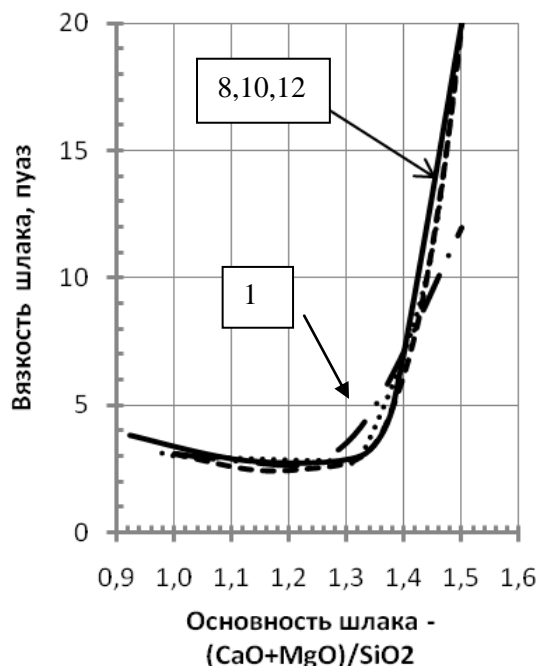


Рисунок 6 – Зависимость вязкости шлаков от основности шлака $(\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$ при температуре $1500\text{ }^\circ\text{C}$ при разном содержании магнезии (обозначения те же, что и на рисунке 5)

Кривые вязкости шлаков, содержащие 8, 10 и 12 % магнезии сливаются практически в одну кривую и резкое возрастание вязкости этих шлаков происходит при основности шлака $(\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2 \sim 1,32$. При достижении содержания магнезии в шлаке $\text{MgO} = 15\%$ предельное значение основности шлака снижается до значения $(\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2 = 1,25$.

На рисунке 7 по данным работы печи № 1 ММК (период январь 2011 – август 2013 г.) выявлена зависимость коэффициента распределения серы между шлаком и чугуном ($L_s = (S)/[S]$) от основности шлака – $(\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2$. Данные рисунка 7 подтверждают известные закономерности изменения коэффициента распределения серы между шлаком и чугуном.

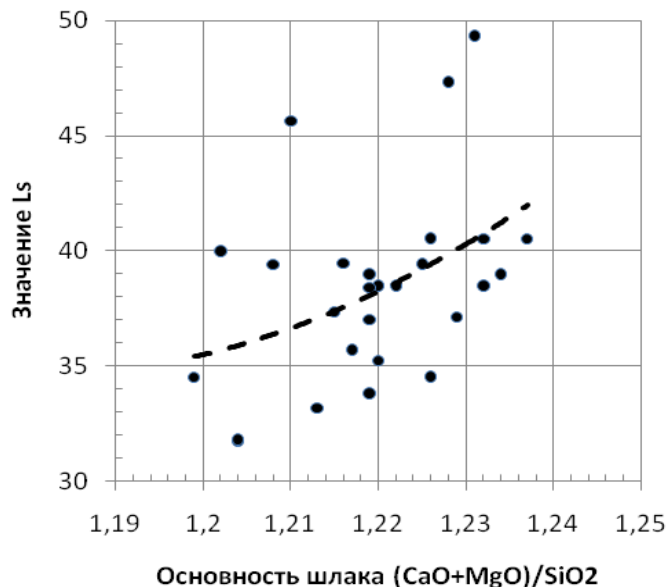


Рисунок 7 – Зависимость коэффициента распределения серы между шлаком и чугуном от основности шлака (по данным работы доменной печи № 1 ММК)

По мере увеличения доли нефлюсованных окатышей в железорудной части шихты повышается ее кислотность и для получения заданной основности шлака необходима загрузка в печь основных флюсов. При этом следует иметь в виду, что загрузка в печь «сырого» известняка крайне нежелательна. Поэтому возрастание доли окатышей в шихте доменных печей ОАО «ММК» потребует перевод аглопроизводства комбината на получение агломерата повышенной основности. При производстве такого агломерата необходимо введение в аглошихту магнийсодержащих компонентов для достижения в доменном шлаке требуемого количества магнезии.

При использовании шихты с большой долей железорудных окатышей в шихте печей из-за различия в физических свойствах агломерата и окатышей необходимо менять режим загрузки печей [6]. Угол откоса у агломерата больше угла для окатышей существенно различаются, что изменяет распределение загружаемых железорудных материалов на колошнике печи. При загрузке окатышей на слой агломерата окатыши в силу меньшего по сравнению с агломератом угла откоса, будут концентрироваться в осевой зоне доменной печи. И наоборот, загружаемый на слой окатышей агломерат будет в большей степени сосредотачиваться у стен доменной печи. Таким образом, замена агломерата в составе шихты окатышами влечет существенное изменение распределения шихты по сечению печи, а, следовательно, и газового потока.

При увеличении расхода окатышей, по этой причине, периферийная часть печи может оказаться «открытой», а центральная – загруженной рудной частью. Из-за меньшего коэффициента внутреннего трения и большей насыпной массы окатышей, может происходить вытеснение кокса окатышами, а также проникновение их в слой кокса с «размыванием» слоевой структуры.

Лабораторными исследованиями на моделях выявлено, что при загрузке модели прямыми подачами (РРКК↓) на колошнике печи формируется слой шихты с послойной укладкой. Однако в процессе опускания шихты кокс в значительной степени вытесняется в осевую зону печи. При этом сплошность коксовых окон в нижней и даже в средней части шахты нарушается или коксовые окна вообще отсутствуют. При таком распределении форма зоны когезии имеет Л-образную форму с высоко поднятой вершиной. При загрузке модели обратными подачами (ККРР↓) часть кокса образует тонкое кольцо непосредственно у стен доменной печи. Основная же часть кокса, так же как и при за-

грузке прямых подач, вытесняется в осевую зону печи. Такое распределение шихтовых материалов определяет распределение газового потока и зоны когезии в форме «W» с менее выраженной вершиной. При раздельной загрузке агломерата и кокса четырехскиповыми подачами АААА↓ КККК↓ высота коксовых окон увеличивается в два раза, а при опускании шихты в доменной печи коксовые окна сохраняются по всей высоте шахты и распара.

Опыт работы доменных печей с раздельными подачами агломерата и кокса показывают на целесообразность использования таких систем. При этом экономия удельного расхода кокса достигает в ряде случаев 20 – 25 кг/т чугуна.

На доменных печах, оборудованных бесконусными загрузочными устройствами (БЗУ), реализованы новые приемы загрузки шихтовых материалов при использовании рудной смеси из агломерата и окатышей. По мнению, как отечественных, так и зарубежных технологов в периферийной зоне колошника следует ограничивать долю неофлюсованных окатышей, поскольку этот приводит к скорейшему выходу из строя «сухой зоны» шахты доменной печи, а первичный шлаковый расплав таких окатышей усиливает эрозию футеровки печи и повышает вероятность прогара воздушных фурм.

Один из способов, ограничивающих концентрацию окатышей в периферийной зоне колошника (при конвейерной загрузке печи) заключается в формировании на конвейере железорудной порции с головной частью из агломерата без окатышей. Другой прием представляет собой способ загрузки, при котором в пристеночной зоне колошника образуется замкнутое кольцо из агломерата (так называемый «валик»).

Выводы

1) При переводе доменной плавки на режим работы с высокой долей неофлюсованных окатышей в шихте печей необходимо менять основные параметры шлакового режима, а также режим загрузки печей.

2) Возрастание доли окатышей ССГПО в шихте доменных печей ОАО «ММК» сопровождается возрастанием вязкости шлакового расплава, снижением его серопоглатительной способности, а также ростом температурного интервала плавления железорудной смеси с увеличением нижнего перепада давления газа и ограничением форсировки плавки дутьем.

3) Внедрение технологии работы доменных печей с повышенной долей неофлюсованных окатышей предполагает переход аглопроизводства ОАО «ММК» на спекание высокоосновных агломератов с регулируемым содержанием магнезии.

4) Из-за различия в физико-механических свойствах агломерата и окатышей, а также вследствие высокой агрессивности первичных шлаков, получающихся из неофлюсованных окатышей, необходимо менять режим загрузки материалов в печь.

Библиографический список

1. В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Г.И. Орел, П.И. Оторвин. Исследование металлургических свойств окатышей и особенностей их использования // Сталь. – № 10. – 2004. – С. 6 – 12.
2. Работа доменных печей с применением окатышей ЦГОКа / С.Т. Плискановский, А.А. Шокул, Д.В. Гулыга // Металлург. – 1972. - № 12. – С. 4-6.
3. Применение высокоосновного агломерата и неофлюсованных окатышей в доменной плавке / В.С. Новиков, Н.Н. Бабарыкин, Б.А. Марсуверский и др. // Черная металлургия. – 1972. - № 3. – С. 1-14.)
4. Алексеев Л.Ф., Горбачев В.А, Кудинов Д.З. и др. Структура и разрушение окатышей при восстановлении. – М.: Наука, 1983. – 78 с.
5. Атлас шлаков. Перевод с немецкого Жмойдина Г.И. / Под ред. Куликова И.С. – М.: Металлургия, 1985. – 208 с.
6. Эффективность распределения окатышей в шихте доменных печей / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев, Ю.А. Богачев // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2002, №6. С.11-15
7. Опытные плавки с изменением в доменной шихте ММК доли неофлюсованных окатышей ССГОК от 0 до 100 % / З.И. Некрасов, Н.А. Гладков, Ю.В. Яковлев и др. //Сталь. – 1978. – № 1. – С. 11 – 18.
8. Спирин Н. А., Лавров В. В., Рыболовлев В. Ю. [и др.]. Модельные системы поддержки принятия решений в АСУ ТП доменной плавки металлургии / Под ред. Н. А. Спирина. – Екатеринбург : УрФУ, 2011. – 462 с.

РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОРИДОРОВ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ 20ГФЛ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Скопич Д.В.¹, Фатьянова Е.А.¹, Князев С.В.², Усольцев А.А.², Мамедов Р.О.²

¹ООО «Индас Холдинг»,
г. Новокузнецк, Россия,

²Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, krookia@mail.ru

Аннотация: Предложено решение проблем, связанных с получением брака стали по механическим свойствам с помощью прогнозных моделей. В результате было установлено, что существует возможность прогнозирования и управления механическими свойствами стали по ходу выплавки. При получении прогноза брака по одному из параметров, задав текущие значения элементов химического состава и конечные условия, можно рассчитать химический состав стали, которого еще возможно добиться на данной плавке и который будет гарантировать отсутствие брака.

Ключевые слова: сталь, прогнозирование, механические свойства, химический состав, моделирование, плавка, управление.

CALCULATION OF TECHNOLOGICAL CORRIDORS OF STEELMAKING 20GFL IN THE ELECTRIC ARC FURNACES

Skopic D.V.¹, Fatyanova E.A.¹, Knyazev S.V.², Usolcev A.F.², Mamedov R.O.²

¹«Indas Holding»,
Novokuznetsk, Russia

²Sibirskij State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, krookia@mail.ru

Abstract: The solution to the problems associated with obtaining marriage become on mechanical properties by using a predictive model. As a result, it was found that it is possible to predict and control the mechanical properties of steel during melting. When a marriage of prediction parameters by setting the values of the elements of the current chemical composition and destination, you can calculate the chemical composition of steel, yet it is possible to achieve this heat and which will ensure the absence of marriage.

Key words: steel, forecasting, mechanical properties, chemical composition, modelling, melting, management.

Одной из главных задач любого производственного процесса – это выпуск продукции требуемого качества с минимальными затратами. Например, при производстве стали, важно получить сталь с заданными механическими свойствами при минимальных материальных затратах на плавку. В условиях современного производства задача решается с помощью моделирования и автоматизации технологического процесса. Моделирование необходимо для прогнозирования характеристик стали, расчета технологических коридоров и оптимальных режимов.

Для решения задач минимизации затрат, повышения и стабилизации качества используются множество различных моделей [1]. Например, важное значение имеет модель связи химического состава и механических свойств стали [2]. Такая модель позволяет оценить влияние на качество неучтенных факторов, например, нестабильность температуры печей нормализации или сезонные влияния, а также скорректировать режимы технологического процесса для стабилизации механических свойств. Рассмотрим пример разработки такой модели на примере марки стали 20ГФЛ для литейного производства.

Анализ данных и выбор методов. На химический состав любой марки стали имеются установленные ГОСТ технологические коридоры. В связи с тем, что на процесс производства влияют различные неучтенные факторы, имеется риск получения брака по механическим свойствам, даже при соблюдении технологии. Так, в литейном производстве, анализ механических свойств производится после прохождения отлитыми изделиями печей нормализации. Печи нормализации являются

многозонными, не всегда удается точно выдержать температуру в каждой зоне, что сказывается на качестве отливок.

Однако при соответствующей модели данных возможно прогнозировать механические свойства стали и корректировать прогноз изменением химического состава. Для разработки такой модели использовались данные по 5 дуговым сталеплавильным печам (ДСП) емкостью 6 т. Общий объем данных за 2013 – 2014 годы составил 6000 плавок. Для анализа данных использовался язык Ри программное обеспечение RStudio.

Разработка физико-химической модели в данном случае затруднительна в виду наличия множества неучтенных стохастических факторов, поэтому будем рассматривать статистическую модель влияния зависимости механических свойств от химического состава стали. Для начала просто оценим качество прогнозирования различными методами по всей выборке методом кросс-валидации.

Для тестирования использовались следующие методы наиболее популярные методы: линейная регрессия (LR), случайный лес (RF), нейронные сети (NN) и метод опорных векторов (SVM). Результаты теста приведены в таблице 1. Тестировались следующие механические свойства: временное сопротивление (VR), относительное удлинение (OU), относительное сужение (OS), ударная вязкость KCV (KCV) и ударная вязкость KCU (KCU). В химическом составе стали использовались следующие элементы: C, Si, Mn, P, S, Cr, Ni, Al, Cu, V, As. Качество прогноза оценивалось на основе MAPE-среднеквадратичной ошибкой в процентах. Рассчитывался средний показатель по 10 выборкам кросс-валидации.

Таблица 1 – Среднеквадратичная ошибка прогнозирования

| | LR | RF | NN | SVM |
|-----|-------|-------|-------|-------|
| VR | 1,59 | 1,71 | 1,59 | 2,38 |
| OU | 6,49 | 6,62 | 6,50 | 6,86 |
| OS | 6,90 | 7,03 | 6,91 | 7,38 |
| KCU | 14,79 | 15,00 | 14,79 | 16,38 |
| KCV | 19,79 | 20,16 | 20,06 | 19,78 |

Как видим из таблицы 1, метод линейной регрессии показал наилучшее качество прогноза, скорость прогноза также была выше, чем у других методов. Наибольшая ошибка прогноза по ударной вязкости KCV. Вероятно, это связано с самой процедурой получения анализа, в которой необходимо выдержать определенную температуру металла, и человеческий фактор. Рассмотрим данные по KCV более подробно. В таблице 2 показаны статистические показатели выборки KCV каждой печи: среднее (mean), минимум и максимум (min, max), размах (R), общая дисперсия (S2), среднеквадратичное отклонение (S), групповая дисперсия (S2G), среднеквадратичное отклонение по группам (SG) и коэффициент Шапиро-Уилка для нормального распределения (W).

Таблица 2 – Статистические показатели данных KCV

| | mean | Min | max | R | S2 | S | S2G | SG | W |
|---------|-------|------|-------|-------|-------|------|------|------|-------|
| Печь 6 | 25,16 | 5,69 | 47,98 | 42,29 | 42,26 | 6,51 | 1,76 | 1,33 | 0,953 |
| Печь 7 | 26,31 | 7,40 | 52,56 | 45,16 | 43,69 | 6,61 | 1,78 | 1,34 | 0,977 |
| Печь 8 | 25,71 | 5,00 | 87,01 | 82,01 | 51,88 | 7,21 | 8,84 | 2,98 | 0,956 |
| Печь 9 | 26,22 | 8,84 | 52,68 | 43,84 | 42,44 | 6,52 | 1,60 | 1,27 | 0,978 |
| Печь 10 | 25,17 | 6,30 | 49,44 | 43,14 | 38,48 | 6,21 | 1,55 | 1,25 | 0,966 |

Как видим из таблицы 2, наиболее нестабильные данные по печи № 8. На всех печах данные показали отклонение от нормального закона распределения данных. Ниже показаны гистограммы KCV по каждой печи.

Как уже было сказано, имеется большое влияние внешних факторов на качество анализов. Поэтому попробуем применить к данным фильтры. Например, фильтр Кальмана. В таблице 3 представлены статистические параметры выборки KCV после применения фильтра.

Статистические параметры выборки данных по KCV после применения фильтра Кальмана значительно улучшились. Средние значения практически не изменились, тогда как дисперсии и размахи уменьшились, распределения стали ближе к нормальному. Появилась возможность анализировать данные сразу по всем печам. Гистограммы данных после обработки фильтром Кальмана показаны на рисунке 2.

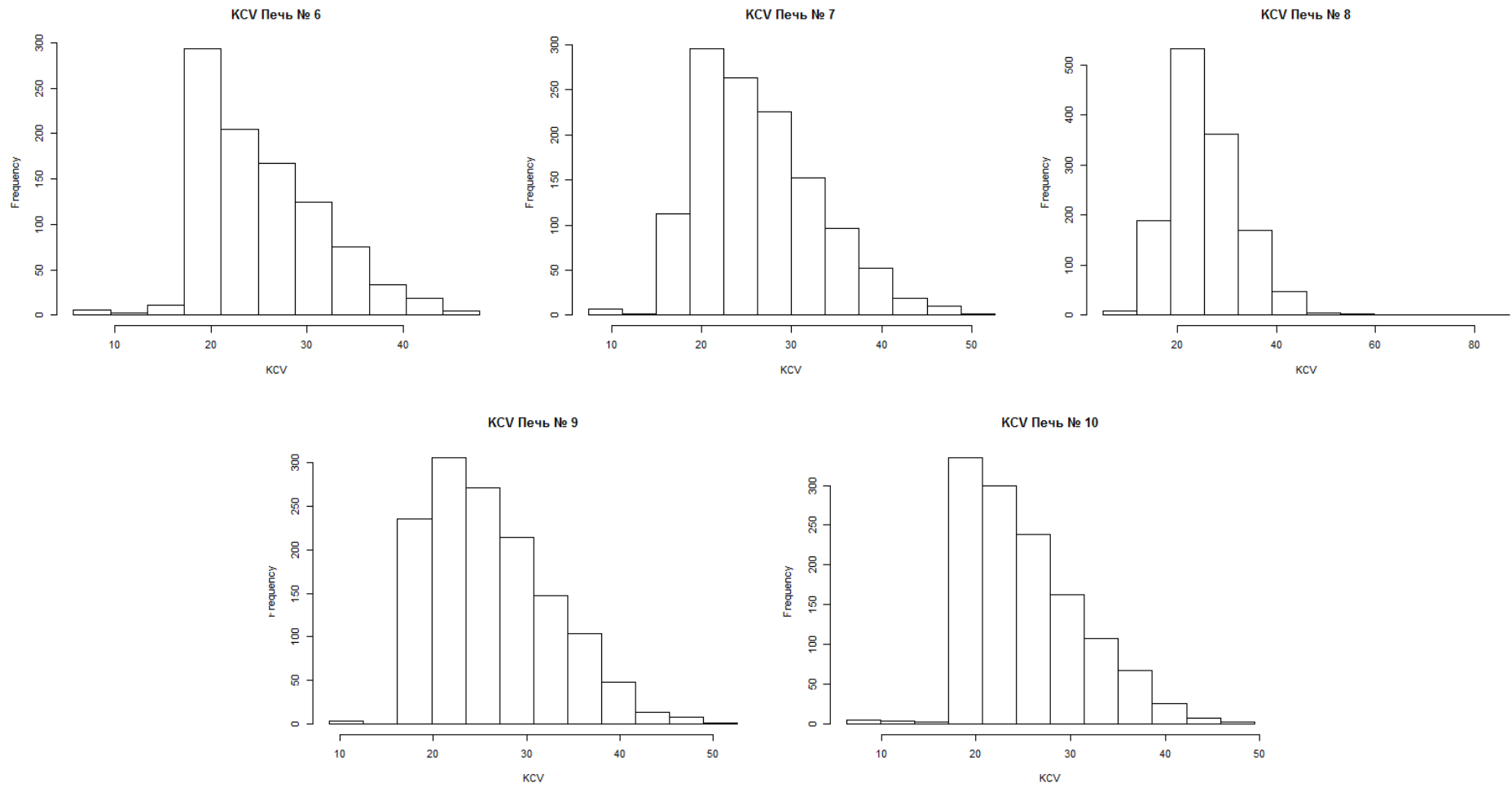


Рисунок 1 – Гистограммы данных KCV по каждой печи

Таблица 3 – Статистические показатели выборки KCV после фильтрации

| | mean | Min | max | R | S2 | S | S2G | SG | W |
|---------|-------|-------|-------|-------|-------|------|------|------|-------|
| Печь 6 | 25,15 | 14,13 | 39,08 | 24,94 | 13,51 | 3,68 | 0,63 | 0,80 | 0,997 |
| Печь 7 | 26,33 | 15,42 | 43,68 | 28,26 | 16,55 | 4,07 | 0,75 | 0,87 | 0,997 |
| Печь 8 | 25,74 | 14,70 | 53,85 | 39,15 | 17,49 | 4,19 | 1,83 | 1,35 | 0,993 |
| Печь 9 | 26,24 | 15,77 | 38,29 | 22,51 | 15,01 | 3,88 | 0,38 | 0,62 | 0,996 |
| Печь 10 | 25,16 | 13,04 | 37,06 | 24,56 | 12,71 | 3,57 | 0,48 | 0,70 | 0,997 |

Такие же результаты можно получить после применения SSA фильтра («Гусеница») на основе сингулярного разложения. Степень фильтрации можно регулировать шириной окна. Данные KCV после фильтра показаны на рисунке 4.

Аналогичный анализ действия фильтров был проведен по данным каждого механического свойства. В таблице 4 приведены данные тестов прогноза механических свойств кросс-валидацией после применения фильтра SSA.

Таблица 4 – Ошибка прогнозирования кросс-валидацией после фильтрации данных

| | LR | RF | NN | SVM |
|-----|------|------|------|------|
| VR | 0,83 | 0,84 | 0,84 | 0,85 |
| OU | 4,09 | 4,12 | 4,08 | 4,19 |
| OS | 3,46 | 3,51 | 3,46 | 3,58 |
| KCU | 5,75 | 5,79 | 5,72 | 5,90 |
| KCV | 8,99 | 9,02 | 9,02 | 9,16 |

Как видим, ошибка прогноза после фильтрации данных значительно уменьшилась для всех методов. На известных данных методы машинного обучения RF и SVM показали значительное преимущество, по сравнению с LR и NN. Но линейная регрессия более быстрый метод и менее требователен к ресурсам, поэтому он был выбран для дальнейшего моделирования. Еще одним преимуществом линейной регрессии является возможность определения значений KCV по коэффициентам эластичности – по смещению от известной точки.

Прогноз минимумов механических свойств. Для поиска прогнозных минимумов был использован Генетический алгоритм (ГА). Результат тестов представлен в таблице 5. Знак «-» в названии механического свойства означает «При пределе текучести меньше 343», «+» – «При пределе текучести больше или равно 343».

Таблица 5 – Результаты прогноза минимумов механических свойств

| | VR- | VR+ | OU- | OU+ | OS- | OS+ | KCU | KCV |
|------|-------|-------|-------|------|------|------|------|------|
| ГОСТ | 490 | 510 | 20 | 18 | 30 | 25 | 24,5 | 16,7 |
| ТЕСТ | 514,8 | 517,1 | 22,17 | 22,4 | 38,7 | 41,0 | 47,5 | 15 |

В результате анализа данных по KCV есть вероятность получения брака. Необходимо произвести расчет технологических коридоров в рамках границ ГОСТ для исключения такой возможности.

Расчет «безопасных» технологических коридоров.

Формула расчета границ значений содержаний химических элементов имеет следующий вид:

$$G_{vi} = X_i * (1 - L * W_i), \text{ при } K_i < 0,$$

$$G_{ni} = X_i * (1 + L * W_i), \text{ при } K_i > 0,$$

$$L = (KCV_{Г} - KCV_0) / (KCV_0 * \sum \Xi_i * W_i),$$

где G_{vi} – верхняя граница коридора i -элемента;

G_{ni} – нижняя граница коридора элемента;

X_i – значение элемента в хим. составе;

K_i – коэффициент регрессии соответствующего элемента;

W_i – весовой коэффициент элемента;

$KCV_{Г}$ – минимальный KCV по ГОСТ;

KCV_0 – прогнозируемый KCV при данном хим. составе. Выбирая весовые коэффициенты W_i можно управлять степенью сжатия диапазонов каждого элемента.

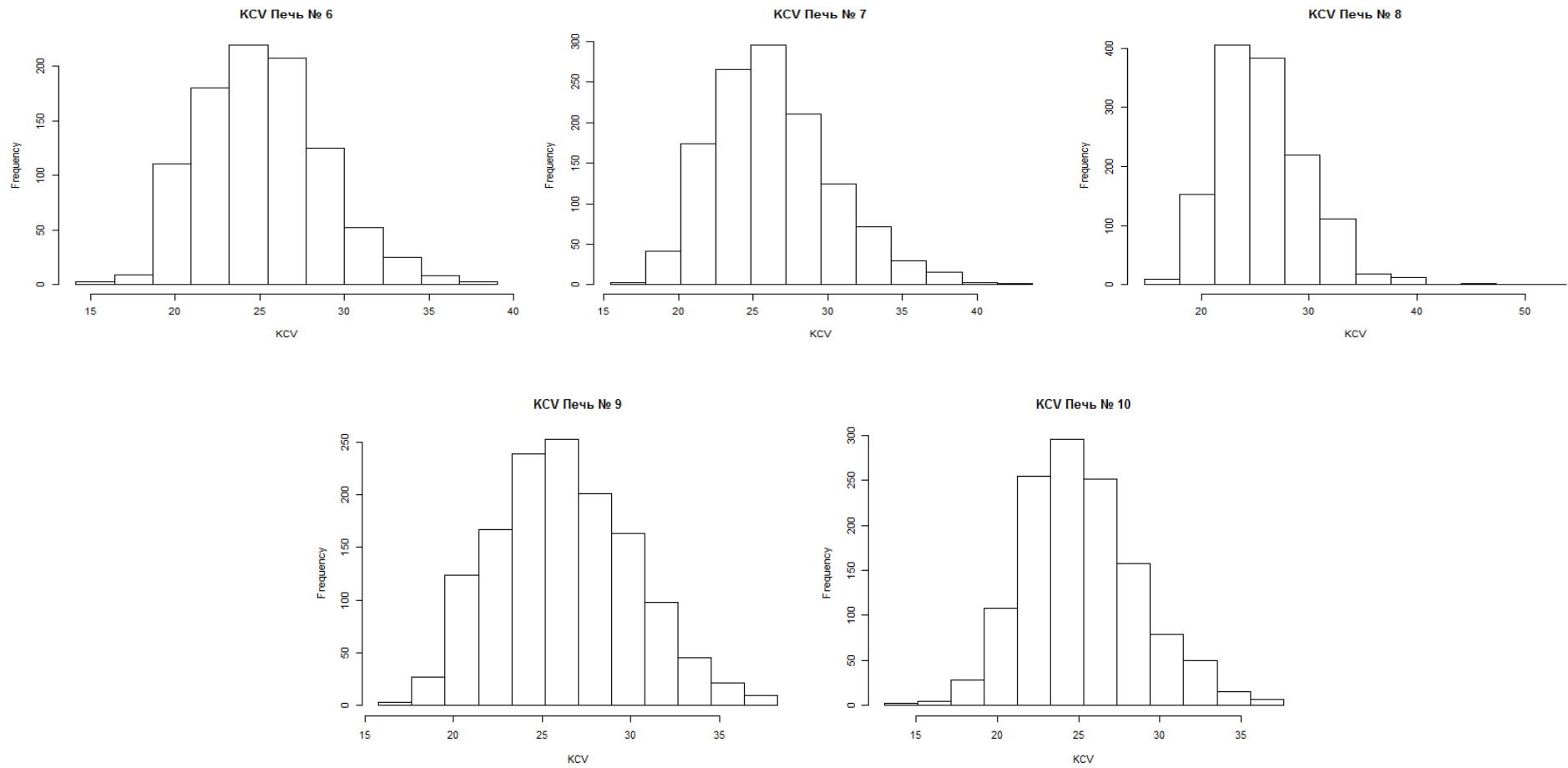


Рисунок 2 – Гистограммы выборок KCV после применения фильтра Кальмана

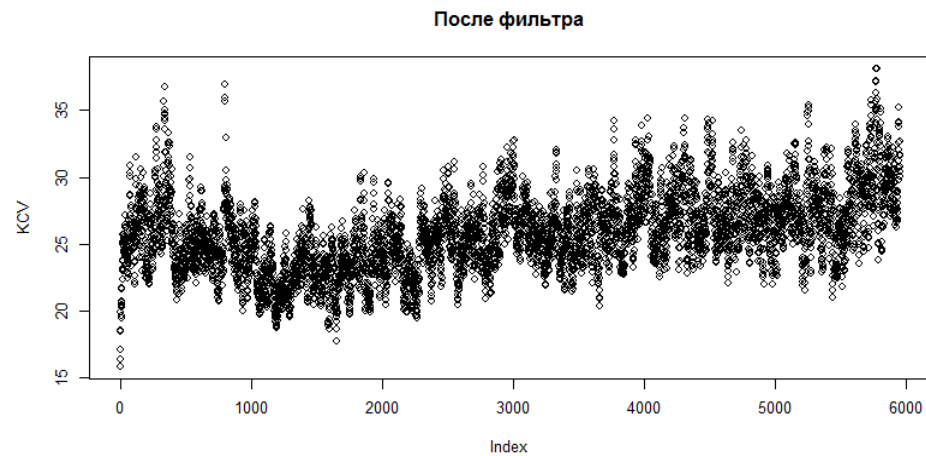
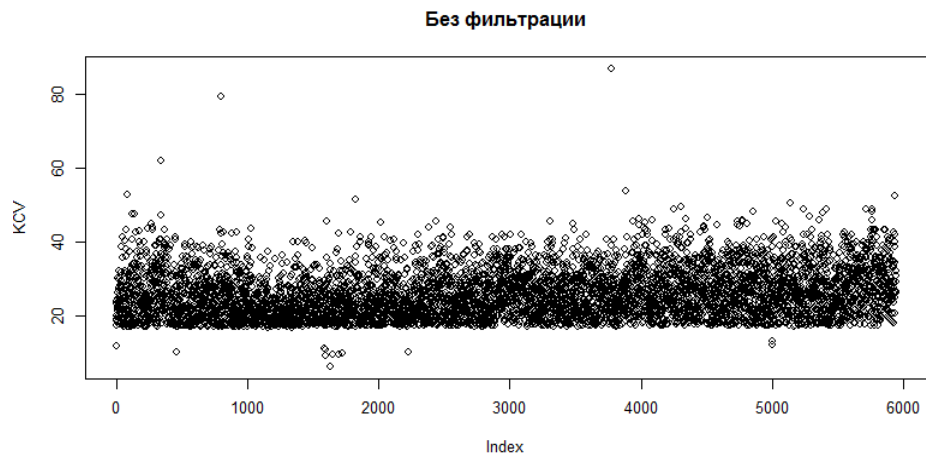


Рисунок 3 – Данные KCV до и после применения фильтра Кальмана

171

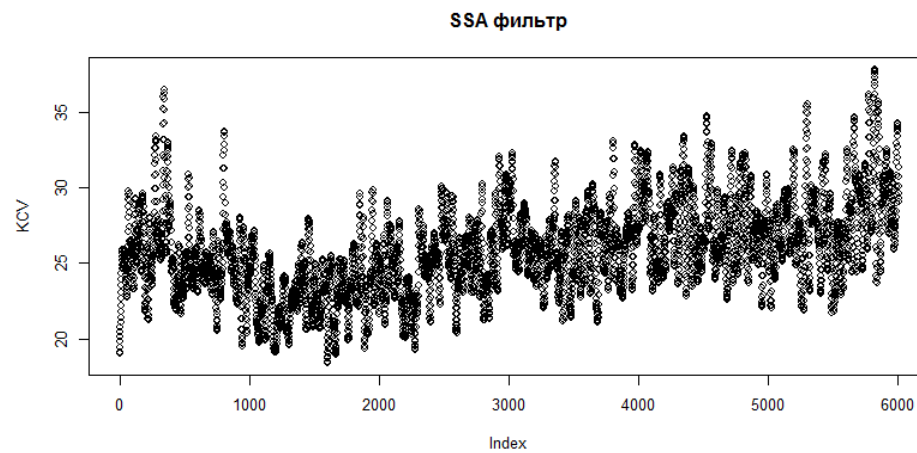
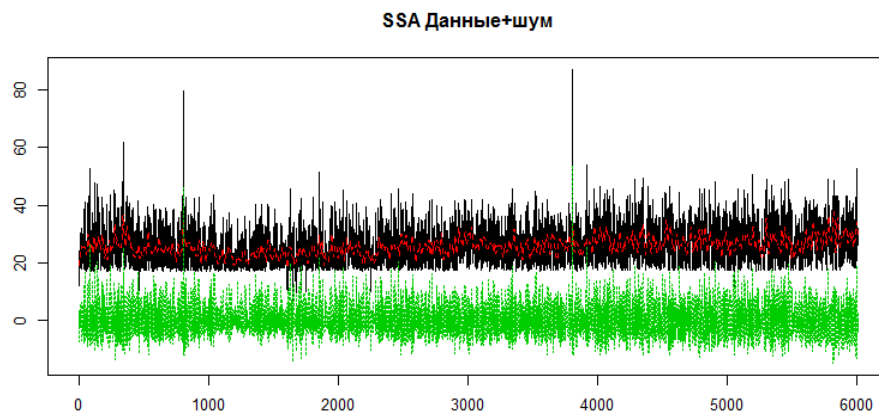


Рисунок 4 – Данные KCV до и после применения SSA фильтра

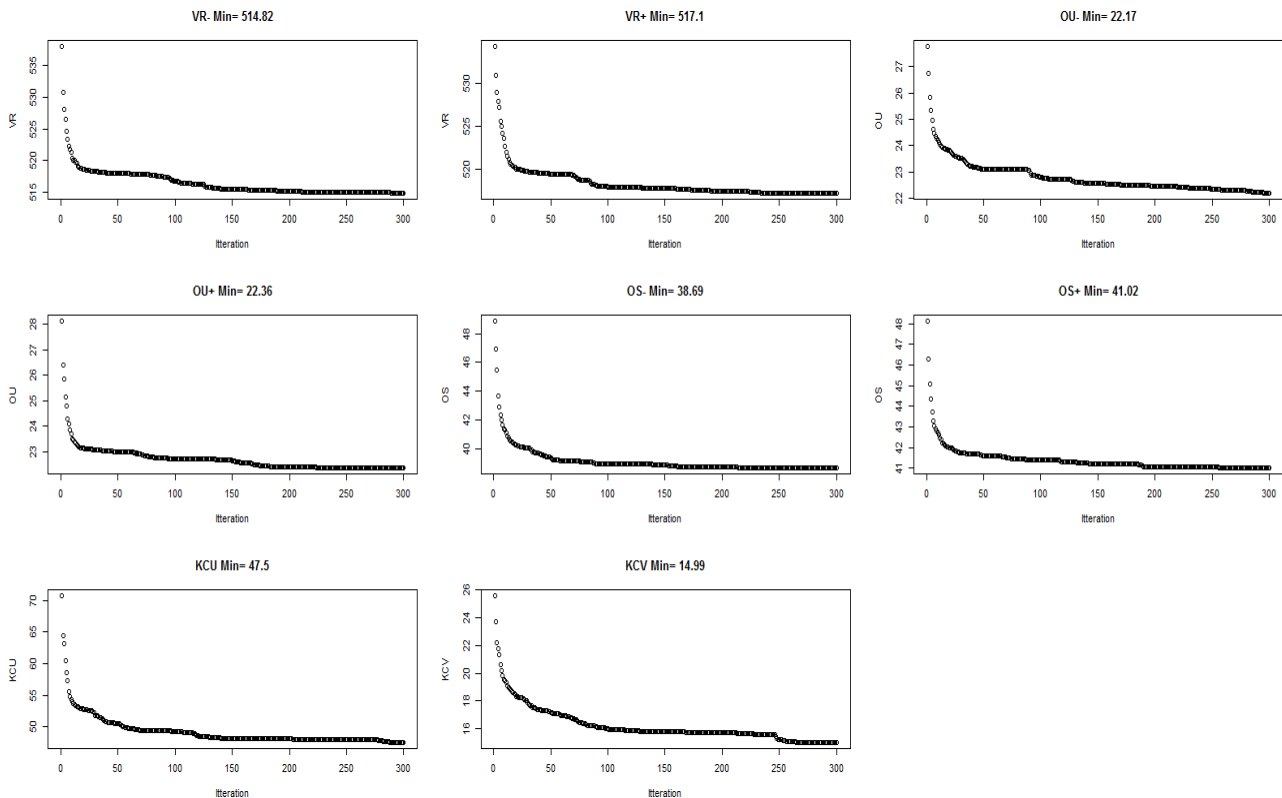


Рисунок 5 – Графики работы Генетического алгоритма по поиску минимумов

Общий алгоритм расчета технологических коридоров следующий:

- 1) Определяем хим. состав эталонной точки ($X_э$), относительно которой будем регулировать коридоры: если коэффициент регрессии элемента отрицательный, то берется его верхняя граница по ГОСТ, если положительный – берется нижняя граница по ГОСТ.
- 2) По формуле линейной регрессии рассчитывается прогнозируемый $KCV_э$ для $X_э$.
- 3) Далее рассчитываются коэффициенты эластичности для элементов – $Э_i$.
- 4) Выбираются весовые коэффициенты для элементов W_i .
- 5) По формуле (1) рассчитывается химический состав на границе брака $X_о$.
- 6) Далее определяются верхние и нижние границы технологического коридора по каждому элементу следующим образом:
 - если коэффициент регрессии элемента отрицательный, нижней границей его коридора будет являться нижнее значение по ГОСТ, а верхней – X_{oi} ;
 - если коэффициент регрессии положительный, то нижней границей его коридора будет являться X_{oi} , а верхней – верхнее значение по ГОСТ.

Так как модель прогнозирования KCV многофакторная, то можно рассчитать разные технологические коридоры на основе различных критериев. Такими критериями могут быть, например, максимальное сходство с эталонным хим. составом или минимальная разница между приращениями каждого элемента в хим. составе по отношению к эталону. Технологический коридор, определенный по заданному критерию, назовем оптимальным. Для его расчета можно использовать генетический алгоритм.

Для расчета оптимального технологического коридора необходимо определить элементы в хим. составе, диапазоны которых можно уменьшить. В генетическом алгоритме весовые коэффициенты для элементов являются генами, набор всех весовых коэффициентов – хромосомой, группа хромосом для тестирования – популяцией. Функция расчета приспособляемости (соответствия) хромосом работает следующим образом:

- производит расчет хим. состава случайной точки на границе брака KCV по ГОСТ на основе коэффициентов эластичности и весовых коэффициентов;
- если критерием оптимальности является сходство с эталонным хим. составом, то функция возвращает меру близости по одному из способов, например, по Евклиду. Если критерием является минимальная разница между приращениями содержания элементов, возвращается разница макси-

мального и минимального приращения хим. состава по отношению к эталону.

Расчетные технологические коридоры по С, Si, Mn, Al и V представлены в таблице 7. Границы по ТУ1 определялись по критерию близости к эталону, ТУ2 – по равенству приращений значений элементов.

Таблица 7 – Границы значений элементов по ГОСТ и технологические коридоры

| | С | Si | Mn | AL | V |
|-----------|-------|-------|-------|-------|-------|
| ГОСТ мин | 0,17 | 0,30 | 0,90 | 0,02 | 0,07 |
| ГОСТ макс | 0,25 | 0,50 | 1,40 | 0,06 | 0,13 |
| ТУ1. мин | 0,17 | 0,364 | 1,085 | 0,02 | 0,07 |
| ТУ1. макс | 0,196 | 0,50 | 1,40 | 0,045 | 0,10 |
| ТУ2. мин | 0.17 | 0.35 | 1.16 | 0.02 | 0.07 |
| ТУ2. макс | 0.212 | 0.50 | 1.40 | 0.041 | 0.102 |

Анализ брака по KCV и повторной обработки показал, что 100 % плавков не соответствовали расчетным границам.

Несколько иначе выглядит алгоритм расчета оптимальных добавок элементов во время выплавки стали при прогнозировании брака. Эталонным хим. составом в данном случае будет являться последний экспресс-анализ. Критерием оптимальности наиболее целесообразно использовать экономические показатели, например, стоимость добавляемых материалов. Функция приспособляемости ГА возвращает общую стоимость материалов, которые необходимо добавить для корректировки результатов прогноза KCV.

Библиографический список

1. Князев С.В., Усольцев А.А., Скопич Д.В., Фатьянова Е.А. Опыт разработки и внедрения автоматизированной системы пооперационного контроля производства отливок // Современные технологии в машиностроении: сборник статей XVII международной научно-технической конференции, 2013. – Пенза, ПДЗ – С. 111 – 117.
2. Князев С.В., Скопич Д.В., Усольцев А.А., Фатьянова Е.А. Прогнозирование качественных характеристик стали марки 20ГФЛ / Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – Новокузнецк: Изд. СибГИУ, 2015, № 2 (12). – С. 31 – 33..

УДК 661.665.1:66.096.5

РАЗРАБОТКА И АПРОБАЦИЯ МЕТОДА ПОЛУЧЕНИЯ МЕЛКОДИСПЕРСНОГО КАРБИДА КРЕМНИЯ КАРБОТЕРМИЧЕСКИМ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ КРЕМНЕЗЁМА В РЕАКТОРЕ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКОГО КИПЯЩЕГО СЛОЯ

Бородуля В.А., Виноградов Л.М., Гребеньков А.Ж., Михайлов А.А.

***ГНУ «Институт тепло- и массообмена имени А.В. Лыкова»
НАН Беларуси,
Республика Беларусь, e-mail: dsl@hmti.ac.by***

Аннотация: Экспериментально показана возможность реализации в реакторе электротермического кипящего слоя высокотемпературного синтеза перспективных тугоплавких мелкодисперсных материалов - карбида кремния, карбидов и нитридов циркония и титана путем карботермического восстановления их оксидов. Предлагаемая технология обладает конкурентными преимуществами по сравнению с известными: снижение затрат энергии, высокая производительность реактора и автоматизация технологического процесса.

Ключевые слова: реактора электротермического кипящего слоя, карбид кремния, углерод, карбидокремниевый порошок, мелкодисперсный.

DEVELOPMENT AND TESTING METHOD PRODUCE A FINE SILICON CARBIDE CARBOTHERMIC REDUCTION OF SILICA IN REACTOR ELECTROTHERMAL FLUIDIZED BED

V.A. Borodylia, L.M. Vinogradov, A. J. Grebenkov, A.A. Mikhailov

Abstract: Experimentally it proved possible to implement in the fluidized bed reactor electrothermal promising high-temperature synthesis of fine refractory materials - silicon carbide, carbides and nitrides of zirconium and titanium, by carbothermic reduction of their oxides. The proposed technology has competitive advantages compared with the known: reduced energy consumption, high performance reactor and process automation.

Key words: electrothermal fluidised bed reactor, silicon carbide, carbon, silicon carbide powder, a fine.

Существенное технологическое обновление и создание новых наукоемких производств являются важнейшим условием успешного развития современной экономики.

В последние годы карбид кремния (SiC) благодаря своим высоким механическим, электротехническим и физико-химическим характеристикам становится одним из наиболее перспективных и востребованных компонентов при реализации современных конструктивно-технических решений в самых известных областях высокотехнологических производств – керамические и полимерные композитные материалы, авиа- и ракетно- космические технологии, атомная промышленность, электротехника и полупроводниковая техника [1 – 3].

Традиционный способ промышленного производства карбида кремния заключается в длительном карботермическом восстановлении кремнезёма углеродом, который проводится в крупнотоннажных электрических печах при температуре свыше 1800 °С (способ G. Acheson). Для получения мелкодисперсного и однородного по составу и чистоте порошка карбида кремния образующийся кусковой продукт подвергается дальнейшей обработке со значительным объемом ручного труда. Производство характеризуется значительным энергопотреблением, низким выходом карбида кремния и повышенными вредными выбросами в окружающую среду [4 – 6].

Техническое совершенствование отрасли направлено главным образом на снижение издержек производства SiC и на получение мелкодисперсных порошков, поскольку используемый в составе конструкционных материалов карбид кремния должен удовлетворять достаточно жестким требованиям по дисперсности, фазовому и химическому составу.

Среди предложений дальнейшего развития технологии синтеза карбида кремния и других тугоплавких соединений (карбиды, нитриды) заслуживает внимание использование реактора электротермического кипящего слоя (ЭТКС) который по сравнению с лучшими зарубежными технологиями и существующими производствами позволяет контролировать морфологию и состав получаемого материала, обеспечить его однородность и чистоту, высокую производительность, снизить затраты энергии, автоматизировать технологический процесс [7 – 13]. Авторами разработана технология синтеза мелкодисперсного карбида кремния методом карботермического восстановления кремнезёма в реакторе ЭТКС и проведена ее апробация на созданной автоматизированной экспериментальной установке.

Особенностью реактора ЭТКС является наличие высокорекреационной среды в кипящем слое восстановителя – углеродных частицах, через которые проходит электрический ток. Выделяющаяся при этом энергия обеспечивает протекание эндотермических реакций, а электрические разряды между псевдоожигаемыми частицами создают область микроплазмы и разрушают химические связи в молекулах реагирующих веществ. Происходит высокоэнергетическая активация реагентов, в реакторе достигаются высокие температуры (1200 °С и выше). Следует отметить, что внутренний нагрев углеродных частиц при протекании электрического тока принципиально более эффективен для теплообмена, чем их нагрев при обтекании горячим газом. Все это позволяет значительно интенсифицировать протекающие химические реакции [8].

В числе основных отличий осуществления химических превращений в реакторе ЭТКС по сравнению с их проведением в струе газовой плазмы является высокая эффективность нагрева частиц посредством резистивного нагрева, чем в случае распространения тепла от плазмы к частице. Из-за большей массы частицы по сравнению с газом плазмы существует разница в коэффициентах их нагрева и за короткое время пребывания внутри факела газовой плазмы может не произойти прогрев всей твердой частицы. В последнем случае разница температуры между поверхностью и центром частицы может составлять до 1000 °С.

Процесс получения мелкозернистого карбида кремния осуществляется в вертикальном гра-

фитовом реакторе с ЭТКС при температурах 1400 – 1800 °С. Непрерывная загрузка исходных материалов – кремнезёма (кварцевого песка) и углеродного восстановителя производится в верхней части реактора, выгрузка продукта – через выводной канал в его нижней части. Образование карбида кремния происходит путем взаимодействия углерода с промежуточными кремнийсодержащими газообразными компонентами (рисунок 1).

Исходным сырьем для получения мелкодисперсного карбида кремния являются измельченные размером 0,1 – 0,4 мм кварцевый песок SiO₂ и углеродный восстановитель С в виде нефтяного кокса или малозольного угольного карбонизата рексила.

Получаемый в результате карботермического восстановления кремнезёма мелкодисперсный карбид кремния представляет собой частицы размером до 0,4 мм различной пористости, а непрореагировавшая шихта – мелкодисперсная смесь прокаленного углеродного восстановителя с полным удалением влаги и летучих, образовавшегося карбида кремния и, в некоторых случаях, кремнезёма. Выделяющийся в процессе образования карбида кремния оксид углерода СО в смеси с азотом направляется по газопроводу на выброс в вентиляционную систему.

Суммарную эндотермическую реакцию карботермического восстановления SiO₂ можно представить в виде:



однако она не отражает сложного механизма образования карбида кремния, который включает ряд последовательных стадий и параллельных реакций. Основным участником карботермического восстановления SiO₂ считается летучий монооксид кремния SiO, образующийся при испарении и диссоциации кремнезёма:



а также при взаимодействии расплава SiO₂ с углеродом при температуре выше 1750 °С.

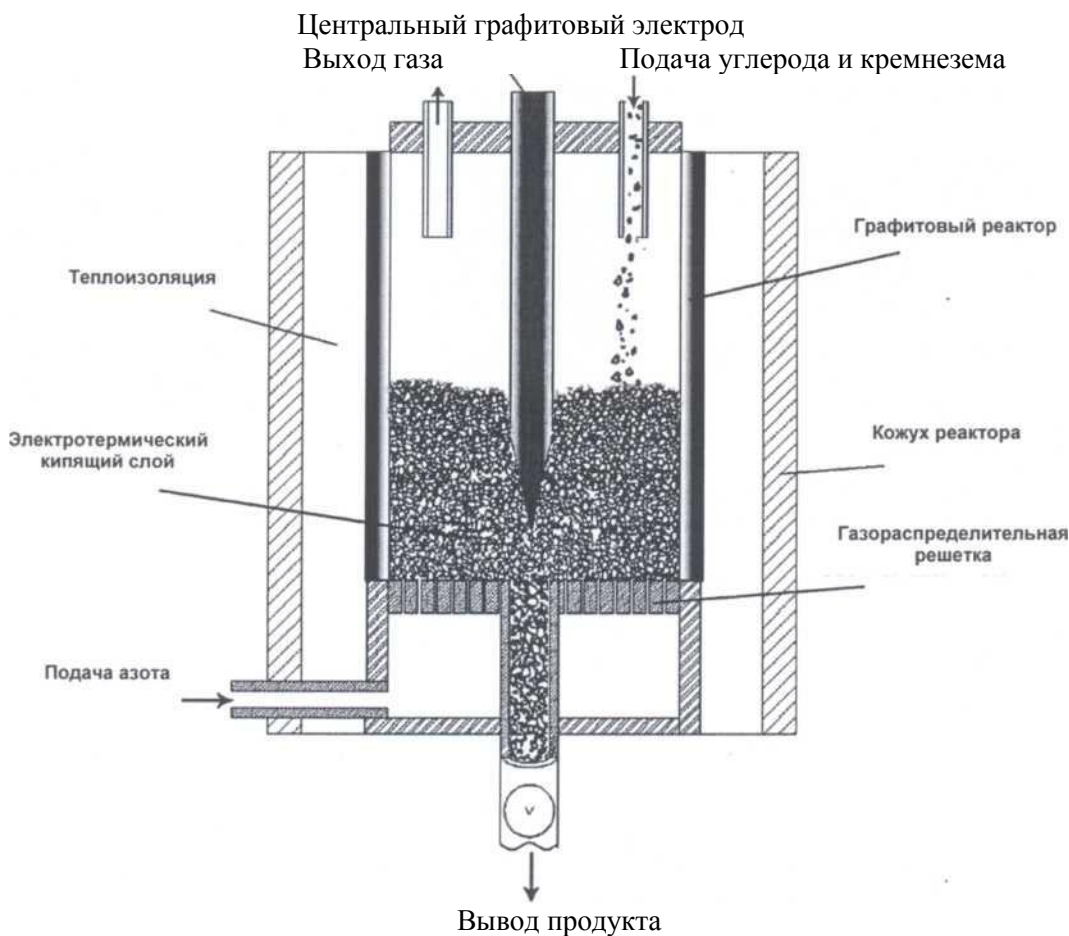


Рисунок 1 – Реактор с электротермическим кипящим слоем (ЭТКС)

Монооксид кремния SiO поглощается углеродом с образованием карбида кремния



При данном механизме образования карбида кремния наиболее важной стадией является первоначальная генерация монооксида кремния и его последующее взаимодействие с углеродом. Наиболее медленной стадией, лимитирующей скорость карботермического восстановления, является стадия образования $\text{SiO}_{(\text{газ})}$ [14, 15]. Синтез карбида кремния происходит на поверхности частиц углеродного восстановителя, к которой проникают пары монооксида кремния путем диффузии через слой образующегося SiC.

Свыше 2200 °C начинается реакция прямого разложения карбида кремния и его графитизация:



В соответствии с предложенным химизмом два процесса играют существенную роль в механизме образования карбида кремния:

- а) испарение кремнезёма и диссоциация с образованием SiO;
- б) поглощение паров SiO углеродным восстановителем с образованием карбида кремния.

Для повышения выхода карбида кремния желательно, чтобы скорость поглощения паров SiO (б) была выше, чем процесса (а). В противном случае частично SiO будет отгоняться. На скорость поглощения SiO с образованием карбида кремния существенное влияние оказывает близость расположения частиц углеродного восстановителя к частицам кремнезёма, а также величина поверхности их соприкосновения: чем больше последняя, тем полнее поглощение и более интенсивнее процесс испарения. Поглощение паров SiO зависит в основном от величины удельной поверхности углеродных частиц, которая в свою очередь зависит главным образом от микропористости, а также крупности частиц, возрастая с увеличением тонкости помола, и свойств поверхности углеродистого материала. Существенную роль играет количество золы и ее состав, поскольку увеличение зольности ухудшает условия процесса, затрудняя контакт между кремнезёмом и углеродом.

Разработанная автоматизированная экспериментальная установка с реактором ЭТКС (рисунок 2) содержит следующие составные части:

- реакторный блок;
- герметичный кожух реактора;
- система газораспределения;
- система продувки всех узлов установки;
- система вывода и утилизации газообразных продуктов реакции;
- система газоанализа;
- система подачи исходных материалов;
- система вывода из реактора и сбора твердых продуктов;
- система измерения температур;
- регулируемый источник электропитания;
- система автоматизированного управления и контроля.

Принцип работы реактора ЭТКС заключается в создании электротермического кипящего слоя из смеси мелкодисперсных частиц SiO_2 и углеродного восстановителя С заданного массового состава. В условиях ЭТКС происходит сложное взаимодействие электрических, тепловых и химических процессов, которое приводит к определенным особенностям образования промежуточных соединений и конечных продуктов. Поэтому существенная роль при использовании реакторов с ЭТКС отводится оптимизации режимных параметров.

В реакторе ЭТКС существенную роль играют характеристики материала кипящего слоя. Состав, размер и форма частиц, пористость внутри слоя как следствие влияния псевдоожижающего газа, специфика сопротивления - определяющие факторы проводимости ЭТКС. Общая проводимость состоит из проводимости между электродами и кипящим слоем и проводимости частиц, управляющее сопротивление зависит от площади контакта между электродами и слоем.

При высоких температурах газовая фаза может обеспечить удовлетворительную проводимость. Это будет зависеть не только от температуры, давления и типа газа, но и от качества частиц и прикладываемого напряжения. Форма частиц играет важную роль в определении степени передачи заряда в месте контакта частиц или путем ионизации газа. Высокое напряжение может создать дуговой разряд от электрода к слою, а так же от одного электрода к другому через слой.

Электрическое сопротивление большинства твердых токопроводящих материалов возрастает с увеличением температуры и с быстрым ростом проводимости газовой фазы. Суммарное сопротив-

ление кипящего слоя падает. Как следствие, могут происходить резкие изменения сопротивления системы с изменением температуры. Возрастает тенденция появления дуговых разрядов, т.к. газовая фаза становится более проводящей. Поэтому для передачи мощности на высоких температурах используют более низкое напряжение и больший электрический ток [16].

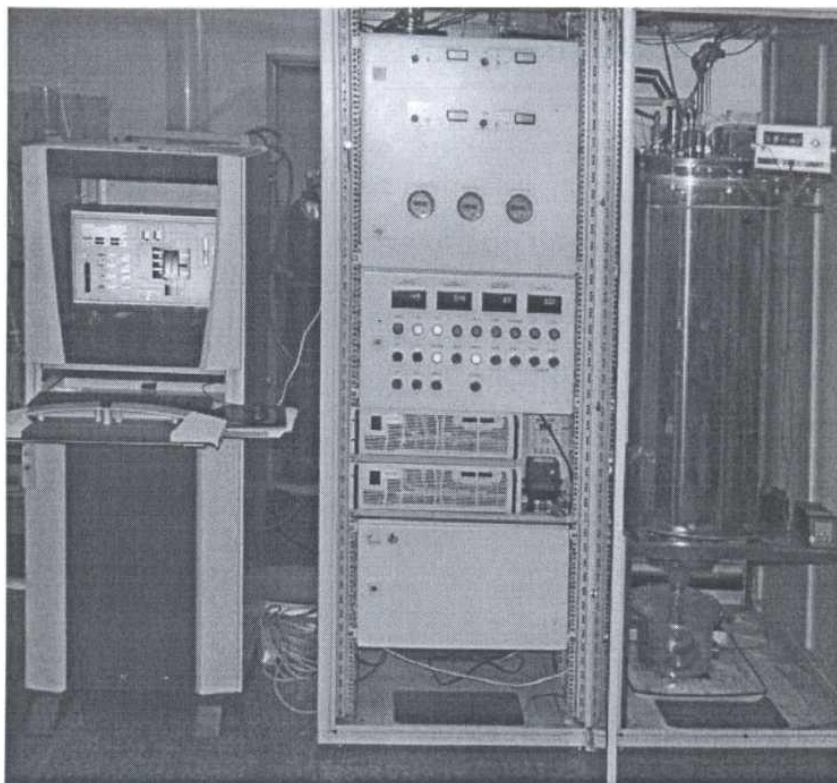


Рисунок 2 – Экспериментальная установка с реактором ЭТКС (внутренний диаметр реактора 180 мм, напряжение на электродах ДС 0-200 В, электрический ток до 150 А)

Метод получения мелкодисперсного карбида кремния карботермическим восстановлением кремнезёма посредством технологии ЭТКС предполагает следующую последовательность стадий.

Первоначально в реактор загружается исходное количество мелкодисперсных частиц углеродного восстановителя с заданным распределением частиц по размерам. Проводится продувка инертным газом (азот) реактора и газовых магистралей для удаления из технологической среды следов воздуха и влаги. В процессе вывода реактора на рабочий температурный режим (1400 – 1800 °С) в нижнюю его часть через газораспределительную решетку с заданной скоростью подается оживающий инертный газ для создания кипящего слоя частиц, а затем – электрический потенциал на электроды. После достижения кипящим слоем рабочей температуры и прокалики исходного углеродного восстановителя в реактор подаются мелкодисперсные частицы SiO₂. На поверхности нагретых частиц прокаленного углеродного восстановителя происходит химическая реакция с образованием карбида кремния. При этом частицы увеличиваются в весе и опускаются в нижнюю часть реактора и выводятся из реактора при помощи устройства выгрузки. Для возмещения массы кипящего слоя и обеспечения непрерывности процесса в реактор через устройство загрузки подается определенное количество частиц SiO₂ и углеродного восстановителя.

Исходные мелкодисперсные кремнезем и углеродный восстановитель могут подаваться в реактор как отдельно, так и в виде предварительно подготовленной смеси. Количество углеродного восстановителя берется в значительном избытке по отношению к кремнезёму, а продолжительность процесса подбирается таким образом, чтобы весь SiO₂ прореагировал с образованием SiC.

Добавление в реактор ЭТКС углеродного восстановителя и кремнезёма можно повторять несколько раз до тех пор, пока значительная часть псевдооживаемых углеродных частиц превратится в карбид кремния. При этом электрическое сопротивление реакционной смеси возрастает и становится трудно поддерживать необходимый температурный режим. Обычно это происходит при содержании в продукте 50 – 60 % SiC.

При реализации технологического процесса в реакторе ЭТКС образуется мелкодисперсная шихта, содержащая некоторое количество (до 50 %) углеродного восстановителя (несвязанный угле-

род), который можно удалить путем окисления. Для этого образовавшуюся шихту следует поместить в реактор с кипящим слоем более крупных частиц кремнезёма. При температурах 800 – 900 °С несвязанный углерод при подаче воздуха, сгорает, а частицы карбида кремния уносятся из реактора газообразными продуктами сгорания, отделяются и собираются в сепараторе.

На рисунке 3 представлена мнемосхема управления установкой ЭТКС с дисплея ПК, на рисунке 4 – характерные зависимости параметров ЭТКС, а на рисунке 5 – внешний вид полученных в реакторе ЭТКС и по способу G. Acheson образцов мелкодисперсных шихты и карбида кремния.

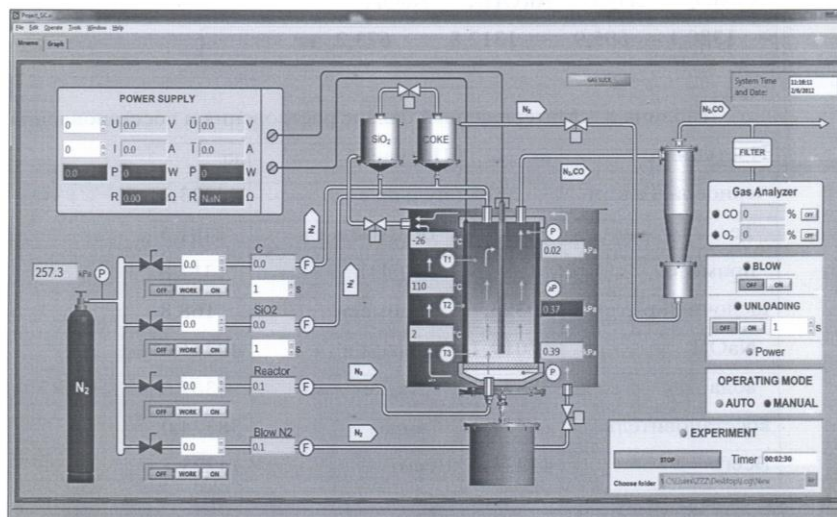


Рисунок 3 – Мнемосхем управления установкой ЭТКС с дисплея ПК

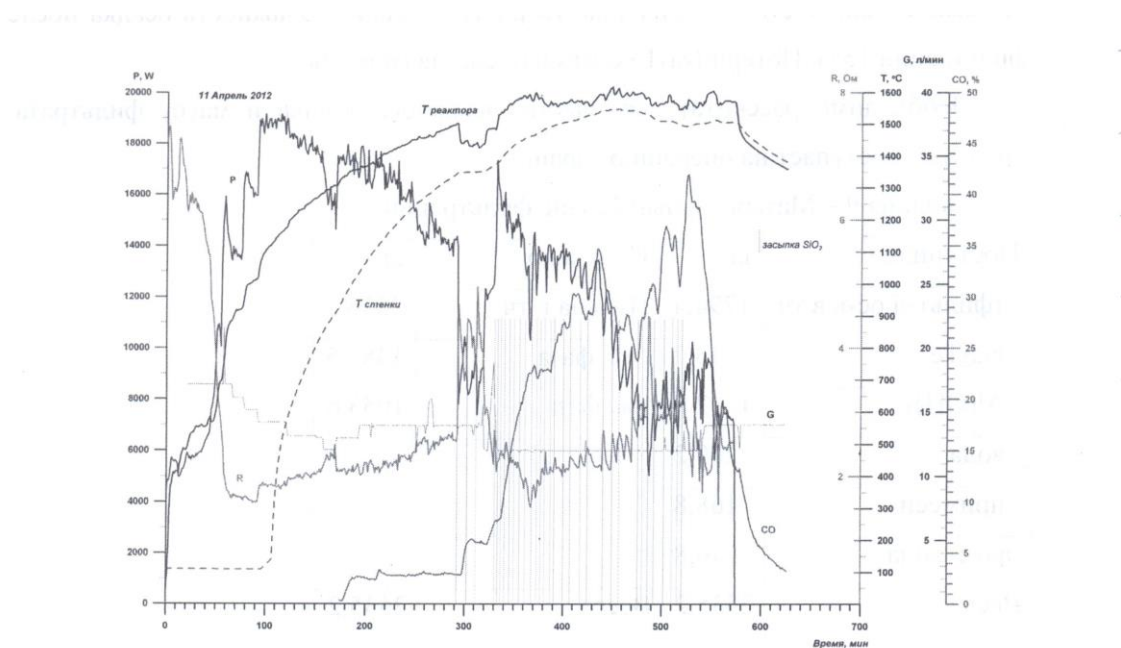


Рисунок 4 – Характерные зависимости температуры кипящего слоя T, его электрического сопротивления R, концентрации CO, мощности нагрева P и расхода азота G

Проведена апробация технологического процесса [17]. В качестве исходных материалов использовались кварцевый песок фракции 0,05 – 0,10 мм (91,2 % SiO₂ и углеродный восстановитель – рексил фракции 0,25 – 0,40 мм (93,5 – 97 % Ств), полученный из угля методом высокоскоростной термоокислительной карбонизации [18].

Для анализа элементного и фазового состава полученных в реакторе ЭТКС образцов использовались аттестованный рентенофлуоресцентный спектрометр ЕД2000 фирмы «Oxford Instruments Analytical» (Великобритания) (элементный состав), рентгеновский дифрактометр «Дрон-3.0» в CuKα-излучении (РФА-спектры), экспресс-анализатор АН-7529 (углерод), экспресс-анализатор АС 7932

(сера), сканирующий электронный микроскоп высокого разрешения «Mira» фирмы «Tescan» (микроструктура) (рисунки 6 – 9).

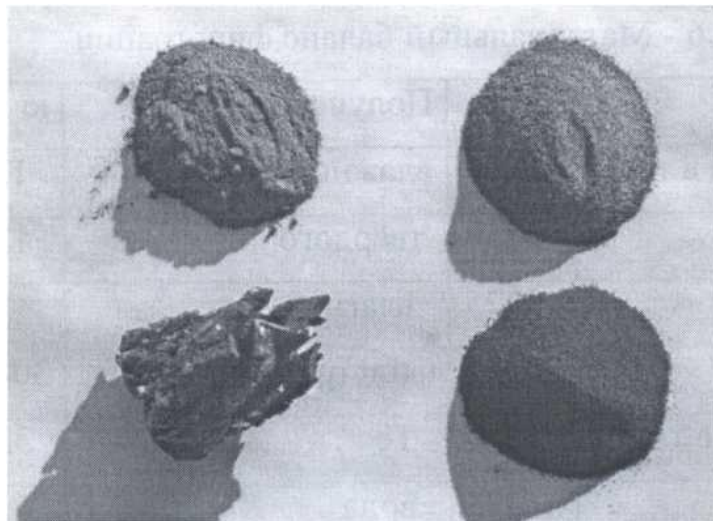


Рисунок 5 – Образцы карбида кремния и шихты

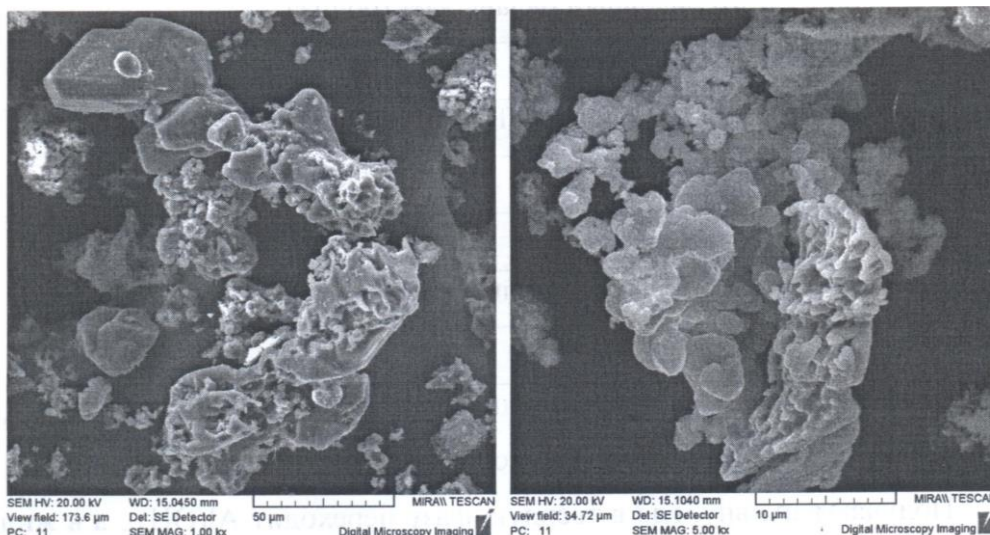


Рисунок 6 – Морфология образца полученного в ЭТКС мелкодисперсного карбида кремния (свыше 99 % SiC)

Процесс образования карбида кремния начинается при 1400 °С и выше после плавления, испарения и диссоциации SiO_2 с образованием летучего монооксида кремния SiO , который взаимодействует с углеродным восстановителем. Постоянное удаление из реактора ЭТКС образующегося монооксида углерода CO и избыток углерода смещают равновесие в сторону образования SiC . Использование рексила с развитой пористой структурой, низким содержанием летучих веществ и примесей по сравнению с нефтяным коксом способствует повышению эффективности процесса. Дополнительное взаимодействие на выход SiC оказывает нагрев материала кипящего слоя за счет пропускания электрического тока. Морфология образца с выходом SiC свыше 99 % (после выжигания углерода) представлена на рисунке 6.

В результате исследования фазового состава полученных образцов после выжигания избыточного углерода установлено, что один из них состоит свыше 99 % из SiC кубической модификации, а другой содержит 98,5 % SiC и 1,5 % SiO_2 (рисунок 6).

Полученный карбидокремниевый порошок имеет широкие области практического применения.

Технология электротермического кипящего слоя может эффективно применяться при реализации других высокотемпературных процессов, например, карботермическое восстановление оксидов

титана, вольфрама, циркония с образованием соответствующих карбидов и нитридов (рисунок 9).

Предлагаемый метод синтеза карбидов и нитридов в реакторе ЭТКС обладает конкурентными преимуществами по сравнению с известными: снижение затрат энергии, высокая производительность и возможность автоматизации технологического процесса.

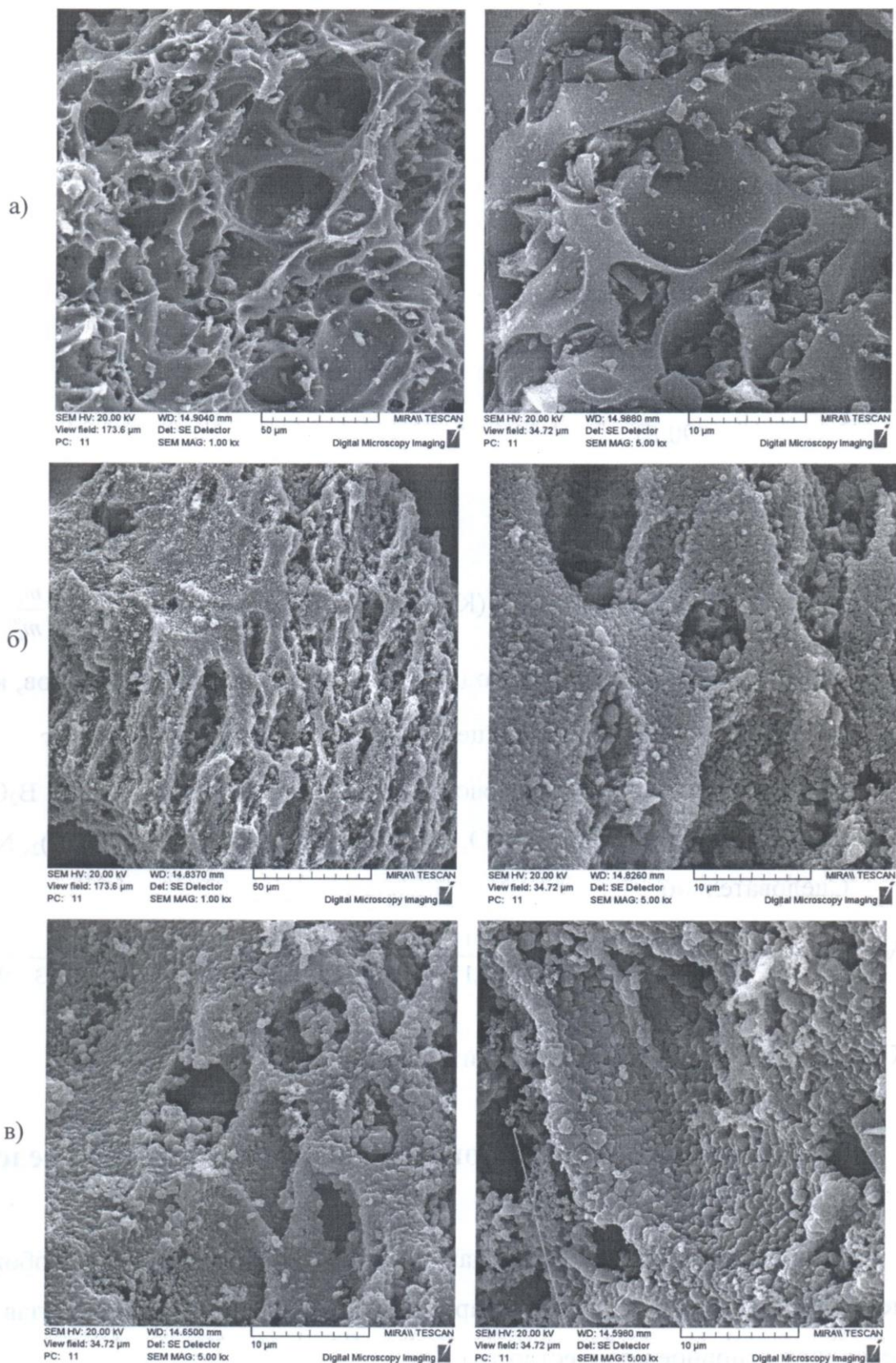


Рисунок 7 – Морфология мелкозернистых образцов: исходного рексила (а), получаемых шихты (б) и карбида кремния (в)

Разработка соответствует перспективным тенденциям технологического развития и предполагает высокую долю использования местных ресурсов (кварцитов и углеродных восстановителей) при производстве новой продукции.

Таким образом, экспериментально показана возможность реализации в реакторе электротермического кипящего слоя высокотемпературного синтеза перспективных тугоплавких мелкодисперсных материалов – карбида кремния, карбидов и нитридов циркония и титана путем карботермического восстановления их оксидов. Предлагаемая технология обладает конкурентными преимуществами по сравнению с известными: снижение затрат энергии, высокая производительность реактора и автоматизация технологического процесса.

Разработка «Синтез мелкозернистого карбида кремния методом карботермического восстановления кремнезёма в электротермическом кипящем слое» удостоена Диплома I степени и золотой медали в номинации «Лучший инновационный проект в области материалов и химических продуктов» в рамках Петербургской технической ярмарки 12 – 14 марта 2014 г.».

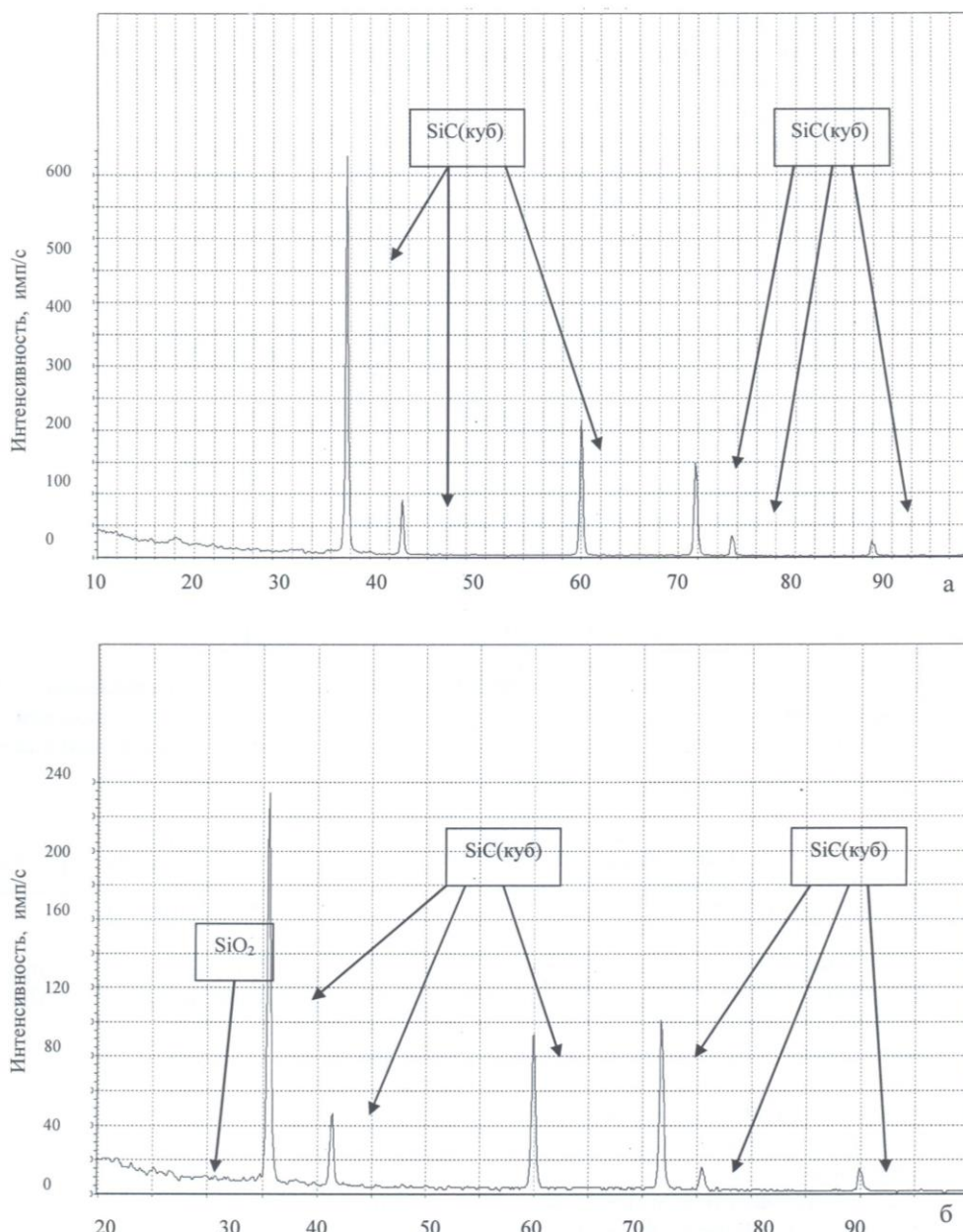
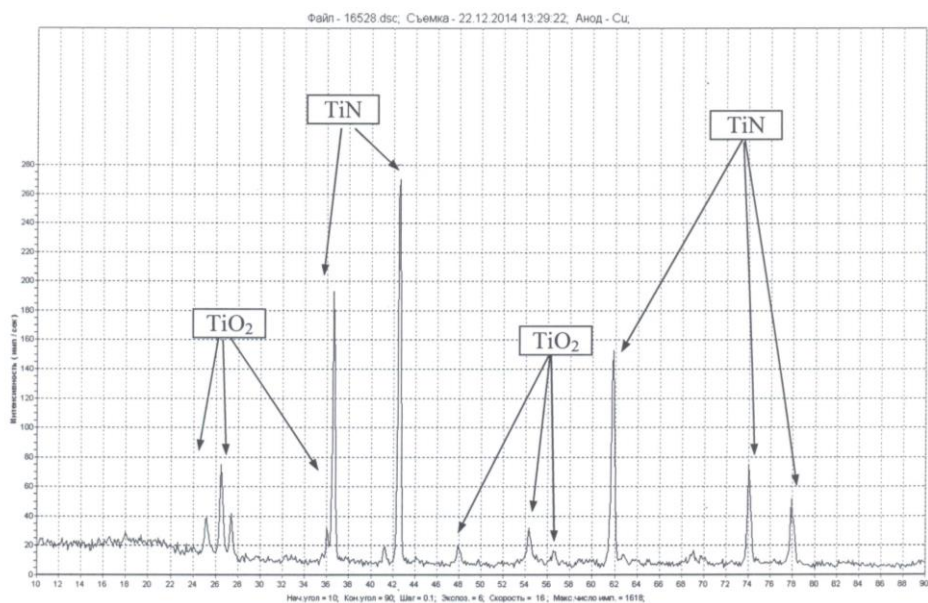
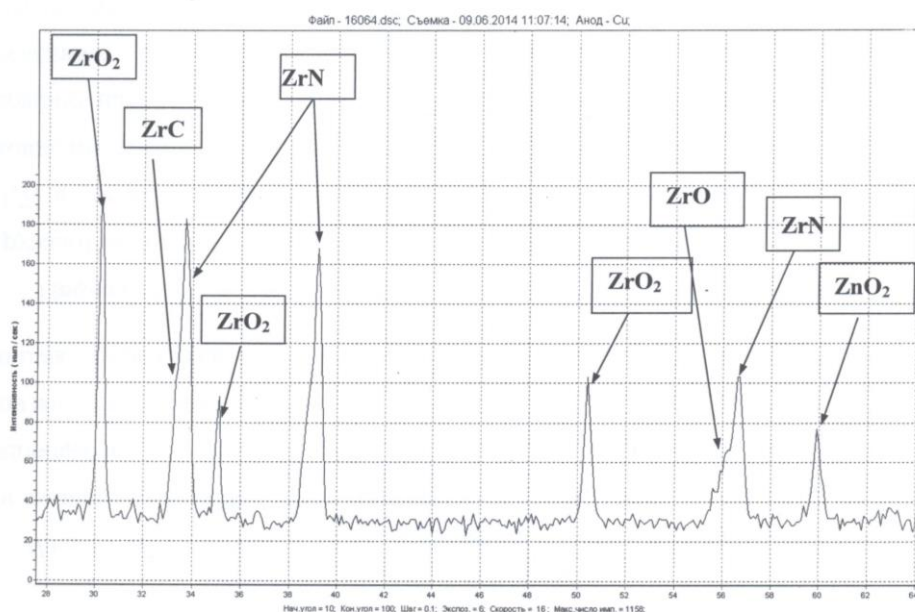


Рисунок 8 – РФА-спектры полученных в ЭТКС мелкодисперсных образцов карбида кремния – 100 % SiC (а) и 98,5 % SiC и 1,5 % SiO₂ (б)



а



б

Рисунок 9 – РФА-спектры полученных мелкодисперсных образцов нитрида титана (79 % TiN) и нитрида циркония (38 % ZrN + 13 % ZrC)

Библиографический список

1. Лучинин В., Таиров Ю. Отечественный полупроводниковый карбид кремния: шаг к паритету// Юэлектроника. – 2009. – № 7. – С. 12 – 15.
2. Ермекова Ж. С., Мансуров З. А., Абдулкаримова Р. Г., Мукасян А. С. Карбид кремния: способы получения и применение (обзор)//Горение и плазмохимия. – 2010. Т 8. – № 1. – С. 32 – 54.
3. Руднева В. В., Галевский Г. В., Юркова Е. К. Компактирование карбида кремния и композиций на его основе: анализ отечественного и зарубежного опыта//Изв. Вузов. Цветная металлургия. – 2009. – № 3. – С. 56 – 60.
4. Каменцов М. В. Искусственные абразивные материалы. Основы технологии // М.: Машгиз, 1950, часть II, Карбид кремния. С. 81 – 170.
5. Богданов С. П., Козлов К. Б., Лавров Б. А., Соловейчик Э. Я. Электротермические процессы и реакторы: учеб. пособие. СПб.: Проспект науки, 2009. – 424 с.
6. Порада А. Н., Гасик М. И. Электротермия неорганических материалов. М.: Металлургия, 1990. – 232 с.
7. Забродский С. С. Высокотемпературные установки с псевдооживленным слоем. М.: Энергия, 1971. – 328 с.

8. Бородуля В. А. Высокотемпературные процессы в электротермическом кипящем слое. Минск : Наука и техника, 1973.
9. Goldberger, W. M., Reed, A. K. and Snavely, C. A. Electrical Resistivity Control In Fluidized Beds. 3448234 US, 1969.
10. Paquet, J. L. and Foulkes, P. B. Calcination of fluid coke in an electrically heated fluidized bed//The Canadian J. Chem. Eng. 1965. T. 45. No. 2. Pp. 94-96
11. Goldschmidt, D. and LeGoff, P. Electric resistance of fluidized beds - average resistance of conducting particles fluidized by air - preliminary results//Chem. Eng. Sc. 1963. Vol. 18. No. 12. Pp. 805-806
12. Graham, W. and Harvey, E.A. The Electrical Resistance of Fluidized Beds of Coke and Graphite//The Canadian J. Chem. Eng. 1965, Vol. 43, No. 3. Pp. 146-149.
13. Goldberger W. M., Hanway J. E., Langston B. G. The electrothermal fluidized bed.//Chem. Eng. Prog. 1965. Vol. 61. № 2. P. 63-67.
14. Ростовцев С. Т., Ашин А. К., Анкудинов Р. В. и др. Равновесные фазы и кинетика реакций в системе Si-O-C.//Известия Академии наук СССР. Металлы. 1972. Т. 6, С. 34-41.
15. Севастьянов В. Г., Павелко Р. Г., Ежов Ю. С., Кузнецов Н. Т. Термодинамическое обоснование и экспериментальное исследование транспорта карбида кремния при карботермическом восстановлении SiO₂//Неорганические материалы. 2007. Т. 43. № 7. С. 1-5.
16. Кожан А. П., Махорин К. Е., Гориславец С. П. Электросопротивление кипящего слоя графитовых частиц//ИФЖ. 1968, Т. 15 № 4. С. 648-652.
17. Бородуля В.А., Виноградов Л.М, Гребеньков А.Ж., Михайлов А.А. Разработка и исследование метода получения мелкодисперсного карбида кремния в электротермическом кипящем слое //Энерго- и материалосберегающие экологически чистые технологии. Материалы X Международной научно-технической конференции, 2014, С. 122 – 130.
18. Щербатовский В. Д., Ким В. А.// Углеродные восстановители нового поколения для выплавки кристаллического кремния. Metallургический кремний-2012 «Физико-химические процессы и технологии получения металлургического кремния». Материалы Международной научно-практической конференции, г. Караганда. 2012. С. 31 – 34.

УДК 669.147

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ОСЦИЛЛЯЦИИ КРИСТАЛЛИЗАТОРА НА УСЛОВИЯ ОХЛАЖДЕНИЯ ЗАГОТОВКИ

Кабишов С.М., Ратников П.Э., Рафальский И.В.

*Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Республика Беларусь, boxsmk@gmail.com*

***Аннотация:** В работе рассмотрен вопрос влияния осцилляции кристаллизатора МНЛЗ на плотность теплового потока от затвердевающей заготовки к стенкам кристаллизатора. Установлено, что тепловой поток на фронте кристаллизации испытывает пульсации, которые уменьшаются при увеличении частоты и уменьшении амплитуды качания кристаллизатора.*

***Ключевые слова:** машина непрерывного литья заготовок, кристаллизатор, тепловой поток, осцилляция, скорость разливки.*

EVALUATION OF THE INFLUENCE OSCILLATIONS CRYSTALLIZER ON THE COOLING CONDITIONS PREFORM

Kabishov S.M., Ratnikov P.Е., Rafalskiy I.V.

*Belarusian National Technical University,
Minsk, Belarus, boxsmk@gmail.com*

***Abstract:** The paper considered the influence of the oscillations of the mold caster on the heat flux from the solidifying billet to the walls of the mold. It is found that the heat flux on solidification front experiences pulsations which decreases with increasing frequency and reducing the amplitude of oscillation of the mold.*

***Key words:** continuous casting machine, mold, oscillations of the heat flow, the casting speed.*

Процесс формирования твердой корочки непрерывнолитой заготовки начинается в кристал-

лизаторе. Именно этот этап является определяющим для качества поверхности и структуры металла. Осцилляция кристаллизатора, минимизируя вероятность приваривания корочки к стенкам кристаллизатора, оставляет на ее поверхности следы качания. Большинство применяемых в настоящее время моделей процесса непрерывной разливки при решении тепловой задачи предполагают квазистационарность условий охлаждения в кристаллизаторе, т.е. осцилляция кристаллизатора при задании граничных условий не учитывается. Принимая во внимание небольшую амплитуду и достаточно высокую частоту качания на современных МНЛЗ, такой подход вполне оправдан. Вместе с тем очевидно, что изменение толщины шлаковой прослойки и газового зазора будет отражаться на плотности теплового потока от затвердевающей заготовки к стенкам кристаллизатора. В данной работе предлагается оценить, насколько велики будут тепловые возмущения на фронте кристаллизации.

Рассмотрим классический вариант задания граничных условий для уравнения теплопроводности в кристаллизаторе МНЛЗ. Согласно рекомендациям, изложенным в работе [1], плотность теплового потока от слитка к стенке кристаллизатора равна:

$$q_s = \frac{T_{\text{пов}} - T_{\text{ст}}}{R_0 + R_1 + R_2 + R_3}, \quad (1)$$

где R_0 , R_1 , R_2 , R_3 – термическое сопротивление области контакта жидкой прослойки шлакообразующей смеси (ШОС) с поверхностью заготовки; термические сопротивления собственно жидкой и твердой прослоек ШОС; термическое сопротивление области контакта твердого слоя ШОС с кристаллизатором ($R_3 = 10^{-4} \text{ м}^2 \cdot \text{К}/\text{Вт}$); после образования газового зазора R'_3 – эффективное термическое сопротивление газового зазора).

Для оценки термических сопротивлений необходима информация о коэффициентах теплопроводности шлакового гарнисажа. Согласно данным [1] $\lambda_1 = 1,5 \text{ Вт}/\text{м} \cdot \text{К}$, $\lambda_2 = 2,0 \text{ Вт}/\text{м} \cdot \text{К}$. В то же время авторы [2] отмечают, что коэффициент теплопроводности ШОС в твердом состоянии сильно зависит от ее макроструктуры. Наибольшие значения наблюдаются у гарнисажа с аморфной структурой ($\lambda_2 = 1,5 - 1,7 \text{ Вт}/\text{м} \cdot \text{К}$), а наименьшие – с частично кристаллической ($\lambda_2 = 0,6 - 0,8 \text{ Вт}/\text{м} \cdot \text{К}$). Кристаллическую структуру гарнисаж приобретает после повторного нагрева выше температуры стеклования.

Согласно расчетам, результаты которых приведены в работе [1], в интервале скоростей разливки $0,4 - 1,1 \text{ м}/\text{мин}$ среднеинтегральная толщина шлаковой прослойки в кристаллизаторе составляет $400 - 470 \text{ мкм}$. Причем доля жидкой ШОС не превышает $20 - 25 \%$. С увеличением скорости толщина слоя ШОС уменьшается. Авторы [2] считают, что толщина шлакового гарнисажа должна быть более $0,15 \text{ мм}$ при отливке толстых слябов, более $0,08 \text{ мм}$ – блюмов и меньше $0,05 \text{ мм}$ при разливке мелкосортных заготовок. Как видим цифры, приведенные в различных источниках, существенно отличаются.

В данной работе приблизительную оценку толщины слоя ШОС предлагается выполнить на основании анализа геометрических параметров и режима качания кристаллизатора. Так, из литературных источников [3, 4] известно, что даже вблизи температуры солидуса затвердевшая стальная корочка уже оказывает ощутимое сопротивление деформации. Если учесть, что скорость ее деформации существенно меньше, чем скорость изменения пульсирующего зазора, то размеры образующейся полости будут зависеть только от конусности стенок и амплитуды качания. Например, для кристаллизатора длиной 800 мм и сечением $250 \times 300 \text{ мм}^2$ при амплитуде колебаний от 10 до 100 мм и конусности кристаллизатора в пределах $0,5 - 1 \%$ на метр длины зазор может изменяться в диапазоне от $0,02 \text{ мм}$ до $0,3 \text{ мм}$. Данные значения вполне согласуются с показателями, приведенными в работах [1, 2]. Кроме того, полученные результаты объясняют расхождения в толщине слоя ШОС, обнаруженные в указанных статьях [1, 2].

Детальная оценка величины зазора и толщины слоя ШОС между поверхностью заготовки и стенками кристаллизатора требует учета не только геометрических параметров кристаллизатора, амплитуды и частоты его возвратно-поступательного движения, но также свойств смеси и термомеханических свойств затвердевшей корочки металла. Кроме того, твердая корочка вблизи зеркала металла испытывает деформации не только от воздействия термонапряжений, ферростатического давления и давления потока жидкой ШОС при осцилляции кристаллизатора. При движении кристаллизатора вниз возможен контакт корочки со шлаковым поясом. Это может приводить к механическому изгибу верхней части корочки и образованию «волны» ниже и является причиной «заворотов». Деформация корочки ниже шлакового пояса не устраняется в процессе дальнейшего затвердевания и представляет собой следы качания.

Так как время возникновения и «закрытия» зазора достаточно мало, с высокой долей вероят-

ности можно утверждать, что колебания корочки ниже зоны механической деформации за этот период будут невелики. С учетом величины ферростатического давления в верхней части кристаллизатора и упругих свойств стали деформации корочки в процессе возвратно-поступательных движений кристаллизатора не превысят 0,001 – 0,002 мм на глубине 100 мм от зеркала расплава и при толщине корочки 3 мм. Полученные ориентировочные значения упругой деформации затвердевшей корочки в верхней части кристаллизатора на порядок меньше, чем величина зазора, который возникает за счет качания кристаллизатора.

Таким образом, для оценки предельной толщины жидкого слоя ШОС в верхней части кристаллизатора можно воспользоваться следующим соотношением:

$$\delta_{1\max} = A \cdot \operatorname{tg} \alpha, \quad (2)$$

где A – амплитуда качания кристаллизатора, м;
 α – угол конусности кристаллизатора.

Используя выражение (1), представим слой жидкой ШОС и газовый зазор, как прослойки с изменяющейся в процессе качания толщиной. Прежде, чем перейти к дальнейшему рассмотрению данного вопроса, следует отметить, что существование стекловидного слоя ШОС [5], прилегающего непосредственно к стенкам кристаллизатора, говорит о том, что температура на его границе с кристаллической прослойкой практически не изменяется с течением времени, так как в противном случае структура слоя станет кристаллической. Следовательно, температура стенок кристаллизатора также будет практически постоянной во времени.

Будем считать, что на участке плотного контакта, длина которого согласно литературным данным составляет 15 – 30 % от длины кристаллизатора, суммарное тепловое сопротивление аморфного и кристаллического слоев ШОС остаются постоянными, а толщина жидкой прослойки изменяется только за счет качания кристаллизатора. Когда кристаллизатор находится в верхней точке (ВМТ), жидкая ШОС «выдавливается» из зазора, т.е. $\delta_1 \rightarrow 0$. С учетом изложенного плотность теплового потока от фронта кристаллизации к стенкам кристаллизатора на участке плотного контакта корочки со стенками (от 0 до H_1) можно выразить следующим образом: (3)

$$q_{кр1}(H) = \frac{(T_{сол} - T_{ст})}{\frac{\delta_k(H)}{\lambda_{Me}} + \frac{\delta_1(H)}{\lambda_1} + \frac{\bar{\delta}_2}{\lambda_2} + R_3} + \frac{\rho_{Me} K (c_{Me} \Delta \bar{T}_{Me}(H) + 0,5 L_{Me})}{\sqrt[2]{H_{кр} / v_p}}$$

где $T_{сол}$, $T_{ст}$ – температура солидуса стали и стенки кристаллизатора соответственно, °С;

$\delta_k(H)$ – толщина затвердевшей корочки заготовки, м (может быть определена в соответствии с «законом квадратного корня»); $\delta_k = K \sqrt{H / v_p}$

w – частота качания кристаллизатора, с⁻¹;

v_p – скорость разливки, м/с;

$\bar{\delta}_2$ – толщина твердого слоя ШОС;

K – коэффициент затвердевания стали, ($K = 2,7 - 3,7$ см/мин^{0,5} (0,0035 – 0,0048 м/с^{0,5})[5];

ρ_{Me} , c_{Me} , L_{Me} – плотность удельная теплоемкость и скрытая теплота кристаллизации стали соответственно;

$H_{кр}$ – расстояние от нижнего среза кристаллизатора до зеркала металла, м;

$\Delta \bar{T}_{Me}(H)$ – изменение среднеинтегральной температуры по сечению затвердевшей корочки;

λ_{Me} , λ_1 , λ_2 – коэффициенты теплопроводности стали, жидкой и затвердевшей прослоек ШОС соответственно, Вт/(м·К).

Толщину жидкой прослойки в зоне плотного контакта представим в следующем виде:

$$\delta_1(H) = \frac{A \operatorname{tg} \alpha (H_1 - H)}{H_1} \left[e^{-2,5wH/v_p} \sin(wH / v_p) + 0,5 \cos(wH / v_p) + 0,55 \right].$$

В процессе оценочных расчетов будем считать, что температура по сечению затвердевшей корочки изменяется по квадратичной параболе. Тогда зависимость средней температуры затвердевшего металла по высоте кристаллизатора будет иметь вид: (4)

$$\Delta \bar{T}_{Me}(H) = T_{сол} - \frac{1}{3} B \cdot \left(K \sqrt[2]{H / v_p} \right)^3,$$

где $B = 10^7$ °С / м³.

В зоне газового зазора тепловой поток от поверхности затвердевающей заготовки к внутренней поверхности кристаллизатора представляет собой сочетание кондуктивной и радиационной составляющей теплопередачи [5]. Но наличие между поверхностью заготовки и кристаллизатором шлакового гарнисажа затрудняет расчет интенсивности лучистого теплообмена. Кроме того, величина газового зазора циклически изменяется при колебаниях кристаллизатора.

Термическое сопротивление газового зазора оценить достаточно сложно. Его размеры будут зависеть от множества факторов: конусности кристаллизатора и режима его качания, термомеханических свойств разливаемой стали, скорости разливки и др. Будем считать, что в процессе осцилляции, когда кристаллизатор находится в ВМТ, газовый зазор на нижнем его срезе полностью закрывается. Изменение толщины газового зазора в процессе осцилляции кристаллизатора представим в виде:

$$\delta_3(H) = \frac{H A \operatorname{tg} \alpha}{H_{кр}} \sin \left(\frac{H_{кр} - H}{H_{кр}} \right) \left[0,5 e^{-10wH/v_p} \cos(wH/v_p) + 0,5 \cos(wH/v_p) \right].$$

Учитывая изложенное, плотность теплового потока от фронта кристаллизации к поверхности стенок кристаллизатора на участке газового зазора можно представить в следующем виде:

$$q_{кр2}(H) = \frac{(T_{сол} - T_{ст}(H))}{\frac{\delta_k(H)}{\lambda_{Me}} + \frac{\delta'_{2,кр}}{\lambda_{2,кр}} + \frac{A \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \cos(wH/v_p)}{\lambda_3}} + \frac{\rho_{Me} K (c_{Me} \Delta \bar{T}_{Me}(H) + 0,5 L_{Me})}{\sqrt{H_{кр}/v_p}}. \quad (5)$$

Дополнительным условием является равенство $q_{кр1}(H) = q_{кр2}(H)$ в точке $H = H_1$, т.е. в момент появления газового зазора. Из этого равенства необходимо определить толщину шлакового гарнисажа $\delta_{2,кр}$ на поверхности заготовки, которая, очевидно, будет зависеть от конструкции кристаллизатора и режима его осцилляции.

В общем случае для определения условий охлаждения заготовки в кристаллизаторе совместно с уравнениями (3) и (5) необходимо решать уравнение теплопроводности. При выполнении оценочных расчетов будем задаваться зависимостью $T_{ст}(H)$. Результаты экспериментальных исследований, выполненные в условиях МНЛЗ-1 Белорусского металлургического завода [6], показывают, что изменение температуры по высоте гильзового кристаллизатора носят нелинейный характер. Для аппроксимации температуры стенок кристаллизатора по высоте предлагается использовать следующую зависимость:

$$T_{ст}(H) = 0,65 \cdot \bar{T}_{ст} - 0,5 T_{ст,max} \left(\left(\frac{H}{H_{кр}} \right)^2 - 1 \right),$$

где $\bar{T}_{ст}$ – ориентировочное значение средней температуры стенки кристаллизатора по высоте (на рисунке 1 $\bar{T}_{ст} \approx 160$ °С);

$T_{ст,max}$ – максимальная температура стенки кристаллизатора (на рисунке 1 $T_{ст,max} \approx 240$ °С);

H – текущая координата по высоте кристаллизатора от зеркала металла; $H_{кр}$ – уровень металла в кристаллизаторе (на 100 – 200 мм ниже верхней кромки).

Сравнение экспериментальных и расчетных значений температуры стенок кристаллизатора приведено на рисунке 1.

В процессе расчетов будем считать, что формула (3) применима на участке от зеркала металла до точки возникновения газового зазора, т.е. от 0 до 200 мм, а формула (5) – на участке от 200 мм до $H_{кр}$, т.е. до нижнего среза кристаллизатора. Результаты расчетов приведены на рисунке 2. В процессе расчетов в качестве исходных данных принимались следующие значения: $v_p = 0,8$ м/мин; $w = 1,6$ с⁻¹; $H_{кр} = 0,7$ м; $\operatorname{tg} \alpha = 0,00875$. Значения остальных параметров приведены выше по тексту.

Как видим, плотность теплового потока на фронте кристаллизации испытывает ощутимые колебания, связанные с осцилляцией кристаллизатора. Вероятно, этот факт отражается на процессе формирования структуры затвердевающего металла, что требует дополнительных исследований. Уменьшение амплитуды и соответствующий рост частоты возвратно-поступательных движений кристаллизатора приводит к сглаживанию колебаний на графике плотности теплового потока и к некоторому его увеличению. Повышение скорости разливки при сохранении частоты и амплитуды колебаний также вызывает рост плотности потока и несколько увеличивает амплитуду его пульсаций.

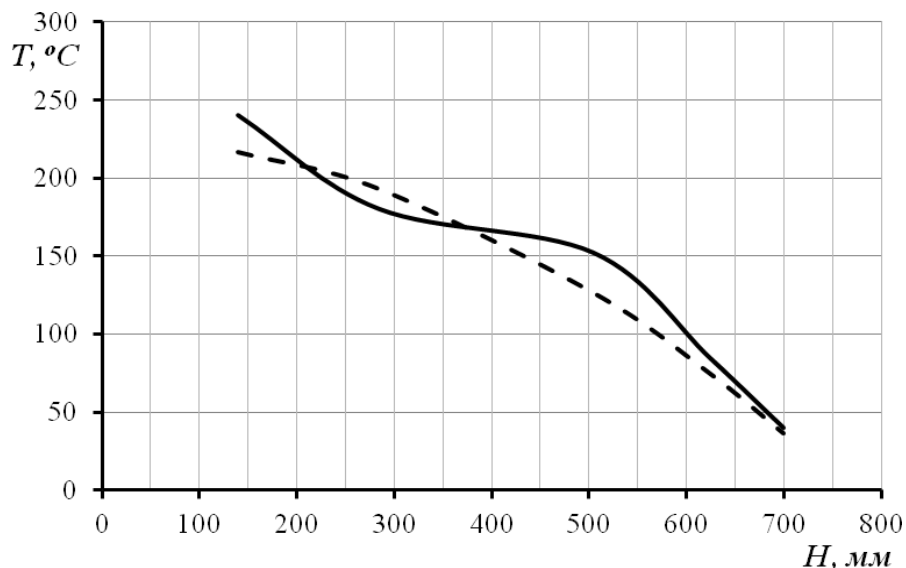


Рисунок 1 – Сравнение расчетного и фактического изменения температуры по высоте гильзового кристаллизатора МНЛЗ-1 РУП «БМЗ»

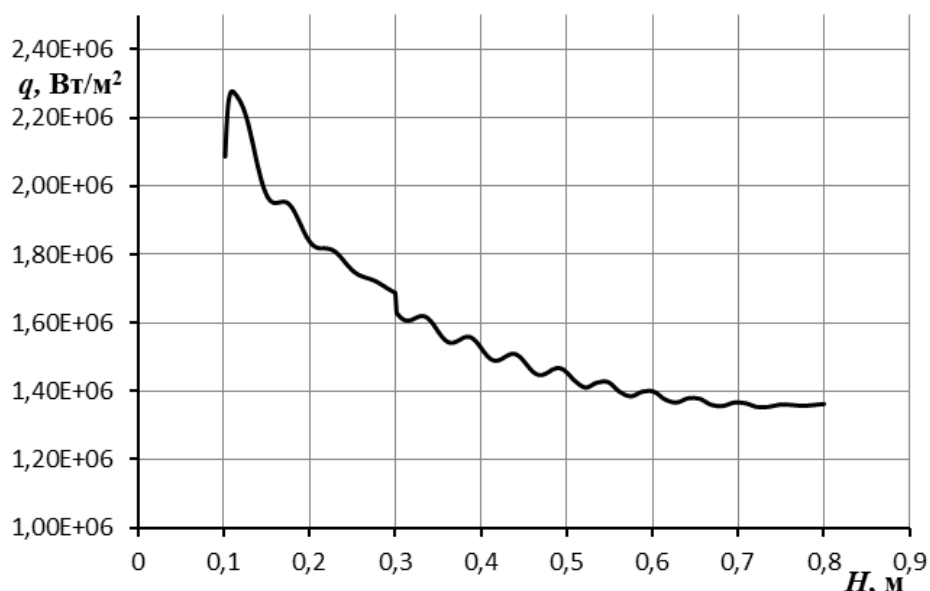


Рисунок 2 – Изменение плотности теплового потока от фронта кристаллизации к стенкам кристаллизатора

Таким образом, проведенные исследования показывают, что осцилляция кристаллизатора МНЛЗ отражается на плотности теплового потока на фронте кристаллизации заготовки. С целью минимизации указанных пульсаций при увеличении скорости разливки следует повышать частоту и уменьшать амплитуду колебаний.

Библиографический список

1. Паршин, В.М. Исследование зоны контакта слитка и стенки кристаллизатора МНЛЗ / В.М. Паршин, В.И. Дождиков, В.Е. Бережанский, И.И. Шейнфельд // *Сталь*. – № 9. – 1987. – С. 26-27.
2. Зайцев, А.И. Физико-химические основы нового метода управления отводом тепла от слитка к кристаллизатору / А.И. Зайцев, А.В. Лейтес, А.Л. Либерман // *Сталь*. – №3. – 2003. – С. 70-74.
3. Найтоу, М. Технология скоростной непрерывной разливки с использованием данных анализа и предотвращение внутренних трещин в слябах / Найтоу М., Таката С. [и др.] // *Новости черной металлургии России и зарубежных стран (пер. с англ.)*. №2 (22). – 2000. – С. 68–72.
4. Фребер, И. Свойства оболочки формирующейся непрерывнолитой заготовки // *Черные ме-*

талла (пер. с нем.). – 1978. – №21. – С. 28-34.

5. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали /Смирнов А.Н., Куберский С.В., Штепан Е.В.// ДонНТУ. – 2011. – 482 с.

6. Папкович, В.Н. Разработка ресурсосберегающей теплотехнологии при охлаждении и нагреве сортовых слитков и заготовок: дис. канд. техн. наук: 05.14.04 / Папкович Владимир Николаевич. – Минск, 1989. – 210 с.

УДК 661.665

КОНЦЕПЦИЯ МИКРО-ЗАВОДА ПО СЕЛЕКТИВНОМУ ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЖЕЛЕЗА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ РУД

Рошин В.Е.¹, Рошин А.В.²

¹Южно-Уральский государственный университет (НИУ)

г. Челябинск, Россия, roshchinve@susu.ac.ru

²НИИЦ ERG, г. Астана, Республика Казахстан, Anton.Roshin@erg.kz

Аннотация: Для извлечения железа из бедных и комплексных руд необходимы технологические схемы, базирующиеся на процессах селективного извлечения железа. Авторами разработаны теоретические принципы и предложен способ селективного восстановления железа в кристаллической решётке комплексных оксидов. Рассмотрены возможные схемы селективного извлечения железа из комплексных руд с получением уникальной продукции на основе первородного железа, а также побочной продукции из содержащихся в комплексных рудах невосстанавливаемых оксидов титана и магния.

Ключевые слова: микро-завод, комплексная руда, титаномагнетит, сидерит, хромит, селективное восстановление, первородное железо, оксидные концентраты.

CONCEPT OF MICRO FACTORY FOR SELECTIVE EXTRACTION OF IRON FROM COMPLEX ORES

V.E. Roshin¹, A.V. Roshin²

¹South Ural State University (NIU)

Chelyabinsk, Russia, roshchinve@susu.ac.ru

²NIITs ERG, Astana, Republic of Kazakhstan, Anton.Roshin@erg.kz

Abstract: The technological schemes based on the processes of selective iron extraction are needed for iron extraction from poor and complex ores. The theoretical principles of selective iron reduction inside the crystal lattice of complex oxides were developed and the process was offered by the authors. The different possible schemes of selective iron extraction from complex ores were analyzed with producing unique production based on primary reduced iron and secondary products from non-reduced oxides of titanium and magnesium.

Key words: micro factory, complex ore, titanium magnetite, siderite, chromite, selective reduction, primary iron, oxide concentrate.

Введение. Чёрная металлургия является одной из базовых отраслей промышленности России, в значительной мере определяющих развитие других ведущих отраслей и экономики страны в целом, поскольку основными потребителями металлопродукции являются машиностроение (~ 30 %), строительство (~ 30 %) и нефтегазовая отрасль (~ 32 %). В то же время – это одна из самых энерго- и ресурсозатратных отраслей экономики [1].

Последнее обусловлено тем, что современный технологический процесс получения стальных изделий состоит из ряда последовательных этапов получения промежуточных продуктов – чугуна, ферросплавов, стали, стальных слитков и заготовок, стального листа и сортового проката, их термической и механической обработки. Это сопровождается потерями металла при получении каждого продукта. При этом на всех стадиях металл нагревается и охлаждается, а при получении чугуна, ферросплавов и стали – плавится и кристаллизуется. Причём плавится не только металл, но и балластные

вещества в виде доменных, ферросплавных и сталеплавильных шлаков. Это не только сопряжено с огромным расходом энергии, но и ведёт к потреблению в технологическом процессе многих вспомогательных материалов в виде огнеупоров, шлакообразующих и флюсующих добавок, образованию большого количества шлака, пыли, газообразных веществ, что создаёт неблагоприятную экологическую обстановку вблизи металлургических предприятий и запредельную нагрузку на природу.

И хотя многие страны постоянно ужесточают экологические требования к металлургическому производству, а металлурги тратят всё больше средств на выполнение этих требований, общество вследствие первостепенной значимости металлургии для технического прогресса в целом вынуждено мириться и с её низкой энергоэффективностью, и с высокой ресурсозатратностью, и с огромной экологической нагрузкой на природу. Оправданием этому является сложившийся технологический процесс и отсутствие реальной альтернативы ему.

В настоящее время основными производителями металла являются металлургические комбинаты с полным металлургическим циклом (интегрированные заводы) и мини-заводы, которые производят сталь из металлургического лома.

Интегрированные заводы (комбинаты) предназначены в первую очередь для извлечения железа из руды и изготовления из первородного металла наиболее чувствительного к примесям неудаляемых в процессе производства стали цветных металлов плоского проката. В основе таких заводов лежит двухстадийный процесс – агло-доменное производство чугуна и кислородно-конвертерный перелом чугуна в сталь.

Двухстадийная схема производства стали включает в себе явное противоречие: на стадии получения чугуна железо из рудных материалов восстанавливают путём связывания кислорода руды углеродом, но при этом вследствие растворения углерода в железе вместо целевого продукта (железа) получают чугун. Вторая стадия производства стали заключается в окислении углерода чугуна кислородом в кислородном конвертере. При этом окисляется не только углерод, но и значительное количество железа, кремния, марганца, восстановленных из руды при доменной плавке, а вместо необходимой стали снова получают полупродукт – стальной расплав, насыщенный кислородом. Для удаления кислорода из окисленного стального полупродукта разработаны различные агрегаты внепечной обработки расплава, в которых кислород удаляют нередко снова при помощи углерода.

Двухстадийная схема производства стали сложилась благодаря изобретению Г. Бессемером способа получения жидкой стали в конвертере более полутора веков назад и с тех пор не претерпела принципиальных изменений. Во второй половине XX века в результате появления кислородного конвертера, агрегатов ковшевой металлургии, непрерывной разливки стали на машинах непрерывного литья и литейно-прокатных агрегатах произошли значительные изменения в технологии второй стадии. Однако внутренние противоречия двухстадийной схемы остались и, что особенно важно, не произошло принципиальных изменений в технологии восстановительных процессов на стадии извлечения железа из руды.

Проблемы собственно агло-доменного производства усугубляются проблемами, связанными с получением ещё одного обязательного компонента доменного процесса – кокса. Ограниченные запасы коксующегося угля, удалённость его месторождений от металлургических центров и отсутствие необходимой инфраструктуры в регионах с перспективными запасами такого угля определяют быстро нарастающий дефицит и высокую стоимость кокса. Производство кокса к тому же является одним из самых экологически опасных производств. Выбросы опасных веществ на стадии подготовки шихтовых материалов для доменной плавки – при производстве агломерата и в коксохимическом производстве составляют почти 70% всех вредных выбросов в металлургии.

Кокс в доменных печах выполняет функции не только источника тепловой энергии, но и восстановителя железа, а также служит в качестве разрыхлителя шихтовых материалов для обеспечения газопроницаемости, необходимой для эффективного теплообмена в условиях противотока газов и шихты в печи. На разных этапах развития металлургии требования к топливу–восстановителю–разрыхлителю неуклонно возрастали. В настоящее время все эти три функции при доменной плавке может выполнять только кокс – самое дефицитное и дорогое топливо, расход которого не может быть меньше некоторого минимума, который, по-видимому, уже достигнут.

Мини-заводы. Экономическая эффективность интегрированных заводов базируется преимущественно на больших объёмах производства, то есть на экстенсивных показателях. Поэтому производительность успешно работающих интегрированных заводов обычно составляет 5...10 млн. тонн стали в год, а некоторых и больше. Однако увеличение масштабов производства даёт в последнее время всё меньший эффект.

Вместе с тем, в промышленно развитых районах, часто расположенных на значительном расстоянии и от источников железорудного сырья и от водных артерий, образуется много металлургическо-

го лома, который является ценным исходным материалом для переработки в сталь. В таких регионах целесообразно строительство металлургических заводов, в составе которых нет коксохимического и агло-доменного производств. Поскольку наиболее приспособленным агрегатом для переплава металлического лома является дуговая электропечь, то она является центральным звеном в структуре такого завода, а технологические линии по переработке лома с получением прокатной продукции часто называют электросталеплавильными комплексами. Помимо дуговых сталеплавильных печей и установок ковшовой металлургии такие комплексы включают машины непрерывного литья заготовок, сортовые и проволочные прокатные станы.

Благодаря быстрому прогрессу в совершенствовании конструкции электропечей, технологии плавки и внепечной обработки, созданию высокопроизводительных машин непрерывного литья сортовых заготовок и высокоскоростных сортовых прокатных станов на фоне непрерывного подорожания коксующегося угля электросталеплавильные комплексы становятся всё более привлекательными. При относительно небольшом объёме производства, минимальном технологическом цикле, высокой загруженности агрегатов и их минимальных простоях, незначительных выбросах технологических отходов в окружающую среду они характеризуются относительно простой структурой управления, минимальными затратами на производство и могут быть целенаправленно ориентированы на региональных потребителей, быстро реагировать на частые изменения спроса на ту или иную продукцию и её качество. Такие комплексы показывают высокую рентабельность и оказываются экономически эффективными даже при объёмах производства 0,1 – 0,5 млн. т стали в год.

Учитывая небольшой объём производства, минимальные затраты на производство и управление, компактную планировку на минимальной площади, минимальную нагрузку на окружающую среду высокоэффективные электросталеплавильные комплексы получили название мини-заводов. В состав мини-заводов обычно входит одна или две (редко три) технологических линии «дуговая электропечь – агрегаты внепечной обработки – машина непрерывного литья заготовок».

Увеличение электрической мощности и вместимости дуговых печей, повышение скорости разлива металла способствовали быстрому увеличению производительности технологических линий. И если ещё в конце прошлого века термин мини-завод действительно соответствовал заводу с небольшим объёмом годового производства, то в настоящее время производительность одной технологической линии может достигать 2 млн. т стали в год, а электросталеплавильный комплекс из двух технологических линий в составе интегрированного комбината ОАО «ММК» способен производить 4 млн. т. Поэтому сейчас наряду с термином «мини-завод» для обозначения специализированного на переработке металлического лома завода всё чаще используется название «электросталеплавильный комплекс», причём такие комплексы стали создавать и в структуре интегрированных заводов, в частности ММК.

Высокая экономическая эффективность мини-заводов обусловила их быстрое распространение, в результате чего возникла острая конкуренция на рынке металлолома и повысилась цена лома. Кроме того, переплав лома приводит к загрязнению стали примесями цветных металлов, что ограничивает сортамент производимой на мини-заводах продукции.

Интегрированные мини-заводы. Большинство мини-заводов специализируется на производстве длинномерного сортового проката, мало чувствительного к примесям цветных металлов. Однако в последнее время электросталеплавильные комплексы в структуре интегрированных заводов, в том числе ММК, работают с потреблением в шихте жидкого чугуна, что позволяет им успешно производить и плоский прокат.

Использование в шихте дуговых сталеплавильных печей до 40 % жидкого чугуна существенно повышает технико-экономические показатели работы дуговой печи и позволяет получать сталь, пригодную для производства плоского проката. Однако это возможно лишь в том случае, когда электросталеплавильный комплекс вписан в структуру интегрированного завода.

При строительстве мини-заводов в районах с неразвитой металлургией для обеспечения качественным первородным сырьём их целесообразно комбинировать с агрегатами металлизации по технологиям Midrex, HYL и другими или с агрегатами получения жидкого чугуна по технологиям Corex, Finex и другими. Примерами заводов полного цикла, работающих с использованием металлизированного сырья, могут быть завод в Саудовской Аравии или Оскольский металлургический комбинат в России, а с получением жидкого чугуна по технологии Corex – завод Baosteel в КНР, по технологии Finex – завод Posko в Республике Корея.

Общим для отмеченных бездоменных технологий производства стали из руды является восстановление железа в агрегатах шахтного типа, поскольку в них легко реализовать противоток газов и шихтовых материалов и обеспечить тем самым хорошие условия теплообмена. Однако в использовании печей шахтного типа заключается и принципиальный недостаток этих технологий. Производи-

тельность шахтных агрегатов растёт с увеличением высоты шахты, однако при некоторой критической высоте возникают те же проблемы с газопроницаемостью шихты, что и в доменных печах.

Исходя из этого, для металлизации разрабатываются процессы, в которых твёрдофазное восстановление осуществляется на поду, например в кольцевых печах с вращающимся подом (процессы FASTMET и FASTMELT). В последние годы японская компания Kobe Steel Ltd разработала процесс ITmk3 (Iron-Making Technology Mark «3») прямого восстановления железа с получением гранулированного чугуна (nuggets) в кольцевой печи, в которой совмещены процессы восстановления, плавления и отделения шлака от чугуна.

При нагреве шихтовых материалов в слое на поду ухудшаются условия теплообмена между газами и шихтой, но устраняются ограничения шахтных агрегатов по газопроницаемости шихтовых материалов. В связи с этим существенно снижаются требования к шихтовым материалам по механическим свойствам, что позволяет, в частности, использовать менее прочные неспечённые рудоугольные окатыши.

В целом можно отметить, что развитие внедоменных восстановительных технологий позволило достаточно успешно решить проблему металлургического кокса, использовать природный газ и низкокачественный уголь в качестве не только топлива, но и восстановителя железа, снизить требования к качеству и подготовке рудных материалов.

Концепция завода по извлечению железа из комплексных руд. Рассмотренные варианты внедоменного получения чугуна базируются на теоретических предпосылках, разработанных для доменного процесса, поэтому также пригодны для переработки только железных моноруд. Однако в ряде регионов с длительно развивавшимся металлургическим производством, например в Западной Европе или на Южном Урале в России, запасы таких руд либо уже исчерпаны, либо близки к этому. Поэтому заводы в регионах со «старой» металлургией переходят на переработку металлического лома по схеме мини-заводов с неизбежным снижением качества металла. В то же время в ряде таких регионов имеются большие запасы комплексных, в том числе сидеритовых, титаномагнетитовых и ильменитовых руд, вовлечение в переработку которых способно обеспечить устойчивую работы металлургического комплекса на протяжении многих десятилетий при высоком качестве продукции. Однако при существующих технологиях извлечения железа переработка таких руд пока возможно только в ограниченных количествах в качестве добавок к традиционному сырью.

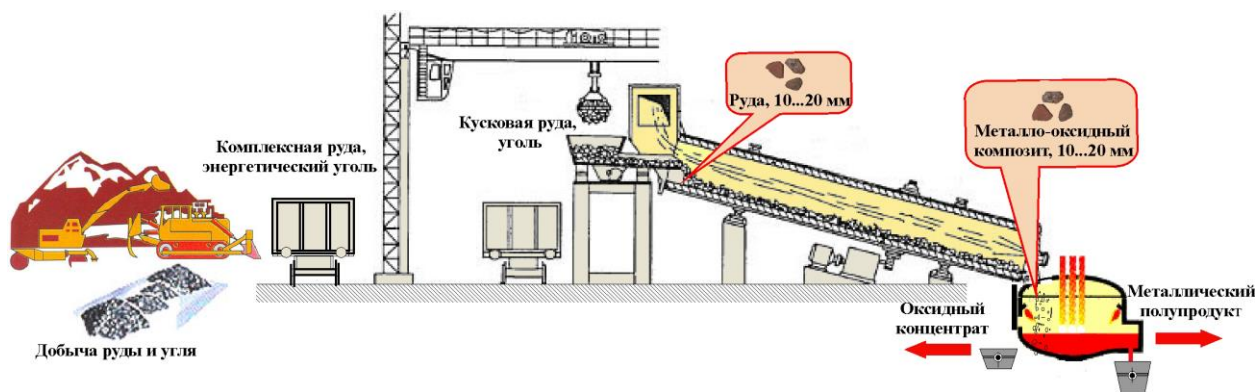
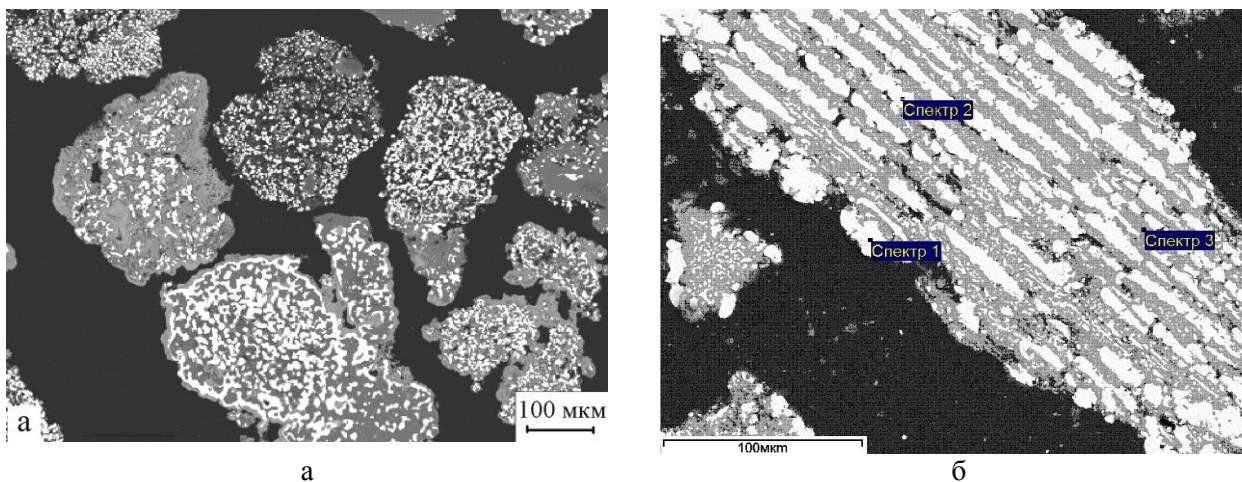


Рисунок 1 – Схема переработки комплексных ильменитовых, титаномагнетитовых и сидеритовых руд в кусках с получением металло-оксидных концентратов

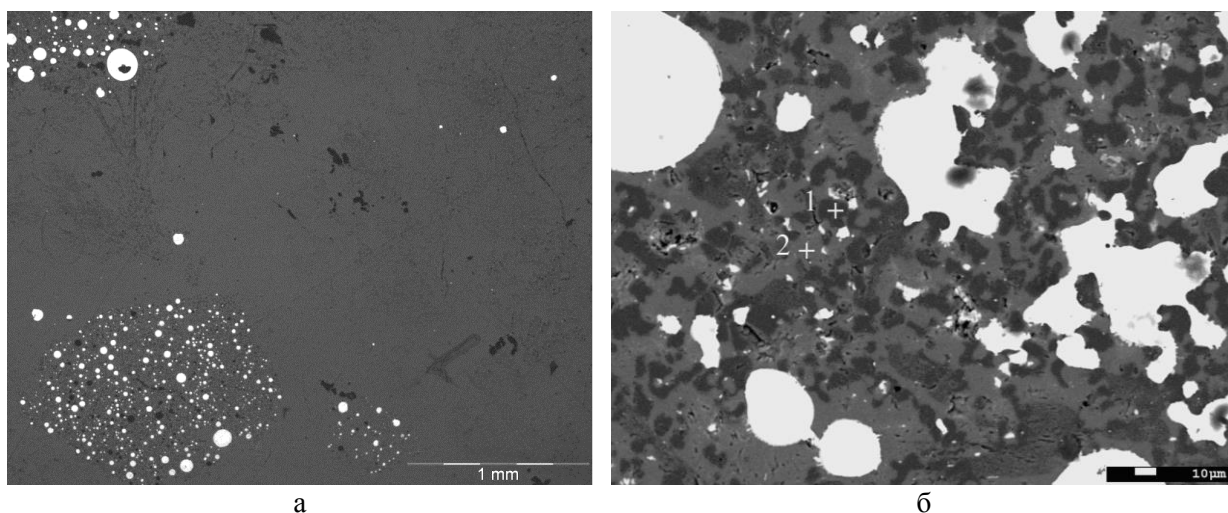
Нами разработаны теоретические принципы селективного восстановления железа в кристаллической решётке комплексных оксидов, в которых железо находится в узлах одной кристаллической решётки совместно с изоморфными катионами магния, марганца, алюминия, хрома, титана и других элементов [2 – 4]. На основе положений теории селективного восстановления в лабораторных условиях отработаны способы и определены параметры технологического процесса восстановления железа в кусковых сидеритовых, титаномагнетитовых, ильменитовых, хромитовых и других комплексных рудах с получением металло-оксидного композита, состоящего из чистого первородного железа и оксидов невосстанавливаемых металлов – магнезии, диоксида титана или высокотитанистого шлака (рисунки 1 и 2). Поскольку восстановление осуществляется в объёме кусков руды, то в восстановленный металл не попадают примеси, содержащиеся в угле, в том числе сера.



Состав фаз в спектрах: 1 – 98,04 % Fe, 1,96 % Ti; 2 – 97,44 % Fe, 2,56 % Ti;
3 – 67,71 % O; 0,99 % Fe, 29,33 % Ti

Рисунок 2 – Металло-оксидные композиты Fe–MgO (а) и Fe–TiO₂ (б), полученные из сидеритовой и ильменитовой руд

Железо-магнезиальный композит, получаемый из бакальской руды, содержит металлическое железо (60 – 85 %), оксид магния (15 – 25 %), оксиды марганца (3 – 6 %), а также в небольшом количестве остаточные оксиды железа, кремния и алюминия. Его можно использовать в неразделённом состоянии в электросталеплавильном производстве в качестве заменителя чугуна с целью разбавления примесей, вносимых металлическим ломом, и как источник поступления в шлак MgO, тормозящего эрозию футеровки. В конвертерном производстве он может применяться вместо магнезиальных флюсов, используемых для повышения содержания MgO в шлаках с целью увеличения стойкости огнеупорной футеровки, а также как источник поступления чистого первородного железа. При безфлюсовой плавке в дуговых печах из такого композита можно получить чистый металлический полупродукт и оксидный концентрат в виде гетерогенного шлака, содержащего до 80% MgO (рисунок 3). Такой концентрат вполне годится к использованию в дуговых печах и конвертерах в качестве магнезиального флюса.



% масс: 1 – 80,08 MgO; 0,59 Al₂O₃; 0,22 SiO₂; 0,29 CaO; 7,84 MnO; 10,98 FeO; 2 – 25,74 MgO; 0,80 Al₂O₃; 37,57 SiO₂; 26,74 CaO; 5,79 MnO; 3,35 FeO

Рисунок 3 – Растворение металло-оксидного композита Fe–MgO в шлаке (а) и состав оксидных фаз в объёме растворяющегося композита (б)

Состав железо-титанатного композита определяется соотношением оксидов в исходной руде. Однако в любом случае при разделительной плавке в дуговой печи весь титан остаётся в шлаковой

фазе. Концентрат диоксида титана, образующийся при разделительной плавке продуктов восстановления из ильменитовой руды, может быть использован для получения технического диоксида титана, а титанатные шлаки от плавки титаномагнетитов – для получения ферротитана [5 – 7].

Результаты лабораторных исследований подтверждены экспериментами по селективному восстановлению железа в промышленной трубчатой печи, подобрано стандартное оборудование для организации промышленного производства, оценены экономические показатели производства.

Селективное восстановление и извлечение железа из комплексных руд может осуществляться в уже разработанных и используемых в промышленных масштабах агрегатах, для этого не требуется глубокое обогащение руд и сложная многоступенчатая подготовка рудного сырья, в том числе производство агломерата, изготовление окатышей или брикетов. Восстановителем железа в комплексных рудах вместо дефицитного и дорогого кокса служит низкосортный энергетический уголь. Вследствие отсутствия необходимости получения кокса и агломерата резко улучшаются экологические показатели производства, а безфлюсовая технология разделительной плавки существенно уменьшает потребность в различных шлакообразующих добавках и образование отвальных шлаков. Безфлюсовая разделительная плавка не требует расплавления концентрата тугоплавких оксидов – они могут удаляться из плавильного агрегата в виде гетерогенного шлака. Значительно уменьшается расход энергии на плавление и благодаря поступлению в плавильный агрегат горячего продукта восстановления, а также использованию на нагрев руды в восстановительном агрегате тепла исходящих из плавильного агрегата газов. Несоизмеримо по сравнению с интегрированными заводами уменьшаются затраты на капитальное строительство – предлагаемая схема получения первородного железа из комплексных руд фактически предполагает создание «интегрированного» минизавода, аналогичного по масштабам производства и капитальным затратам существующим минизаводам по переработке металлического лома.

Заключение. Переработка нового металлургического сырья – комплексных железосодержащих руд должна базироваться на новых теоретических подходах и требует разработки новых технологических схем восстановления металлов. Возможность практического осуществления селективного восстановления и извлечения металлов из комплексных руд пока доказана лишь в лабораторных условиях. Но нет никаких принципиальных затруднений для проведения крупномасштабных исследований селективного восстановления и извлечения железа из комплексных руд в уже существующих агрегатах типа многоподовых, трубчатых или кольцевых печей.

Экономическая эффективность переработки комплексных руд по предлагаемой схеме при относительно небольших масштабах производства, определяемых производительностью восстановительных агрегатов, и относительно небольших капитальных вложениях может базироваться на получении высокотехнологичных продуктов с использованием уже разработанного технологического оборудования. На таких заводах целесообразно организовать глубокую переработку высококачественного первородного металла не только в дорогостоящую традиционную продукцию типа тонкой полосы, но и в продукцию с высокой добавленной стоимостью. В частности, на металлургическом микро-заводе можно организовать производство сердечников трансформаторов с уникально высоким уровнем магнитных свойств из нанокристаллической ленты, получаемой непосредственно из металлического расплава. Целесообразно также изготовление заготовок очень сложной формы, производимых методами прямого прототипирования из металлических микропорошков, которые можно получать методами распыления расплавов. По-видимому, на таких предприятиях целесообразно организовать и глубокую переработку второго продукта селективного восстановления, в частности концентрата оксидов титана для получения пигментного диоксида титана или сплавов титана, концентрата оксида магния – для изготовления магнезиальных флюсов для сталеплавильных агрегатов и других продуктов.

Безотходная технология пирометаллургической переработки комплексных железосодержащих руд с извлечением не только железа, но и других ценных компонентов без глубокой подготовки рудного сырья, использования кокса, производства агломерата, окатышей или брикетов, позволяющая получать чистое первородное железо и концентраты ценных оксидов в уже разработанных, изготавливаемых и используемых в промышленных масштабах агрегатах в полной мере отвечает всем современным требованиям, соответствует уровню науки и техники XXI века.

Масштабность решаемой проблемы вполне оправдывает целесообразность практической проверки предлагаемых подходов к переработке комплексных руд.

Библиографический список

1. Носов С.К., Рощин А.В., Рощин В.Е., Черняховский Б.П. Теоретическая база, современные технологии и инновации чёрной металлургии // *Электрометаллургия.* – 2012, №4. – С. 2-10.

2. Рошин В.Е., Рошин А.В. Физические основы селективного восстановления металлов в кристаллической решётке комплексных оксидов // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. 2013 . №5. –С. 44–54.
3. Рошин В.Е., Рошин А.В. Селективное восстановление металлов в решётке комплексных оксидов // Металлы. 2013, №2. –С. 12–20.
4. Рошин В.Е., Рошин А.В. Физика процессов окисления и восстановления металлов в твердой фазе/ Металлы. 2015, №3. –С. 19-25.
5. Рошин В.Е., Асанов А.В., Рошин А.В. Возможности двухстадийной переработки концентратов титаномагнетитовых руд // Электрометаллургия, № 6, 2010. – С. 15-25.
6. Рошин В.Е., Рошин А.В. Южно-Уральские титаномагнетиты как источник первородного железа для сталеплавильной и диоксида титана для титановой промышленности /Сборник трудов XIII Конгресса сталеплавильщиков. – Екатеринбург: ООО «Эзапринт». 2014. – С. 467-471.
7. Рошин В.Е., Рошин А.В. Основы селективного восстановления железа в титаномагнетитах с получением концентрата оксидов титана. Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР /Труды научно-практической конференции. – Екатеринбург: Уральский рабочий. 2015. – С. 68-73.

УДК 669.15-198

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАССЫПАЕМОСТИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ

Якушевич Н.Ф.¹, Максимов А.А.², Пронякин А.Ю.², Полях О.А.¹

¹Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

²ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,

г. Новокузнецк, Россия, PronyakinAU@kfw.ru

Аннотация: На основе диаграмм состояния систем Fe–Si и Fe–Si–Al рассмотрены процессы кристаллизации и твердофазных превращений в сплавах ФС-75, ФС-65, ФС-45 и влияние примесей (алюминия) на возможность рассыпания сплавов.

Ключевые слова: рассыпаемость, лебоит, эвтектика, моносиллицид, эвтектоидные и перитектоидные реакции.

THEORETICAL FOUNDATIONS DISINTEGRATION OF FERROSILICON

N.F. Yakushevich¹, A.A. Maksimov², A.Y. Pronyakin², O. A. Polyah¹

¹Siberian State Industrial University, Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru

²Kuznetsk Ferroalloys Ltd., Novokuznetsk, Russia, PronyakinAU@kfw.ru

Abstract: Based on the phase diagram of the Fe–Ni and Fe–Si–Al examines the processes of crystallization and solid phase transformations in alloys FS-75, FS-65, FS-45 and the effect of impurities (aluminum) the possibility of spilling alloys.

Key words: rassypaemost, lebo, eutectic monosilicide, eutectoid and peritectoid reaction.

Явление рассыпаемости слитков ферросилиция приводит к снижению выхода кондиционных товарных сортов ферросилиция, сопровождается выделением ядовитых и в определенных условиях пожароопасных и взрывоопасных газов [1]. Основными причинами этого явления считается возникновение термических напряжений при полиморфном превращении лебоита, сопровождающимся значительным увеличением объема ($\Delta V \approx 17\%$), влиянием примесей (Al, Ca, As, P, S) на образование в процессе кристаллизации легкоплавких многокомпонентных эвтектик, располагающихся по границам зерен кремния и силицидов железа и образующих с целевыми компонентами сплава (Fe, Si, C) сложные химические соединения (карбиды, фосфиды, арсениды, сульфиды), взаимодействующие с влагой воздуха с образованием гидратов (Ca(OH)₂, Al(OH)₃) и газообразных соединений (PH₃, AsH₃, H₂S, C₂H₂) [2, 3].

Более подробный анализ процессов кристаллизации и твердофазных превращений можно

сделать на основе современных диаграмм состояния (Fe–Si, Fe–Si–Al и др.) [2, 4, 5]. Фрагмент диаграммы состояния Fe–Si в интервале концентраций 33 – 100 % масс. Si представлен на рисунке 1.

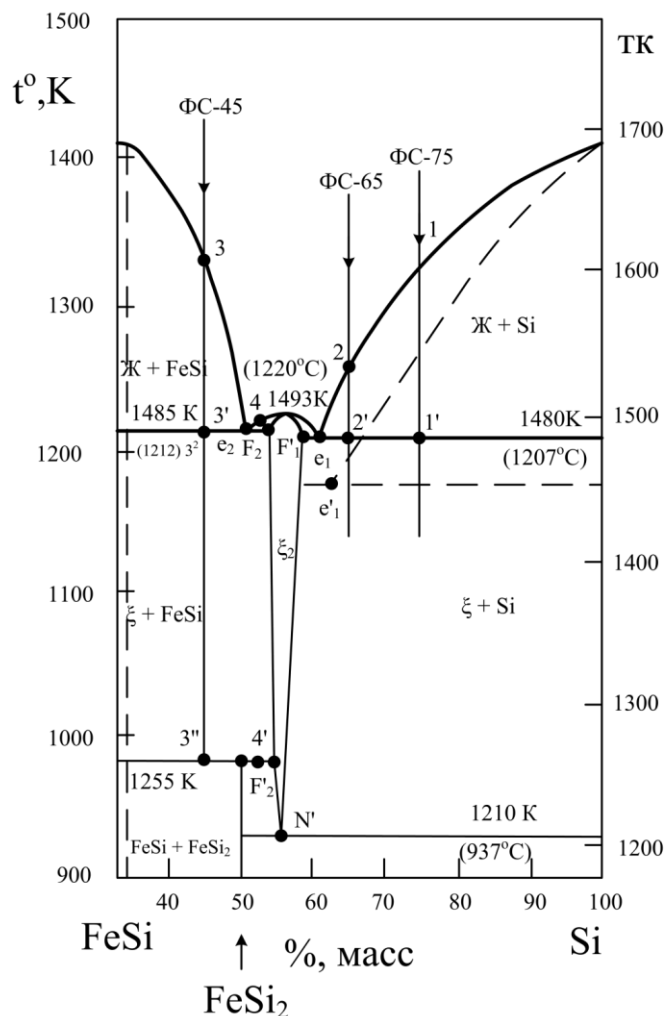


Рисунок 1 – Фрагмент диаграммы состояния Fe–Si

В диапазоне концентраций кремния 33,3 – 50,1 % масс. при охлаждении кристаллизуется моносилицид железа FeSi, в интервале концентраций кремния 61 – 100 % масс. при первичной кристаллизации выделяются кристаллы кремния, в промежуточном интервале концентраций 50,1 – 61 % масс. Si из жидкой фазы при охлаждении выделяется лебоит – ξ фаза FeSi_{2,33}, плавящаяся конгруентно при 1493 К. Плотность лебоита 5,06 г/см³. В твердом виде образует он растворы с кремнием и моносилицидом, область которых сужается до нулевых значений при 1210 К. С кремнием и моносилицидом лебоит образует эвтектики – e₁ (1480 К, 61 % масс. Si) и e₂ (1485 К, 50 % масс. Si). Состав лебоита, соответствующий точке конгруентного плавления (1493 К, 55 % масс. Si), идентифицируется как FeSi_{2,33}, однако, учитывая нестехиометричность растворов, его представляют как фазу FeSi₂, дефицитную по содержанию железа Fe_xSi_{2,33} (x=0,77–0,87). Лебоит участвует в двух эвтектических реакциях:



При $x_{Fe} = 0,77 - 0,82$ из пересыщенного по кремнию раствора лебоита при охлаждении от 1480 до 1210 К выделяются кристаллы кремния:



При 1210 К лебоит распадается по перитектоидной реакции с образованием стехиометриче-

ского дисилицида $FeSi_2$ и кремния:



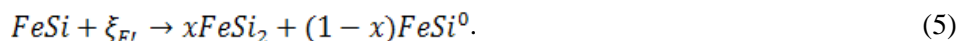
Это превращение протекает с увеличением объема (до 17 %) и является одной из основных причин рассыпаемости сплавов с содержанием кремния 65 % масс. и более. Так как в этих сплавах лебоит образуется в процессе кристаллизации эвтектики e_1 в виде мелкодисперсной эвтектической смеси ($\xi+Si$), а при охлаждении рост зерен практически не происходит, более того, происходит частичный распад лебоита, с образованием новой фазы (кремния), уже на этом этапе в структуре эвтектической твердой смеси возникают локальные напряжения и микротрещины. При кристаллизации сплава ФС-75 количество жидкого эвтектического расплава $e_1 \approx 50$ %. Количество кристаллов кремния в эвтектической смеси менее 10 % и, следовательно, количество лебоита при равновесной кристаллизации может достигать ≈ 40 % от массы исходного расплава.

При кристаллизации сплава ФС-65 количество кристаллов кремния, выделяющихся в интервале температур 1570 – 1480 К (т. 2–2'), значительно меньше (≈ 25 %), а эвтектической смеси ($\xi+Si$), образующейся при кристаллизации расплава состава e_1 (61 % Si) – значительно больше (75 %), что обуславливает большую, по сравнению с ФС-75, склонность к рассыпанию (количество лебоита в этом сплаве при равновесной кристаллизации может достигать 65 %). Следует отметить, что при значительном нагреве сплавов над поверхностью ликвидуса и последующем резком охлаждении (что часто имеет место при разливке ферросилиция) температура начала кристаллизации снижается, а в последующем, за счет более интенсивного выделения теплоты кристаллизации снижается также и температура конца кристаллизации, и изменяются параметры эвтектик (пунктирные линии на рисунке 1).

При кристаллизации сплава ФС-45 в качестве первично кристаллизующейся фазы в интервале температур 1600 – 1485 К (т. 3–3') выделяются кристаллы моносилицида кремния, их количество при достижении температуры эвтектики e_2 (1485 К) составит при равновесной (без переохлаждения) кристаллизации ≈ 33 % (соответственно ≈ 67 % эвтектики e_2).

При 1485 К протекает эвтектическая реакция (2), в результате которой из жидкого расплава состава e_2 выделяются моносилицид железа $FeSi$ и твердый раствор лебоита состава точки F_2 (50,1 % Si). В закристаллизованной эвтектической смеси ($FeSi$ +лебоит F_2) содержится ≈ 19 % кристаллов кремния и, соответственно, ≈ 81 % лебоита, то есть всего фазы лебоита ≈ 54 %.

При охлаждении до 1255 К лебоит состава F'_2 вступает в реакцию с моносилицидом;



При этом лебоит полностью исчезает, а моносилицид остается в избытке ($FeSi^0$). После реакции в сплаве должно содержаться ≈ 30 % остаточного моносилицида и 70 % дисилицида $FeSi_2$.

При охлаждении сплавов, содержащих 50 – 54 % Si ($e_2 - F_2$), например, сплав состава т.4, при 1255 К взаимодействие моносилицида $FeSi$ с лебоитом приводит к исчезновению моносилицида, а лебоит состава F'_2 остается в избытке (ξ^0):



При дальнейшем охлаждении количество и состав компонентов смеси дисилицид–лебоит изменяется незначительно, а при 1210 К остаточный лебоит состава т. N' взаимодействует с дисилицидом с образованием кремния и исчезновением лебоита:



Реакция (7) протекает с увеличением объема, однако поскольку количество лебоита в т. 4' незначительно, она не оказывает существенного влияния на рассыпаемость сплава.

Особый интерес представляет кристаллизация сплава, соответствующего по составу точке конгруэнтного плавления лебоита. В этом случае в отсутствие посторонних примесей при медленном охлаждении может наблюдаться псевдомонокристалльная кристаллизация с образованием только крупных монокристаллов лебоита, которые при охлаждении до 1210 К продиссоциирует на кремний и дисилицид $FeSi_2$ (эвтектоидная реакция):



Эта реакция, которая раньше идентифицировалась как полиморфное превращение лебоита, протекает с увеличением объема, однако крупные прочные монокристаллы лебоита могут длительное

время выдерживать без разрушений возникающие в них напряжения, а небольшая площадь межзеренных границ минимизирует влияние примесей на процесс рассыпания. В этом случае система оказывается термодинамически нестабильной и при наличии провоцирующих факторов (длительное хранение, наличие примесей, повышенная влажность) такие сплавы также могут рассыпаться.

Особое значение в проблеме рассыпаемости ферросилиция занимают примеси Al, Ca, P, As, S, C, которые поступают в ферросилиций с сырьевыми материалами (кварциты, пески, коксы, угли, железная стружка, окалина и др.). Влияние примесей на процесс кристаллизации с участием лебоята рассмотрено на примере хорошо изученной системы Fe–Si–Al, диаграмма состояния которой представлена на рис. 2 [4].

Алюминий присутствует в ферросилиции в качестве примеси, в наибольших по сравнению с другими примесями концентрациях (до 2 % и более) и его влияние на процесс кристаллизации наиболее показательно.

В соответствии с диаграммой состояния системы Fe–Si–Al, кроме кремния и силицидов в конечных фазах кристаллизации могут образовываться тройные химические соединения, плавящиеся инконгруентно: $Al_3Fe_3Si_2$, $Al_{12}Fe_6Si_5$, $Al_9Fe_5Si_5$, Al_3FeSi_2 , $Al_{15}Fe_6Si_5$, Al_4FeSi . Непосредственно к полям кристаллизации кремния, лебоята и моносилицида примыкают поля кристаллизации соединений $Al_3Fe_3Si_2$, $Al_9Fe_5Si_5$, которые присутствуют в фазах конечной кристаллизации.

При кристаллизации сплава ФС-75, содержащего $\approx 1,5\%$ Al, точка состава сплава (т. 1) лежит в поле кристаллизации кремния, на участке 1–1' из жидкого расплава выделяются кристаллы кремния, далее, вдоль пограничной кривой моновариантного равновесия e_1-u_6 из расплава кристаллизуются одновременно две кристаллические фазы – кремний и лебоит, заканчивается кристаллизация в точке u_6 при температуре 880°C по перитектической реакции:

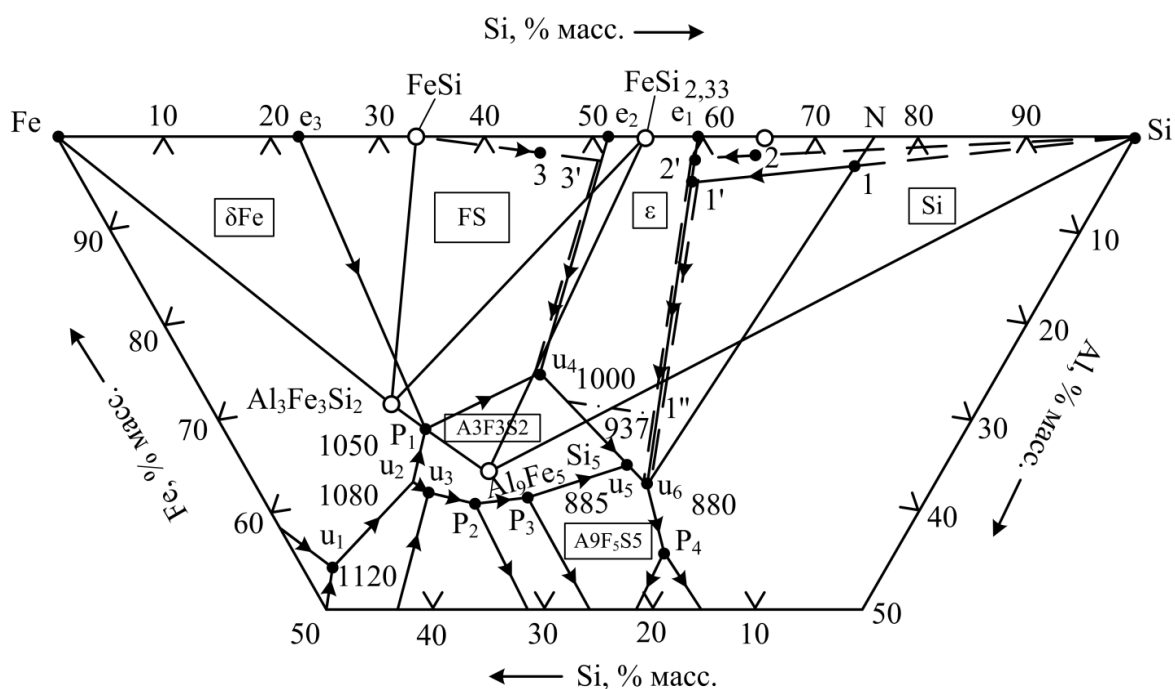


Рисунок 2 – Фрагмент диаграммы состояния системы Fe–Si–Al



Переход лебоята в дисилицид $FeSi_2$ совершается вдоль изотермы 937°C , а конкретно для сплавов ФС-75 и ФС-65 – в точке 1'' на пограничной кривой e_1-u_6 . Следовательно, на участке 1'–1'' протекает эвтектическая реакция:



а на участке 1''– u_6 :



Заканчивается кристаллизация в инвариантной точке четырехвариантного равновесия u_6 при $880\text{ }^\circ\text{C}$, при этом содержание алюминия в жидком маточном расплаве состава т. u_6 возрастает до 38 %, а содержание кремния, соответственно, снижается до 36 %. Количество жидкости, кристаллизующейся в т. u_6 , характеризуется отрезком $1-N_1$ на прямой $N_1 - u_6$ и составляет $\approx 4,5\%$, количественное соотношение $\text{Si}:\text{FeSi}_2 \approx 1:1$.

Кристаллизация сплава ФС-65 ($\text{Al} \approx 1\%$) – т. 2, протекает аналогично, с той разницей, что количество кристаллов кремния, выделившегося на участке первичной кристаллизации ($2-2'$) будет значительно меньше ($\approx 20\%$), а кристаллов FeSi_2 , образовавшихся в результате реакции (11) – больше ($\approx 78\%$), что в значительной степени предопределяет повышенную рассыпаемость ферросилиция.

Кристаллизация сплава ФС-45 ($\text{Al} \approx 1\%$) протекает иначе. Точка состава сплава 3 лежит в поле элементарного фазного треугольника $\text{FeSi}-\xi-\text{Al}_3\text{Fe}_3\text{Si}_2$, вследствие чего расплав заканчивает кристаллизацию в инвариантной точке четырехфазного равновесия u_4 ($\text{Al} 26\%$, $\text{Si} 32\%$) при температуре $\approx 1000\text{ }^\circ\text{C}$. Так как точка состава сплава ФС-45 лежит в поле кристаллизации моносилицида FeSi , то в результате первичной кристаллизации на участке $3-3'$ выделяются кристаллы моносилицида в количестве $\approx 33\%$ от массы расплава. При дальнейшем охлаждении кристаллизация идет по моновариантной пограничной кривой e_2-u_4 с выделением на участке $3'-u_{11}$ двух твердых фаз – моносилицида FeSi и лебоита Fe_xSi_2 , при этом концентрация алюминия в остаточном маточном расплаве возрастает до 26%, а концентрация кремния снижается до 32 %. В конечной инвариантной точке пути кристаллизации u_4 протекает перитектическая реакция:



Количество конечного жидкого расплава состава т. u_4 , кристаллизующегося при $1000\text{ }^\circ\text{C}$ при исходном содержании алюминия 1 %, составляет $\approx 7\%$.

Следует отметить, что эвтектоидные и перитектоидные реакции (5) – (7) при наличии примесей (Al , Ca , P) протекают в присутствии жидкой фазы, и часть напряжений, возникающих при увеличении объема воспринимается жидкостью, что приводит к значительному повышению давления, а после окончания кристаллизации – к концентрации напряжений на границах зерен матричных кристаллов (FeSi , FeSi_2 , Si) и избыточных фаз выделения (сложные соединения с примесями).

Наличие в структурных фазах ферросилиция кальция и фосфора усложняет анализ, однако, так как содержание кальция в 4 – 5 раз, а фосфора в 40 – 50 раз меньше содержания алюминия, доля соединений с кальцием и фосфором очень мала и их количественное участие в процессе кристаллизации несущественно.

Выводы

На основании анализа диаграмм состояния систем $\text{Fe}-\text{Si}$ и $\text{Fe}-\text{Si}-\text{Al}$, показано, что механизм процесса рассыпания ферросилиция сложен и зависит от состава сплава, степени его перегрева, скорости охлаждения и степени завершенности твердофазных эвтектоидных и перитектоидных реакций, относительного количества эвтектических структур и, соответственно, площади межзеренных поверхностей в закристаллизовавшихся смесях, присутствия примесей, обеспечивающих протекание фазово-химических превращений в присутствии жидкой фазы, вплоть до конечной температуры кристаллизации, которая на 300 – 400 К ниже температур кристаллизации двойных эвтектик e_1 и e_2 , и приводящих к значительному увеличению количества межзеренных фаз выделения, их состава и структуры.

Библиографический список

1. Зубов В.Л. Электрометаллургия ферросилиция, физико-химия и технология получения ферросилиция / В.Л. Зубов, М.И. Гасик. – Днепропетровск, Системные технологии, 2002. – 703 с.
2. Гельд П.В. Силициды и переходные металлы четвертого периода / П.В. Гельд, М.И. Гасик. – М.: Металлургия. 1971. – 584 с.
3. Радугин В.А. Исследование механизма рассыпаемости ферросилиция / В.А. Радугин // В сб. «Совершенствование производства ферросилиция» – Новокузнецк, 1997. – С. 28-32.
4. Диаграммы состояния двойных и многокомпонентных систем на основе железа : Справочник // подред О.А. Банных, М.Е. Дриц. – М., Металлургия, 1986. – 439 с.
5. Диаграммы состояния двойных металлических систем : Справочник // под общей ред. Н.П. Лякишева. – М., Машиностроение, 1997. – 1024 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДОГРЕВА МЕТАЛЛОШИХТЫ В УСТАНОВКАХ РАЗЛИЧНОГО ТИПА

Корнеев С.В., Трусова И.А., Кабишов С.М.

*Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Республика Беларусь, svkor7@mail.ru*

Аннотация: В работе рассмотрены некоторые подходы, применяемые при моделировании нагрева металлошихты. Определены факторы, оказывающие влияние на выбор моделей конкретных нагревательных установок. Представлены результаты моделирования шахтного нагрева металлошихты.

Ключевые слова: Металлошихта, нагрев, моделирование, теплопроводность, шахтная печь.

SIMULATION OF SCRAP PREHEATING IN INSTALLATION OF DIFFERENT TYPE

Korneev S.V., Trusova I.A., Kabishov S.M.

*Belarusian National Technical University,
Minsk, Republic of Belarus*

Abstract: The paper discusses some approaches used in modeling the heating of metal scrap. The factors influencing the choice of models of specific heating installations were defined. The results of modeling heating scrap in shaft furnace were shown.

Key words: Scrap, heating, modeling, thermal conductivity, shaft furnace.

Для повышения технико-экономических показателей работы сталеплавильных цехов внедряют современные электродуговые печи с интегрированным подогревом металлошихты или включают в технологический процесс отдельные установки подогрева металлошихты. При внедрении и дальнейшей эксплуатации установок подогрева актуальными являются вопросы моделирования их работы.

Погрешности, возникающие при моделировании подогрева металлошихты

Для минимизации погрешностей анализируют причины их возникновения: излишнее упрощение или усложнение на этапе физического моделирования; недостаточность информации о свойствах объектов; ошибки, допущенные при написании модели; погрешность расчетной программы.

Выбор размерности задач определяется комплексом факторов, основными из которых являются приемлемая точность и трудоемкость решения (затраты на построение модели и использование компьютерных ресурсов) [1]. В процессах нагрева металлошихты в большинстве случаев справедливо задание граничных условий III-рода.

Основным критерием выбора размерности задачи является отношение конечной температуры нагрева объекта T_0 к температуре среды теплоносителя T_T ($K_{T_0} = T_0/T_T$). Например, уровни погрешности расчета температуры центра призматического объекта с сечением в виде квадрата при понижении размерности задачи $3D \rightarrow 1D$ для граничных условий III-рода при $Bi = 1$ и $n = 1$ в случае его нагрева до температуры равной половине температуры среды и 90% температуры среды ($K_{T_0} = 0,5$ и $K_{T_0} = 0,9$) различаются более чем в три раза. В первом случае относительная погрешность составляет 0,375, а во втором – 0,1 [1].

Вторым критерием, влияющим на уровень погрешности и выбор размерности задачи, является критерий соотношений геометрических размеров по осям координат $K_n = n = L_i/R$. Определено, что при отношении длины куска металла к характерному размеру по сечению более 5, можно понижать размерность задачи без существенной потери точности.

Для зависимости погрешности понижения размерности задачи от числа Фурье (времени) характерен максимум, положение которого зависит от критерия Био и соотношения геометрических размеров по осям координат. Это связано с тем, что концы объекта нагреваются быстрее и поток через их поверхность при росте температуры поверхности быстро уменьшается.

Сопоставление результатов моделирования осложняется тем, что модели с определенными граничными условиями основаны на физических параметрах процесса, а не технологических (имеется разброс параметров металлошихты, колебания производительности и т.д.). Как следует из работы

[2] и других источников, в процессе плавки изменяются как значения температуры газов, так и их количество и состав, поэтому помимо энтальпии газов будут изменяться и скорости их движения в установке подогрева металлошихты, а, следовательно, и коэффициенты теплоотдачи к поверхности металлошихты. Из данных [2] следует, что температура удаляемых газов на протяжении плавки может изменяться от 300 °С до 1200 °С и более.

Схемы нагрева металлошихты

В зависимости от производственных условий схемы подогрева можно разделить на несколько случаев:

- 1) вертикальная или наклонная шахта с плотным заполнением и неподвижным слоем (схема характерна для шахтных печей с удерживающими пальцами);
- 2) шахта с плотным заполнением и непрерывным движением металлошихты (шахтные печи с толкателями);
- 3) горизонтальная или наклонная шахта с неполным заполнением. Схема характерна для нагрева лома в корзинах совкового (лоткового) типа и конвейерного подогрева. Поток газов разделяется на поток, проходящий в слое металлошихты и в свободном сечении шахты;
- 4) цилиндрическая или прямоугольная шахта малой высоты со струйным нагревом слоя горелками, в том числе и конвейерные тоннели с горелками.

Для отдельных установок подогрева, применяемых на практике, также возможны комбинации из рассмотренных случаев.

Упрощенная модель нагрева материала в противотоке

Закономерности распределения температур в противотоке определяются величинами водяных чисел потоков W (Вт/К), которые представляют собой произведение расхода потока вещества G на удельную теплоемкость c ($W = G \cdot c$). Водяной эквивалент потока газа в дальнейшем обозначается W_g , а материала (шихты) – W_m .

Рассмотрим случай, когда $W_g > W_m$. При условии завершения теплообмена шихта отбирает от газа практически всю возможную теплоту, нагреваясь до температуры поступающих в слой газов t_0 [3].

Для частиц, представляющих собой термически тонкие тела, при завершении теплообмена конечная температура металла достигает начальной температуры газов $t''_i = t'_a$.

Тогда конечную температуру газов можно определить по формуле

$$t''_g = (W_g - W_m) / W_g \times (t'_g - t'_m). \quad (1)$$

Приведенное выражение можно использовать для практических целей с поправками. Если действительная температура газа в конце шахты оказывается больше расчетной, то это значит, что действительная температура металла будет меньше расчетной и имеется значительный градиент температуры по сечению кусков лома.

Состав газов и их температуру на современных электродуговых печах контролируют различными способами, при этом данная операция возможна в режиме реального времени [2].

При наличии возможности измерения расхода газов и температур газов до и после установки, определение действительной среднemasсовой температуры возможно на основе теплового баланса.

$$Q_m = m_m c_m (t''_m - t'_m) \tau = V_{гг} c_{гг} t'_g \tau - (V_g + \Delta V) c_{гг} t''_g \tau, \quad (2)$$

где ΔV – объем подсосов воздуха в шахту.

При непрерывном движении металлошихты в установке изменение относительной температуры шихты можно определить [3]:

$$\Theta_m = \frac{(t_m - t_{нач})}{(t_0 - t_{нач})} = 1 - \exp \left[-\frac{k_v}{c_m} \cdot \left(1 - \frac{W_m}{W_g} \right) \cdot \frac{H}{w_m} \right], \quad (3)$$

где t_m , $t_{нач}$ – текущая и начальная температура шихты, °С; t_0 – начальная температура газов, °С;

k_v – суммарный объемный коэффициент теплопередачи, Вт/(м³·К);

c_m – теплоемкость насыпного 1 м³ шихты, кДж/(м³·К);

H – положение сечения слоя, считая от места загрузки шихты, м;

w_m – скорость движения шихты, м/ч.

В реальных условиях завершённость процессов теплообмена имеет место на 95 %, т.е. $\Theta_i = 0,95$.

Рассмотрим случай, когда $W_{\Gamma} < W_M$. Газовый поток отдает практически всю свою теплоту шихте и сам охлаждается до начальной температуры. Конечная температура металла

$$t_M'' = (W_M - W_{\Gamma}) / W_M \cdot t_{\Gamma}' \quad (4)$$

Интенсивность развития тепловых явлений определяется величиной коэффициента теплообмена. При анализе слоевых процессов удобно пользоваться объемным коэффициентом теплоотдачи α_v , Вт/(м³·К) вместо поверхностного.

Суммарный коэффициент теплопередачи k_v , учитывающий как внешнее, так и внутреннее тепловые сопротивления, определяют по формуле:

$$k_v = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_v} + \frac{d_i^2}{A \cdot (1-f) \cdot \lambda_i}}, \text{ Вт/(м}^3 \cdot \text{К)}, \quad (5)$$

в которой числовой коэффициент A принимается равным 75 для кусков произвольной формы, а λ_i – теплопроводность частиц [3].

Значение α_v можно использовать по аналогии с условиями работы шахтных печей [3].

Объемный коэффициент теплоотдачи также использовали в работе [4] при расчете прогрева металлошихты при ее нагреве и плавлении в электродуговой печи. В этом случае объемный коэффициент теплоотдачи определяли по формуле:

$$\alpha_v = 6(1-\varepsilon) / d_s^2 \lambda_g (2 + 1,1 \cdot \text{Pr}^{1/3} \cdot \text{Re}^{0,6}), \quad (6)$$

где d_s – эквивалентный диаметр твердой частицы, м; ε – пористость

Моделирование переноса теплоты в металлошихте при задании эффективного коэффициента теплопроводности

При высокотемпературном нагреве пористых материалов большую роль играет теплообмен теплопроводностью и излучением внутри слоя, поэтому авторами были исследованы варианты теплопереноса в слое металлошихты без продувки этого слоя газами.

Основными параметрами, влияющими на значения коэффициентов переноса, являются пористость, температура и размеры кусков. Например, при перпендикулярном расположении слоев сплошного металла к направлению распространению теплоты эффективный коэффициент теплопроводности можно определить:

$$\lambda_{\text{эфф}} = \lambda_m \lambda_{\text{п}} / (\lambda_m P + \lambda_{\text{п}} (1 - P)), \quad (7)$$

где λ_T – коэффициент теплопроводности твердого металла в зависимости от температуры, Вт/(м·К);

$\lambda_{\text{п}}$ – эффективный коэффициент теплопроводности воздушных прослоек, Вт/(м·К);

P – пористость объема металлошихты.

Коэффициент теплопроводности внутри воздушных прослоек складывается из коэффициента теплопроводности воздуха внутри пор и эффективного коэффициента лучистой теплопроводности, рассмотренного например, в работе [5].

Для проверки справедливости предложенного подхода нами были проведены экспериментальные исследования нагрева лома. Для обеспечения приближения одномерной задачи лом укладывали в колодец, сооруженный из шамотного кирпича и оснащенный по высоте термопарами.

По результатам экспериментальных нагревов были определены значения эффективного коэффициента теплопроводности, которые изменялись с увеличением температуры от 1,7 до 17 Вт/(м·К). Было также экспериментально показано, что на эффективный коэффициент теплопроводности влияние оказывает ориентация кусков лома к потоку тепла.

Моделирование нагрева металла при решении радиационной задачи

Также был рассмотрен подход по исследованию распространения теплоты в слое при решении радиационной задачи. Конвективную составляющую намеренно принимали равной нулю.

Для серых тел радиационный поток можно записать в следующем виде

$$q_j = \varepsilon_j (P_j - \sigma T_j^4), \quad (8)$$

где ε_j – излучательная способность поверхности тела;

P_j – полный падающий на поверхность тела радиационный поток;

σ – постоянная Стефана-Больцмана;

T_j – температура поверхности тела.

Полный падающий на поверхность тела радиационный поток можно представить как сумму

$$P_j = P_{mj} + F_{aj}\sigma T_{aj}^4, \quad (9)$$

где P_{mj} – взаимное излучение приходящее от всех границ в модели, Вт/м²;

F_{aj} – коэффициент облученности, равный доле области пространства не покрытой другими границами и изменяющийся в пределах от 0 до 1; T_{aj} – температура удаленного источника (среды).

Задача внутреннего теплообмена решалась для каждого куска металлолома. В качестве граничного условия задавали тепловой поток на поперечной поверхности в начале шахты. Исследования проводили при использовании пакета Comsol Multiphysics.

Результаты решения задачи при перпендикулярном расположении кусков металла к оси шахты и комбинированном (параллельном и перпендикулярном) расположении показали, что среднemasовые температуры нагрева в первом случае меньше в 1,51 раза. Средняя температура в случае использования шахты с водоохлаждаемыми стенками и комбинированным расположением металла оказалась меньше в 1,47 раза, чем с огнеупорными стенами.

Математическая модель нагрева металлошихты при продувке ее газами

Для исследования влияния вида металлошихты на эффективность ее предварительного подогрева удаляемыми из печи газами разработана модель, включающая задачу сопряженного теплообмена между кусками металлошихты и удаляемыми из печи газами и внутреннюю задачу теплопроводности:

$$\begin{aligned} \rho_{\text{нас}} c_p S_{\kappa} dz \frac{dT_M(z)}{d\tau} &= \alpha(z)(T_g(z) - \bar{T}_s(z))dF; \\ c_{p-g} G_g dT_g &= \alpha(z)(T_g(z) - \bar{T}_s)dF; \\ \rho(T)c_p(T) \frac{\partial T}{\partial \tau} &= \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda_x(T) \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda_y(T) \frac{\partial T}{\partial y} \right); \\ -\lambda \frac{\partial T}{\partial n} &= \alpha(z)(T_g(x) - \bar{T}_s); \\ T(\tau=0) &= T_{M0} = \text{const}; \quad T_g(z=0) = T_{g0} = f(\tau), \end{aligned} \quad (10)$$

где $\rho_{\text{нас}}$ – насыпная плотность металлошихты;

c_p, c_{p-g} – соответственно, теплоемкость металлошихты и газов;

S_{κ} – площадь сечения шахты;

$\alpha(z)$ – коэффициент теплоотдачи от газов к поверхности кусков металлошихты;

T_M, T_g – соответственно, температура металла и газа;

$\bar{T}_s(z)$ – средняя температура поверхности металла;

G_g – массовый расход газа.

Для учета потерь с охлаждающей водой (при использовании водоохлаждаемых панелей) физико-математическую модель целесообразно дополнить условием охлаждения газа на каждом элементарном участке в зависимости от расхода воды, термического сопротивления передаче от газов к воде через металлическую стенку и площади водоохлаждаемых стен.

В работе [6] приведены сведения о результатах экспериментов по нагреву лома с различной насыпной плотностью (600 – 1100 кг/м³) в шахтной системе подогрева UL-BA. Отмечается, что в процессе подогрева металлошихты в шахте может происходить частичное оплавление кусков, а также показано, что при использовании водоохлаждаемых панелей ломом поглощается только 44 % теп-

лоты газов, остальное теряется с охлаждающей водой (38 %) и отходящими газами (18 %).

Моделирование нагрева металлошихты при прохождении газов через слой металлошихты

Результаты расчетов температуры газов на выходе из шахты и среднемассовой температуры нагрева лома при различных характерных размерах кусков и постоянной начальной температуре газов приведены в работе [7]. На рисунке 1 представлена среднемассовая температура подогрева лома при переменной начальной температуре газов, увеличивающейся во времени от 800 до 1600 °С в течение 50 минут.

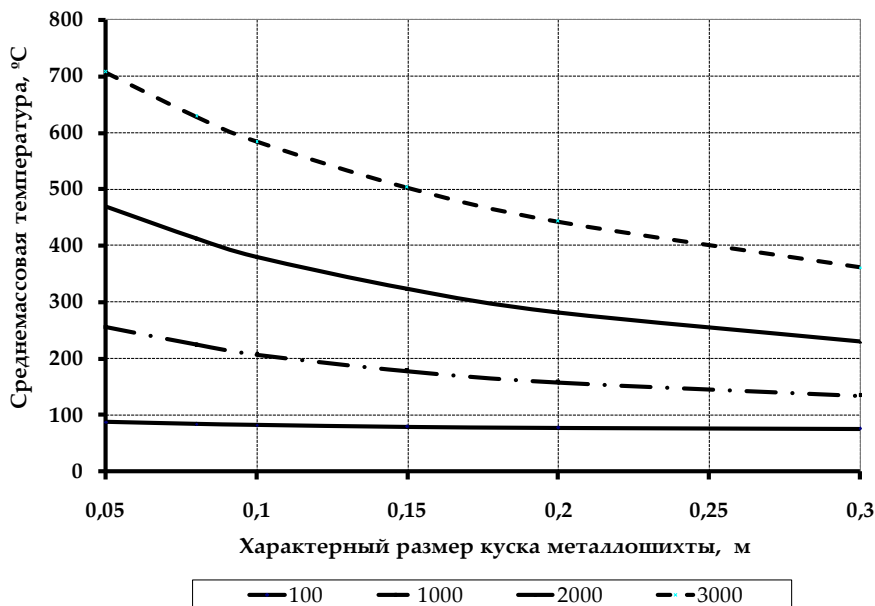


Рисунок 1 – Зависимость температуры подогрева лома от среднего размера куска металлошихты при изменяющейся температуре удаляемых из печи газов в различные моменты времени

Таким образом, предложенная физико-математическая модель позволяет использовать любую зависимость температуры газов на входе в шахту от времени. Данная модель также наиболее адекватно описывает нагрев металлошихты, состоящей из крупных кусков.

Моделирование пламенного нагрева слоя лома

Интересен также опыт исследований пламенного подогрева металлолома применяемого в установках непрерывного нагрева. В стандартной системе Consteel лом транспортируется в ЭДП через тоннель, где он нагревается отходящими из печи (при температуре около 1500 °С) газами. Система Consteel® Evolution™ отличается разделением тоннеля нагрева на две секции: тоннель А, который остается таким же, как в стандартной системе, и тоннель В, где лом нагревается за счет горелок [8].

В работе [8] приведен подход, использованный для моделирования пламенного нагрева металлолома на конвейере. Для учета проникновения пламени от горелок в слой металлошихты была создана CFD модель. Глубина канавок в сплошном материале была принята равной длине проникновения пламени, в то время как ширина канавки была выбрана такой, чтобы поддерживать реальное соотношение между площадью и объемом (A/V). Площадь (A) и объем (V) были рассчитаны в соответствии с пористостью и характерным размером пустот. Затем металлошихта была представлена в виде твердого материала с эквивалентной плотностью (ρ_{eq}) и эквивалентной проводимостью (k_{eq}).

Выводы

Результаты исследования влияния различных факторов на точность моделирования нагрева металла показывают, что предварительный анализ основных закономерностей теплофизических процессов, предшествующий моделированию работы установок подогрева, может способствовать упрощению расчетных моделей без существенной потери точности, а игнорирование некоторых изменяющихся технологических факторов может приводить к ошибкам при параметрической идентификации моделей или сопоставлении результатов моделирования и производственных данных.

Библиографический список

1. Корнеев С.В. Область применения одно-, двух- и трехмерных моделей нагрева и охлаждения // «Весці Нацыянальнай акадэміі навук Беларусі» в 4 частях, Ч.3, Минск: Беларуская навука, 2008. – 461 с., С. 318-402

2. Pfeifer, H., T. Echtherhof Improved EAF Process Control Using On-Line Offgas Analysis – OFFGAS / Final report EUR 25048 EN Contract RFSR-CT-2006-00004, European Union, 2011
3. Зобнин., Б.Ф., Казяев М.Д., Китаев Б.И. Теплотехнические расчеты металлургических печей, М.: Металлургия, 1982. - 360 с.
4. Станкевич Ю.А., Тимошпольский В.И., Павлюкевич Н.В., Герман М.Л., Гринчук П.С. Математическая модель и численный алгоритм расчета нагрева и плавления металлошихты в дуговой сталеплавильной печи / 6-й Минский международный форум по тепло- и массообмену. Минск, 2008
5. Трусова И.А., Ратников П.Э., Корнеев С.В., Вайс Р.Б. Анализ теплофизических свойств металлошихты при выплавке в дуговых сталеплавильных печах // Труды международной научно-технической конференции «Металлургия и литейное производство 2007. Беларусь» 6-7 сентября, ПО БМЗ, г. Жлобин.
6. New scrap preheating system for electric arc furnace (UL-BA) / Nakano Hiroaki, Uchida Sihjiro, Arita Koji, Kuroda Hitoshi // 6th Eur. Elec. Steelmak. Conf., Dusseldorf, June 13-15, 1999: Proc. – Dusseldorf, 1999. P. 84-90.
7. Тимошпольский В.И., Корнеев С.В. Тепло- и массообмен в дуговых сталеплавильных печах // 6-й Минский международный форум по тепло- и массообмену. 2008. Т.2., С. 333-334.
8. [Электронный ресурс]. url: <http://www.industrialheating.com/articles/> с. giavani, e. malfa, f. memoli consteel® evolution™ - the second generation of consteel technology 2012/ (дата обращения: 20.06.2015).

УДК 621.365.5:669.187.2

ОБ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КАТУШКАХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧЕЙ

Левшин Г.Е., Малышев И.В.

*Алтайский государственный технический университет
г. Барнаул, Россия, levshing@mail.ru*

Аннотация: Проведен анализ основных параметров главного элемента индукционной тигельной печи – электрической катушки – и их взаимосвязи с параметрами печи. Предложены новые критерии оценки эффективности работы катушки и пути ее повышения.

Ключевые слова: индукционная тигельная печь, электрическая катушка.

ABOUT THE ELECTRICAL COILS OF INDUCTION FURNACES

G.E. Levshin, I.V. Malyshev

*Altai State Technical University
Barnaul, Russia, levshing@mail.ru*

Abstract: The analysis of the main parameters of the main element of coreless induction furnaces - electric coils - and their relationship with the parameters of the furnace. Proposed new criteria for evaluating the performance of coils and ways to improve it.

Key words: induction crucible furnace, electric coil.

Электрическая катушка (ЭК) – индуктор – является главным элементом индукционных плавильных печей. В индукторных тигельных печах наиболее распространена однофазная однослойная ЭК, имеющая следующие основные параметры: высоту $h_{ЭК}$, внутренний диаметр $D_{ЭК}$, площадь сечения $S_{ЭК}$, рабочий объем $V_{ЭК}$ рабочей полости; число витков w ; ток $I_{ЭК}$; магнитодвижущую силу (МДС) $I_{ЭК}w$ и индукцию B_e при электрическом напряжении $U_{ЭК}$ частотой f и полную электрическую мощность $P_{пол} = U_{ЭК}I_{ЭК}$; рабочую температуру T .

Такая ЭК создает в этой полости вертикальный переменный рабочий электромагнитный поток $\Phi_{раб} \approx B_e S_{ЭК}$ с частотой f и индукцией B_e , который индуцирует в садке электродвижущую силу (ЭДС) $U_{инд} \approx 4,44 f \Phi_{раб}$. Под действием ЭДС в каждом куске шихты или расплаве с сопротивлением $R_{ш}$ индуцируются вихревые токи суммарной величиной $I_{инд} \approx U_{инд}/R_{ш}$ и мощностью $P_{инд} \approx U_{инд}I_{инд} \approx (I_{инд})^2 R_{ш}$. ЭК создает и поток рассеяния $\Phi_{рас}$, практически равный $\Phi_{раб}$ и находящийся вне этой по-

лости [1 – 7]. Он не участвует в нагреве шихты и расплава, но бесполезно нагревает окружающие индуктор вертикальные магнитопроводы и другие электропроводные элементы печи [1].

Представляет научный и практический интерес более внимательное рассмотрение отдельно только параметров ЭК печей различных размеров и назначения, полученных проектировщиками при их расчете.

Высота ЭК составляет $h_{ЭК} = (0,7 - 1,3)h_c$ – высоты садки [7]. Для печей повышенной частоты высота $h_{ЭК}$ принимается большей, чем h_c , а для промышленной частоты – меньше, чем h_c (в т.ч. из-за повышенной высоты H_m мениска). Высота $h_{ЭК}$ практически всегда меньше высоты тигля h_T . С уменьшением $h_{ЭК}$ заметно снижается электрический КПД печи, т.к. он тем больше, чем выше ЭК при равных диаметрах $D_{ЭК}$ [3, 7]. При высоте ЭК $h_{ЭК} = h_T/2$ получают наихудшие экономические показатели [3]. Увеличение же $h_{ЭК}$ (без изменения диаметра $D_{ЭК}$) затрудняет изготовление и ремонт узкого и глубокого тигля и загрузку шихты. Поэтому высота $h_{ЭК}$ мало отличается от диаметра $D_{ЭК}$: $h_{ЭК} = (0,8 \dots 1,1)D_{ЭК}$ [2 – 7].

Внутренний диаметр $D_{ЭК}$ ЭК определяется поперечными размерами d_c садки, увеличенными на толщину футеровки тигля и теплоизоляции [3 – 7]:

$$D_{ЭК} = d_c + 2(t_1 + t_2),$$

где t_1 – эмпирическая толщина (в м) стенки тигля, равная $(0,25 - 0,30) d_c$ для печей вместимостью $M_T < 0,5$ т; $(0,15 - 0,25) d_c$ для M_T от 0,5 до 3 т; $(0,10 - 0,15) d_c$ для $M_T > 3$ т;

t_2 – эмпирическая толщина (в м) изоляционного слоя из асбеста между тиглем и индуктором, равная: 0,005 м при $M_T < 3$ т; $(0,005 - 0,01)$ м при M_T от 3 до 15 т; $(0,10 - 0,15)$ м при $M_T > 15$ т.

Поскольку с увеличением вместимости M_T возрастает давление садки на тигель, толщина его стенок также увеличивается для обеспечения достаточной прочности тигля, особенно при его повороте для разлива расплава. Особо отметим, что при этом ЭК должна выдержать без заметной деформации воздействие на нее суммарной массы тигля и садки. Увеличение толщины футеровки уменьшает не только тепловые потери, но и, к сожалению, электрический КПД печи, т.к. повышается индуктивность и реактивная мощность ЭК из-за наличия зазора между садкой и ЭК [2 – 7].

Последнее объясняется тем, что и существенная часть рабочего потока $\Phi_{раб}$ с наибольшим значением индукции не используется для полезного нагрева, т.к. проходит в этом зазоре, а не по садке. Все это уменьшает полезное использование полного потока Φ , создаваемого ЭК, почти до 10 – 35 %, а коэффициент мощности $\cos\phi$ до 0,03 – 0,10 и повышает расход энергии. Покажем это используя только приведенное выше соотношение между внутренними диаметрами ЭК $D_{ЭК}$ и садки d_c [7]. Расчеты по этим данным для черных сплавов показывают следующее.

Для печи с $D_{ЭК} = 0,5$ м диаметр садки $d_c = 0,5 - (0,3 + 0,005) = 0,195$ м. Круговая площадь ЭК $S_{ЭК} = 0,19625 \text{ м}^2$, а кольцевая площадь, занятая стенками тигля и теплоизоляцией, $S_{ти} = 0,166 \text{ м}^2$. Она составляет 84,5 % от площади ЭК $S_{ЭК}$, оставляя для полезной площади $S_{ш}$ шихты только 15,5 %. Для печи с $D_{ЭК} = 1$ м диаметр садки $d_c = 1 - (0,25 + 0,01) = 0,74$ м, $S_{ЭК} = 0,785 \text{ м}^2$, $S_{ти} = 0,355 \text{ м}^2$, $S_{ш} = 0,430 \text{ м}^2$, отношения $S_{ти}/S_{ЭК} = 0,452$ и $S_{ш}/S_{ЭК} = 0,548$. Для печи с $D_{ЭК} = 1,5$ м диаметр садки $d_c = 1,5 - (0,15 + 0,015) = 1,335$ м, $S_{ЭК} = 1,048 \text{ м}^2$, $S_{ти} = 0,367 \text{ м}^2$, $S_{ш} = 0,681 \text{ м}^2$, отношения $S_{ти}/S_{ЭК} = 0,35$ и $S_{ш}/S_{ЭК} = 0,65$.

Следовательно, полезное использование рабочего магнитного потока $\Phi_{раб}$ зависит от диаметра ЭК и находится в пределах $\sim 15,5 - 65$ %, а полезное использование полного потока Φ , создаваемого ЭК, составляет $\sim 10 - 35$ % и повышается с увеличением его диаметра и вместимости тигля. Однако при этом значительно (практически прямо пропорционально вместимости M_T) возрастают мощность печи и расход электроэнергии [2 – 7].

Так, для печи ИЧТ-31 с диаметрами $D_{ЭК} = 1,97$ м и $d_c = 1,61$ м при толщине футеровки и изоляционного слоя 0,18 м полная расчетная мощность печи равна 44719 кВА, а реактивная мощность в зазоре между садкой и индуктором 37703 кВАр. Это означает, что $(37703/44719)100 = 84,3$ % электроэнергии расходуется впустую [7]. В печи ИСТ-0,16 такие потери составляют 91,1 %, в ИСТ-0,4 – 92,5 % [4, 6].

Если связать МДС $I_{ЭК}w$ и $P_{пол}$ с перечисленными параметрами ЭК, то можно получить важную информацию для анализа работы ЭК.

МДС $I_{ЭК}w$ характеризует ЭК как средство для создания рабочего магнитного потока $\Phi_{раб}$ с необходимой напряженностью $H_e = I_{ЭК}w/h_{ЭК}$ и индукцией $B_e = \mu_0 H_e$, при недостаточной величине которой плавка невозможна. Электромагнитное поле (полный поток Φ), создаваемое однофазной ЭК без садки, является очень неоднородным. Оно имеет близкую к тороидальной форму с разным направлением вектора индукции относительно центра тороида (ЭК) и неравномерное распределение величины индукции в ее рабочей полости. А именно: 1) по высоте – у торцов ЭК она почти в 2 раза

меньше, чем в середине; 2) по сечению – у витков ЭК она заметно больше, чем у оси. Это приводит к появлению значительных разнонаправленных градиентов индукции [1, 4].

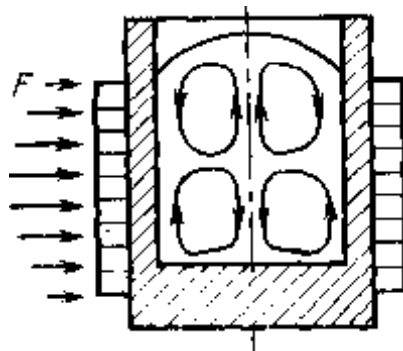


Рисунок 1 – Схема мениска и электродинамической циркуляции расплава [3]

При наличии садки в виде расплава с плотностью γ и удельным электросопротивлением ρ ток в витках ЭК и создаваемое им поле направлены в противоположном направлении индуцированному ими в расплаве току и полю. Это обуславливает наличие значительных разнонаправленных градиентов индукции и электромагнитных и механических сил F отталкивания в расплаве и его интенсивное движение (двухконтурную циркуляцию) и перемешивание в разных направлениях с возможным выбросом его из тигля (рисунок 1) [1 – 4]. Перемешивание расплава изучено еще недостаточно [8].

В середине ЭК силовое воздействие направлено внутрь, а на ее краях появляется и аксиальная составляющая. Силы F оказывают давление p на боковую цилиндрическую поверхность садки (расплава) диаметром d_c и высотой h_c [3]:

$$p=31,6 P_{\text{инд}} 10^{-5}/(\rho f)^{0,5} \pi d_c h_c.$$

Оно действует преимущественно в радиальном направлении и выталкивает расплав наверх в средней части тигля. По бокам расплав вновь стекает вниз. Под действием радиальных сил на поверхности расплава с плотностью γ образуется мениск высотой $H_m = p/\gamma$ (см. рисунок 1). Он увеличивается до тех пор, пока значение металлостатического давления γH_m не сравняется с электродинамическим p .

Высота H_m мениска повышается с уменьшением частоты поля и увеличением давления p , мощности P печи и удельной мощности $P_{\text{уд}}$, передаваемой в садку и может быть определена и по формулам [3, 8]:

$$H_m = k P_{\text{уд}} / f^{0,5},$$

где k – коэффициент пропорциональности;

$$H_m = 7050P/[d_c h_c \gamma (\rho f)^{0,5}], \text{ где размеры в дюймах.}$$

Высота H_m увеличивает общую высоту тигля. Обычно H_m составляет до $\sim 15\%$ высоты h_c [3].

Давление может быть увеличено до такой степени, что расплав перейдет во взвешенное состояние [3]. Поэтому максимальное значение индукции и электрической мощности ограничивается интенсивностью движения расплава для предупреждения выброса его из тигля.

Перемешивание является причиной повышенного износа стенок тигля, нарушения сплошности шлакового покрова, увеличения угара металла и замешивания в расплав продуктов износа, воздуха и шлака. Интенсивность перемешивания расплава с площадью S_c можно оценить по формуле [8]:

$$SI=[6000(Pd_c/\gamma\rho f)^{0,5}]/S_c,$$

где размеры в дюймах. Рекомендуется $SI=40-55$ для чугуна и $55-80$ для алюминия [8].

Интенсивность SI уменьшается с повышением частоты f , что позволяет увеличивать скорость плавки и подводимую удельную мощность. Однако это удорожает электрооборудование из-за наличия преобразователя частоты и снижает КПД при выдержке и перегреве расплава.

Поэтому при $f=50$ Гц удельная мощность при плавке чугуна не превышает 400 кВт/т, а при 1000 Гц может достигать 1000 кВт/т, обеспечивая скорость нагрева до 50 °С/мин [7, 8]. Кроме того, при $f=50$ Гц верхний уровень ЭК располагают ниже уровня садки на 20 – 30 % ее высоты [7]. При этом для предотвращения перегрева верхней части тигля над садкой располагают «холостую» (бестоковую) водоохлаждаемую катушку (или кольцо). Если же она является рабочей частью ЭК, то с помощью отпайки отключается после расплавления шихты для уменьшения циркуляции. Однако

уменьшение высоты ЭК снижает КПД [6, 7].

Мощность $P_{\text{пол}} = U_{\text{ЭК}} I_{\text{ЭК}}$ характеризует ЭК как потребителя электроэнергии для выполнения своей главной функции. Она также прямо или косвенно связана с другими параметрами ЭК.

При своей работе ЭК, имеющая длину медного трубчатого проводника $L_{\text{пр}}$ сечением $S_{\text{пр}}$ с удельным электросопротивлением $\rho_{\text{пр}}$, может характеризоваться электросопротивлениями активным $R = \rho_{\text{пр}} L_{\text{пр}} / S_{\text{пр}}$, полным $z = U_{\text{ЭК}} / I_{\text{ЭК}}$, индуктивным $X_L = \sqrt{z^2 - R^2}$ и индуктивностью $L_{\text{ЭК}} = X_L / 2\pi f$. Из-за малости R обычно принимают $z \approx X_L \approx U_{\text{ЭК}} / I_{\text{ЭК}}$. Индуктивность ЭК с ферромагнитным заполнением, имеющим магнитную проницаемость μ_i , можно приближенно оценить и по формуле $L_{\text{ЭК}} = \mu_0 \mu_i w^2 S_{\text{ЭК}} / h_{\text{ЭК}}$ [9].

Она показывает, что индуктивность ЭК с ферромагнитной садкой больше в μ_i раз, чем с неферромагнитной. Индуктивность ЭК возрастает с увеличением площади $S_{\text{ЭК}}$ и весьма значительно (в квадрате) числа ее витков w , но уменьшается с увеличением высоты $h_{\text{ЭК}}$. Поэтому для снижения электрической мощности ЭК целесообразно уменьшение ее индуктивности путем оптимизации значений w , $S_{\text{ЭК}}$, $h_{\text{ЭК}}$.

Приравнивая значения $L_{\text{ЭК}}$, полученных по этим формулам, можно оценить величину $\mu_i = X_L h_{\text{ЭК}} / 2\pi f \mu_0 w^2 S_{\text{ЭК}}$, не проводя специальных измерений, т.к. все величины в этой формуле, кроме X_L , известны до включения печи, а X_L становится известной после включения (по показаниям щитовых приборов).

Индуктивность ЭК $L_{\text{ЭК}}$ и полное электросопротивление z изменяются во время плавки (из-за изменения магнитного и агрегатного состояния садки и увеличения электросопротивления), при переходе на шихту других размеров или с немагнитной на магнитную, по мере износа тигля. Это отражается на расходе электроэнергии и КПД печи, составляющем 55 – 65 %. Поэтому для интенсификации работы печи применяют отпайки от витков ЭК, позволяющие регулировать число ее витков при работе печи. Это позволяет снизить удельный расход электроэнергии на 10 – 15 %, а отключением «холостой» ЭК высоту мениска. Подключением этой ЭК можно устранить еще и образование «мостов» из шихты [2, 3].

После расчета МДС Iw встает вопрос определения величины тока I и числа витков w ЭК при заданном или выбранном напряжении питания U . Число витков w влияет на активное R и индуктивное X_L сопротивления ЭК и потери активной мощности $P = I^2 R$ в ней. Определять число витков w необходимо наиболее тщательно, т.к. после изготовления ЭК его трудно увеличить. Возможно уменьшение, если ЭК выполнена с отпайками секций, путем их отключения. Напряжение питания U технически легче регулировать (автотрансформатором, секционным трансформатором, изменением емкости конденсаторной батареи и др.).

Из формулы $P = I^2 R$ видно, что для снижения потерь активной мощности надо уменьшить величину активного сопротивления R ЭК. Это достигается увеличением площади поперечного сечения $S_{\text{пр}}$ проводника витка, но до некоторых пределов, зависящих от вида материала проводника и частоты f и определяемых скин-эффектом, т.е. толщиной Δ поверхностного скин-слоя проводника, по которому в основном течет ток. Так, для меди при частоте $f = 50$ Гц $\Delta = 9,34$ мм, при 60 Гц – 8,53 мм, при 10 кГц – 0,66 мм [2, 3]. Следовательно, для эффективного использования сечения проводника его диаметр или толщина не должны существенно превышать эти величины. Кроме того, для создания необходимой индукции в рабочей полости ЭК величину тока $I_{\text{ЭК}}$ в ее витках выбирают из условия обеспечения плотности тока менее 20 А/мм² [2 – 7]. Однако с увеличением тока и его плотности повышается нагрев ЭК за счет тепла $Q = I^2 R t$ в течение времени t , которое надо отводить от ЭК, охлаждая ее.

Эти задачи решают изготовлением проводника из специальной медной трубки с указанной толщиной стенки, обращенной к тиглю. При этом через полость трубки пропускают под давлением до 0,2 – 0,7 МПа со скоростью 1 – 1,5 м/с охлаждающую кондиционную воду (дистиллированную или с содержанием механических примесей до 80 г/м³, определенной жесткостью до 7 г-экв/м³, температурой $\leq 35 - 40$ °С и водородным показателем рН=7) [1 – 3]. Скорость менее 0,5 м/с не обеспечивает турбулентность потока воды, снижающую образование накипи, а более 1,5 м/с существенно увеличивает давление. Средняя температура T нагрева ЭК и выходящей охлаждающей воды желательна $\leq 40 - 50$ °С для уменьшения образования накипи [2, 3], что предполагает большой расход водопроводной воды или значительные затраты энергии на охлаждение оборотной воды. Эта температура T должна превышать окружающую во избежание конденсации на ЭК влаги из воздуха и возможного пробоя изоляции.

С увеличением размеров ЭК возрастает суммарная длина трубчатых витков, гидравлическое сопротивление протеканию воды в трубке и давление, ухудшается охлаждение ЭК. Поэтому ЭК разделяют на n групп с отдельным подводом и отводом воды (без разрыва электрической цепи), под-

ключаемых параллельно к источнику водоснабжения. Такое группирование ЭК снижает скорость воды в n раз [2].

В малых ЭК предусматривают между витками воздушный электроизоляционный зазор 10 – 20 мм, а в больших ЭК обычно наносят поверх трубки электроизоляционный слой толщиной $\geq 1,5$ мм для предупреждения межвиткового замыкания и уменьшения зазора. Наиболее современными и совершенными являются монокристаллические покрытия с повышенной стойкостью к истиранию и трению и эластичностью, позволяющей выдерживать циклические тепловые деформации ЭК [8]. Обычно напряжение на 1 мм изоляционного зазора между витками составляет 10 – 40 В и не должно превышать 200 В [4].

ЭК скрепляют с жестким каркасом печи с помощью неэлектропроводных стоек двояко: 1) каждый виток латунными шпильками или уголками к стойке, обеспечивая зазор 10 – 20 мм (в малых ЭК); 2) изолированные витки ЭК сжимаются между плитами или водоохлаждаемыми кольцами с помощью регулируемых стоек (в больших ЭК). Особо отметим, что с повышением частоты и удельной мощности увеличиваются электродинамические силы, вызывающие колебания витков ЭК. Они пульсируют с удвоенной частотой по сравнению с частотой тока, что вызывает вибрации ЭК и корпуса печи и повышенный шум.

Все это увеличивает поперечные размеры трубки, сложность конструкции и трудоемкость изготовления ЭК и ее эксплуатации.

Реально уменьшить величину R можно, лишь выполняя ЭК из нескольких n параллельных проводников. Если параллельные проводники изолировать один от другого и соответствующим образом транспонировать, то можно получить для них одинаковую самоиндукцию, сопротивление, а также расположение их по отношению к садке. В этом случае сопротивление R , а следовательно, и потери P в ЭК уменьшаются в $1/n^{0,5}$ раз. Это приводит к увеличению электрического КПД печи $\eta_э$ [2].

При выполнении ЭК из n параллельных проводников повышенное значение электрического КПД печи $\eta_{эп}$ равно

$$\eta_{эп} = n^{0,5} \eta_э / [1 + \eta_э(n^{0,5} - 1)].$$

Значения электрического КПД $\eta_{эп}$ индукторной печи в зависимости от количества n параллельных проводников в ЭК приведены в таблице 1. Легко видеть, что при реальном КПД печи $\eta_э = 0,5$ увеличение числа n проводников с 1 до 4 повышает $\eta_{эп}$ в 1,3 раза, а до 9 – в 1,5 раза и т.д.

Однако выполнение ЭК из параллельных трубчатых проводников пока практически решить не удалось вследствие конструктивной сложности [2], связанной с необходимостью расположения трубчатых витков более, чем в один ряд, и подачи в них охлаждающей воды.

Помимо рассмотренных соотношений и формул возможны и другие зависимости для оценки взаимосвязи параметров ЭК.

Таблица 1 – Значения $\eta_{эп}$

| Число проводников n | | | |
|-----------------------|------|------|------|
| 1 | 4 | 9 | 16 |
| 0,5 | 0,67 | 0,75 | 0,80 |
| 0,6 | 0,75 | 0,82 | 0,86 |
| 0,7 | 0,82 | 0,87 | 0,90 |
| 0,8 | 0,89 | 0,92 | 0,94 |
| 0,9 | 0,95 | 0,96 | 0,97 |

Так, если отнести МДС $I_{эк}w$ к высоте $h_{эк}$ в зависимости от n ЭК, то получим оценку физической величины напряженности $H_{эк} \approx I_{эк}w/h_{эк} = B_c/\mu_0$ [А/дм] магнитного поля в ее полости. В теории индукционных тигельных печей аналогичное отношение (приходящееся на 1 м высоты) иногда называют настилом тока по поверхности садки или ЭК [4 – 6].

Отношение МДС $I_{эк}w$ к площади сечения $S_{эк}$ полости ЭК дает критерий $K_{мп} = I_{эк}w/S_{эк}$ [А/дм²] магнитной поверхностной энергоемкости, позволяющий сравнивать печи с ЭК разных диаметров (сечений).

Отношение же МДС $I_{эк}w$ к рабочему объему $V_{эк}$ полости ЭК дает критерий $K_{mv} = I_{эк}w/V_{эк}$ [А/дм³] магнитной объемной энергоемкости, позволяющий сравнивать печи с ЭК разных объемов.

Аналогично отношение $K_э = P_{пол}/V_{эк}$ можно назвать критерием электрической объемной энергоемкости ЭК и печи.

Выводы. Для повышения эффективности работы ЭК целесообразны:

– оптимизация всех ее параметров, в т.ч. с применением предложенных критериев $K_{мп}$, K_{mv} и $K_э$;

- уменьшение толщины футеровки путем применения новой конструкции тигля, включающей прочные огнеупорные и малотеплопроводные материалы, что позволит уменьшить диаметр, площадь, индуктивность и сопротивление ЭК;
- изменение конструкции ЭК для увеличения ее прочности и улучшения охлаждения.

Библиографический список

1. Левшин Г. Е., Кульдяйкин Д. С., Левагин А. В. Развитие индукционной тигельной плавки в печах промышленной частоты. /Актуальные проблемы в машиностроении. Матер. I международн. научно-практич. конф. – Новосибирск, 2014. – С. 33 – 37.
2. Фарбман С. А., Колобнев И. Ф. Индукционные печи для плавки металлов и сплавов. – М.: Металлургия, 1968. – 496 с.
3. Брокмайер К. Индукционные плавильные печи. – М.: Энергия, 1972. – 304 с.
4. Егоров А. В., Моржин А. Ф. Электрические печи (для производства сталей). – М.: Металлургия, 1975. – 352 с.
5. Егоров А. В. Электроплавильные печи черной металлургии – М.: Металлургия, 1985. – 280 с.
6. Егоров А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии – М.: Металлургия, 1990. – 280 с.
7. Электрические печи для выплавки черных и цветных сплавов. /Л. М. Романов, А.Н. Болдин, А. Н. Граблев, Д.П. Михайлов. – М.: МГИУ, 2007. – 104 с.
8. Современные плавильные агрегаты: сборник. – М.: ИТЦМ Металлург, 2014. – 370 с.
9. Бурдун Г. Д. Справочник по Международной системе единиц. – М.: Изд-во стандартов, 1977. – 232 с.

УДК 621.365.22

ЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ ДУГА ПОСТОЯННОГО ТОКА В ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Михадаров Д.Г.

*Чувашский государственный университет имени И.Н. Ульянова
г. Чебоксары, Россия, denis_georg@mail.ru*

Аннотация: Исследованы параметры электрической дуги постоянного тока, горящей в дуговой печи. Приводится методика и результаты исследований. Зависимость между электрическими параметрами и длиной дуги показаны в виде поверхности. Описан характер износа графитового электрода.

Ключевые слова: электрическая дуга, постоянный ток, дуговая печь, графитовый электрод, фотография, поверхность, кратер.

ELECTRIC ARCH OF THE DIRECT CURRENT IN THE ARC FURNACE

Mikhadarov D.G.

*Chuvash state university named after I.N. Ulyanov
Cheboksary, Russian Federation, denis_georg@mail.ru*

Abstract: Parameters of the electric arch of a direct current burning in the arc furnace are investigated. The technique and results of researches is given. Dependence between electric parameters and length of an arch are shown in the form of a surface. Nature of wear of a graphite electrode is described.

Key words: electric arch, direct current, arc furnace, graphite electrode, photo, surface, crater.

Основным источником энергии для плавки металла в дуговой печи является электрическая дуга. Особенностью электропечной дуги является достаточно большие токи (1 – 120 кА) при относительно низких напряжениях (200 – 1200 В). Мощность дуги при этом достигает нескольких МВт.

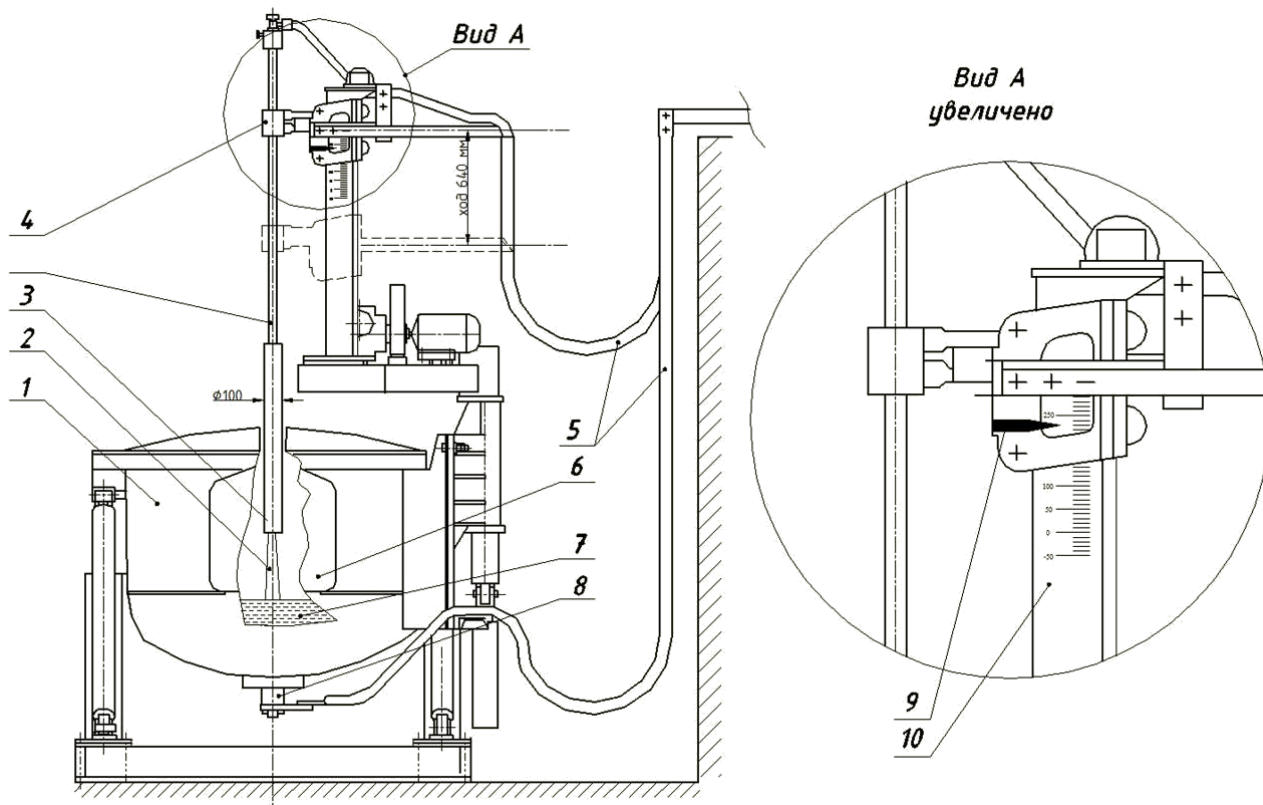
Интересующие исследователей электрические и геометрические параметры электрической дуги тесно взаимосвязаны. Напряжение и ток измеряются с помощью электроизмерительных приборов. Геометрические параметры дугового разряда измерить непосредственно невозможно из-за очень

высокой температуры столба дуги, которая достигает значений более 6000°K.

В данной работе для определения функции $\psi = F(U_d, I_d, L_d)$, представляющей собой поверхность и определяющей связь электрических параметров (ток и напряжение дуги) с длиной дуги использовалось одновременно фотографирование и измерение электрических параметров дуги.

Объектом для исследования являлась дуга постоянного тока в печи для плавки алюминия емкостью 300 кг (рисунок 1). Диапазон токов составлял 0,5 – 2,2 кА, длина дуги от 30 до 300 мм.

Измерение длины дуги проводилось по положению каретки электрододержателя, жестко связанной с электродом. Каретка перемещается вверх - вниз относительно колонны электрододержателя, на которой нанесена измерительная шкала.



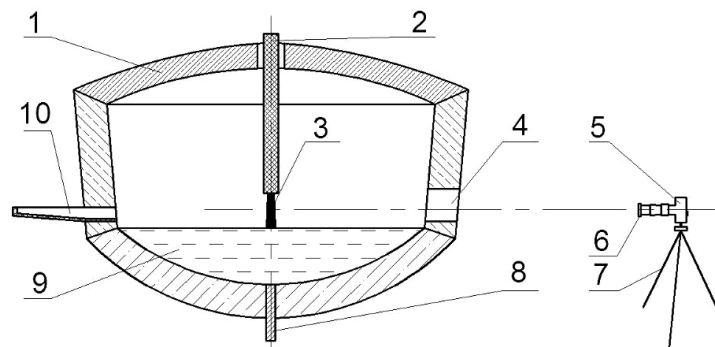
1 – корпус печи; 2 – столб дуги; 3 – графитовый электрод; 4 – шток; 5 – кабельные гирлянды вторичного токоподвода; 6 – рабочее окно; 7 – жидкая металлическая ванна; 8 – подовый электрод; 9 – каретка со стрелкой; 10 – колонна электрододержателя с измерительной шкалой

Рисунок 1 – Эскиз дуговой печи постоянного тока

Фотокамера закреплялась на штативе и устанавливалась на расстоянии 2 – 3 м от оси печи (рисунок 2). Фотографирование проводилось с использованием длиннофокусного объектива, что позволило оптически приблизить столб дуги. При фотографировании использовались светофильтры С3 – С5 с целью отделить столб дуги от факела и обеспечить выход из строя матрицы фотокамеры.

Во время плавки металла при горячей дуге открывалась дверца рабочего окна, и производилась фотосъемка. Выдержка затвора фотокамеры устанавливалась в положение 1/45 сек, что исключало возможность размытия фотоснимка при изменении положения столба. В момент съемки фиксировались напряжение и ток по измерительным приборам.

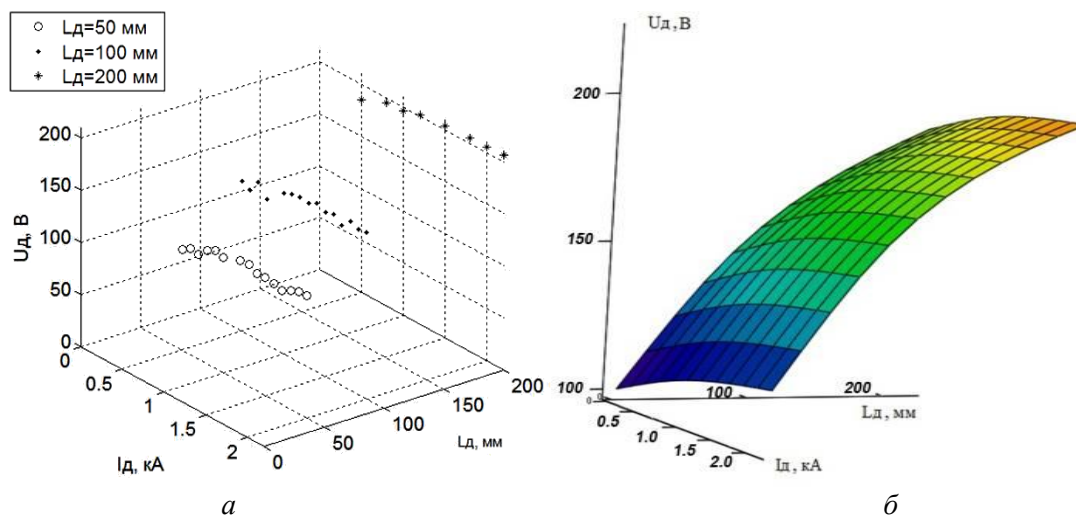
Дуга постоянного тока, в отличие от дуги переменного трехфазного тока, горит более устойчиво и может достигать значительных длин. Для данной печи максимальная длина дуги при устойчивом горении составила 260 мм и при дальнейшем увеличении до 300 мм происходит ее обрыв. Влияние шлака на характер горения дуги описано в работе [1]. Наличие слоя шлака на поверхности жидкого металла создает благоприятные условия для существования дугового разряда. Напряжение дуги U_d при этом снижается.



1 – футеровка печи; 2 – сводовый графитовый электрод; 3 – столб электрической дуги; 4 – рабочее окно; 5 – фотокамера; 6 – светофильтр; 7 – штатив; 8 – подовый металлический электрод; 9 – жидкая металлическая ванна; 10 – сливной носок

Рисунок 2 – Схема для фотографирования электрической дуги

Экспериментальные значения тока, напряжения и длины дуги были построены в системе трех координат (рисунок 3, а), а затем по ним построена поверхность (рисунок 3, б).



а – экспериментальные данные; б – результат интерполяции

Рисунок 3 – Зависимость $\psi = F(U_d, I_d, L_d)$ для дуги постоянного тока

Электромагнитное поле, возникающее при протекании токов через участки вторичного токоподвода, создает отклоняющее усилие $f_{откл}$, под воздействием которого происходит отклонение столба дуги [2]. С другой стороны вдоль оси столба дуги действует сила $f_{сж}$, производная от «эффекта сжатия». Вдоль оси также действует сила, обусловленная потоком электронов $f_{эл}$ и потоками аэродинамических газов $f_{аз}$. Баланс этих сил определяет степень отклонения столба дуги (рисунок 4, а).

Полученные фотоснимки позволили определить геометрические размеры дуги, а также величину отклонения в масштабе относительно диаметра электрода (рисунок 4, б). Номинальный диаметр электрода $d_{эл}$ составляет 100 мм. В связи с тем, что в течение плавки происходит угар электрода, и его диаметр постоянно уменьшается, диаметр торца электрода d_t измерялся до начала и после проведения плавки.

Визуальное наблюдение за столбом дуги в ходе плавки (рисунок 5) и детальное изучение торцов графитовых электродов (рисунок 6) позволили сделать следующие выводы:

1. Для всех длин дуг возможен как режим горения столба с четкими границами, так и режим размытого столба. Дуга стремится занять такое положение, при котором расстояние «электрод – металл» минимально. В случае нахождения анодного пятна на поверхности жидкого металла столб виден четко (рисунок 5а, в).



Рисунок 4 – Действие сил на дугу (а) и геометрические параметры (б)

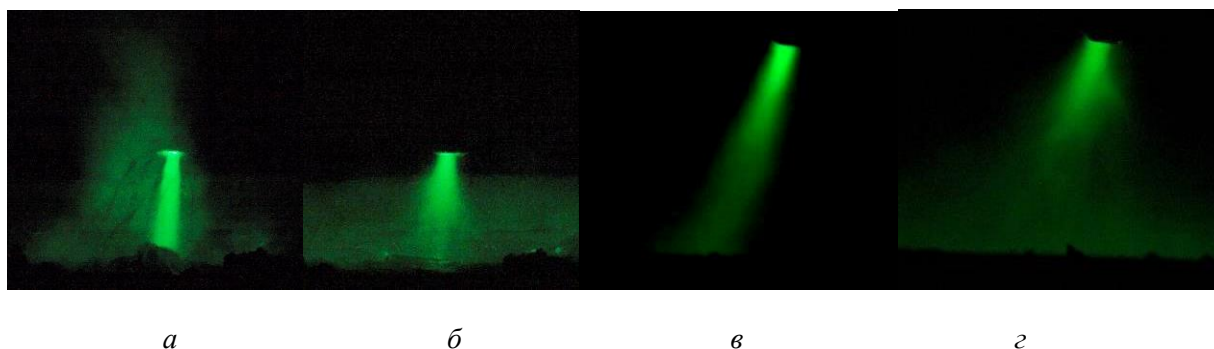


Рисунок 5 – Электрическая дуга постоянного тока в дуговой печи при длине дуги 100 мм (а, б) и 200 мм (в, г)



Рисунок 6 – Электроды дуговой печи диаметром 100 мм после проведения плавки

При попадании под анодное пятно фрагментов шлака или нерасплавленной шихты, перемещающегося по поверхности жидкого металла, происходит мгновенное плавление и испарение шлака, пары и газы устремляются вверх, что и приводит к размытию столба дуги (рисунок 5 б, г).

2. Дуговая печь постоянного тока работает на прямой полярности (катодом является графитовый электрод, а анодом – жидкая металлическая ванна), в связи с этим происходит перенос вещества с электрода на металл. Такой перенос приводит к образованию кратера на графитовом электроде.

3. При коротких дугах (менее 100 мм), выдувание столба дуги незначительное, при этом в графитовом электроде происходит постепенное образование одного кратера, глубиной около 30 мм (рисунок 6, а, б, в).

4. При работе на относительно длинных дугах (более 100 мм) происходит выдувание дуги из-под электрода в сторону противоположную токоподводу, под воздействием так называемого эффекта «электромагнитного дутья». При этом катодное пятно перемещается по торцу электрода случайным образом. В результате на торце электрода происходит образование 6 – 8 кратеров (рисунок 6, г).

5. На характер горения дуги и износ электрода кроме электрических параметров влияет также и длина дуги.

Библиографический список

1. Миронов Ю.М., Михадаров Д.Г. Взаимосвязь технологических процессов со статической вольтамперной характеристикой дуги постоянного тока / Вестник Чувашского университета. Естественные и технические науки. № 3, 2011, с. 93 – 95.
2. Миронов Ю.М. Теоретическая электротехника электрических электродных печей: Учеб. пособие. Чебоксары: Изд-во Чуваш. ун-та, 1997. – 232 с.

УДК 669.263.1.004.82

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЕ ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ХРОМА ИЗ ОТХОДОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е., Лазаревская М.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, lazura@ya.ru*

Аннотация. Рассмотрен вопрос вовлечения в технологический процесс отходов производства углеродистого феррохрома путем рециклинга пыли гидрOMETаллургическим способом с целью извлечения ведущего компонента – хрома. Приведены результаты рентгенофазового анализа пыли производства углеродистого феррохрома, химический и гранулометрический составы пыли. Описан метод производства концентрата химического обогащения путем переработки ферропыли с получением промежуточного полупродукта – монохромата натрия, его дальнейшего восстановления до гидроксида хрома, автоклавное выщелачивание которого позволяет получить хромовый концентрат химического обогащения (КХО). Приведена схема аппаратного оформления автоклавного выщелачивания и фильтрации. Описан процесс выплавки металлического хрома внепечным алюминотермическим способом.

Ключевые слова: феррохром, ферропыль, рециклинг, монохромат натрия, автоклавное выщелачивание, концентрат химического обогащения, алюминотермический процесс, хром металлический.

RESOURCE OBTAINING METALLIC CHROMIUM FROM WASTE FERROSPLAVNOGO PRODUCTION

P.P. Lazarevskiy, Yu.E. Romanenko, M.N. Lazarevskaya

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, E-mail: lazura@ya.ru*

Abstract. The problem of waste utilization of carbon ferrochromium in a technological process by means of powder recycling with hydrometallurgical way usage in order to extract the basic component – chromium was considered here. The results of powder X – ray photography analysis of carbon ferrochromium production, chemical and granulometric composition of powder were described as well. The method of concentrate of chemical processing by means of ferropowder recycling with intermediate products obtaining – sodium monochromium, its recovering to chromium hydroxide was represented; its autoclave leaching enables obtaining of chromium concentrate of chemical processing (CCLP). The diagram of autoclave leaching and filtration devices was demonstrated. The process of metallic chromium melting with the usage of out – of – furnace aluminothermic process was described.

Key words: ferrochromium, ferropowder, recycling, sodium monochromium, autoclave leaching, concentrate of chemical processing, aluminothermic process, metallic chromium.

Сегодня на металлургических предприятиях большое внимание уделяют рациональному использованию внутренних сырьевых ресурсов и утилизации промышленных отходов. В последние годы приоритетным направлением в сфере обращения с текущими отходами ферросплавного производства стало их максимальное вовлечение в технологические процессы, что способствует экономии материальных и энергетических затрат, снижению себестоимости продукции [1, 2].

Одним из видов техногенных отходов производства высокоуглеродистого феррохрома является пыль (ферропыль), образующаяся в ходе технологического процесса производства ферросплавов

и улавливаемая газоочисткой рудовосстановительной печи. При выплавке феррохрома в открытой печи вынос пыли в объеме отходящих газов составляет $50 - 60 \text{ г/м}^3$, в отдельных случаях достигает 100 г/м^3 . Удельный выход пыли на 1 т феррохрома для открытой печи составляет $25 - 75 \text{ кг/т}$ [3]. Пыль от производства феррохрома имеет следующий химический состав, %: $22,5 - 43,6 \text{ Cr}_2\text{O}_3$; $10,0 - 15,5 \text{ SiO}_2$; $0,2 - 0,4 \text{ CaO}$; $25,2 - 33,1 \text{ MgO}$; $3,2 - 5,4 \text{ Al}_2\text{O}_3$; $4,1 - 6,0 \text{ FeO}$; $5,4 - 6,2 \text{ C}$; $1,0 - 1,2 \text{ S}$.

С учетом значительного количества образующейся ферропыли и высокого содержания в ней оксида хрома, рециклинг является актуальной задачей в современной технологической схеме производства феррохрома.

По данным рентгенофазового анализа хром в ферропыли присутствует в виде сложного соединения $(\text{Mg,Fe})\text{CrAl}_2\text{O}_4$, что требует применения гидрометаллургического способа извлечения ведущего компонента, включающего обработку материала растворами кислот или щелочей и перевод извлекаемого компонента в раствор с его последующим извлечением экстракцией.

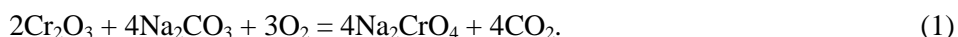
Процесс получения хромового концентрата химического обогащения (КХО) состоит из двух этапов:

1) переработки ферропыли с целью перевода хрома из сложного соединения в монохромат натрия и получения концентрированного раствора;

2) восстановления монохромата натрия до гидроксида хрома с последующим получением КХО.

Технология получения монохромата натрия основана на методике обогащения хромовых руд и включает в себя окислительную прокалку шихты, состоящей из ферропыли и кальцинированной соды (Na_2CO_3 не менее 98 %) [4].

Соотношение компонентов рассчитано стехиометрически по реакции:



Тщательно перемешанные в барабанном смесителе компоненты шихты подвергали окислительной прокалке в муфельной печи при температуре $1150 - 1250 \text{ }^\circ\text{C}$ в течение трех часов. После охлаждения полученный спек измельчали до фракции менее 50 мкм и подвергали рентгенофазовому анализу. Результаты рентгенофазового анализа, приведенные на рисунке 1, показывают, что хром, содержащийся в пыли, образовал монохромат натрия. Кроме того, в процессе окислительной прокалки в результате взаимодействия примесей ферропыли (SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3) с содой образуются силикаты, алюминаты и ферриты натрия.

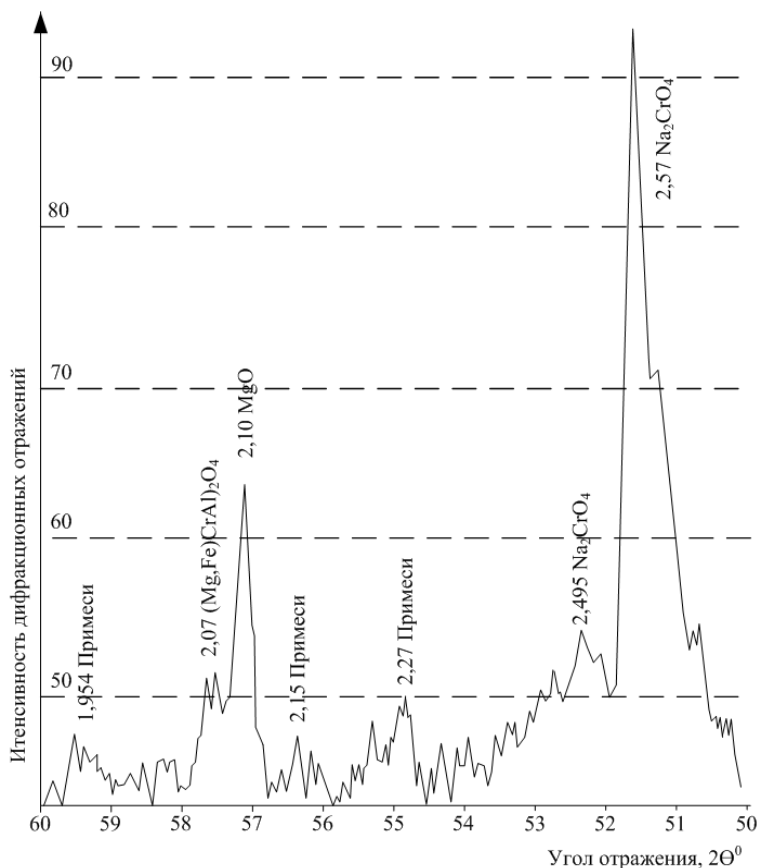


Рисунок 1 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы спека

Для извлечения монохромата натрия из спека использовали водное выщелачивание при объемном соотношении твердой фазы к жидкой 1:1 [4]. Выщелачивание проводили в автоклаве в течение одного часа при температуре 70 – 90 °С. В ходе процесса образовалась пульпа, состоящая из раствора монохромата натрия и шлама. При дальнейшем разделении пульпы в нутч-филт্রে был получен раствор монохромата натрия с концентрацией хрома 130 – 150 г/л и шлам химического состава %: 0,9 – 1,2 Cr₂O₃; 7,4 – 8,5 FeO; 68,3 – 69,4 MgO 15,9 – 16,4 Al₂O₃. Содержание примесей в растворе монохромата натрия не превышало 30 мг/л.

На втором этапе получения КХО монохромат натрия восстанавливали до гидроксида хрома. Процесс основан на автоклавном выщелачивании раствора в течение часа при температуре 140 – 150 °С и давлении 4 – 6 кгс/см² с добавлением элементарной серы по реакции [6]:

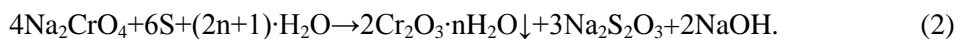
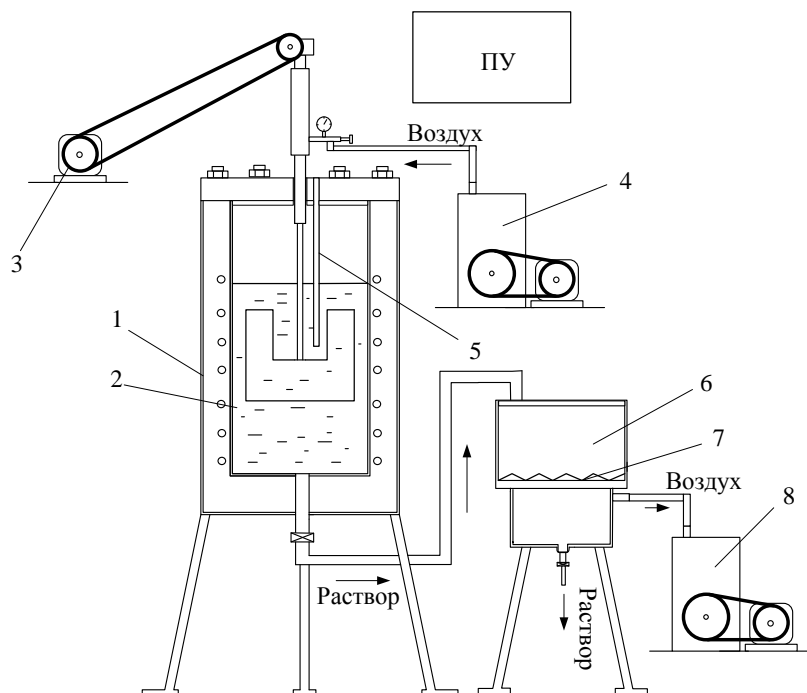


Схема аппаратного оформления приведена на рисунке 2.



- 1 – реактор с лопастной мешалкой (скорость вращения 15 – 20 об./мин); 2 – раствор монохромата натрия Na₂CrO₄; 3 – электропривод; 4 – компрессор; 5 – термopара; 6 – нутч-фильтр; 7 – хлопчатобумажная перегородка; 8 – вакуумный насос

Рисунок 2 – Автоклав с механическим перемешиванием и нутч-фильтром

По истечении одного часа содержимое автоклава перекачивали в нутч-фильтр и промывали проточной водой, на поверхности фильтровальной ткани был обнаружен голубовато-зеленый осадок (гидроксид хрома), в результате дальнейшего нагрева которого при температуре 600 °С получили порошок серо-зеленого цвета химического состава, %: 95,8 Cr₂O₃; 3,9 FeO [7]. Результаты рентгенофазового анализа образца КХО приведены на рисунке 3.

Выплавку металлического хрома проводили внепечным алюмотермическим способом. В качестве шихтовых материалов использовали хромовый КХО (Cr₂O₃ 95,8 %; FeO 3,9 %), алюминиевый порошок из первичного алюминия, натриевую селитру (> 99,0 % NaNO₃) и плавиковый шпат. Фракция шихтовых материалов менее 1 мм. В качестве запальной смеси применяли магниевую стружку и калиевую селитру в соотношении 4:1 соответственно. Выплавку проводили на установке, представленной на рисунке 4, состоящей из графитового тигля 1, в котором проводится проплавление навески шихты, устройства для зажигания шихты за счет нагреваемой нихромовой спирали 2, подключенной между двумя электродами 3, поддона 4, на который помещается тигель с навеской и механизм перемещения электродов со спиралью. Электроды монтируются в своде, который в рабочем положении накрывает тигель.

При помощи штурвала механизм зажигания шихты поднимали в крайнее верхнее положение, после чего тигель помещали на поддон и в него засыпали шихту.

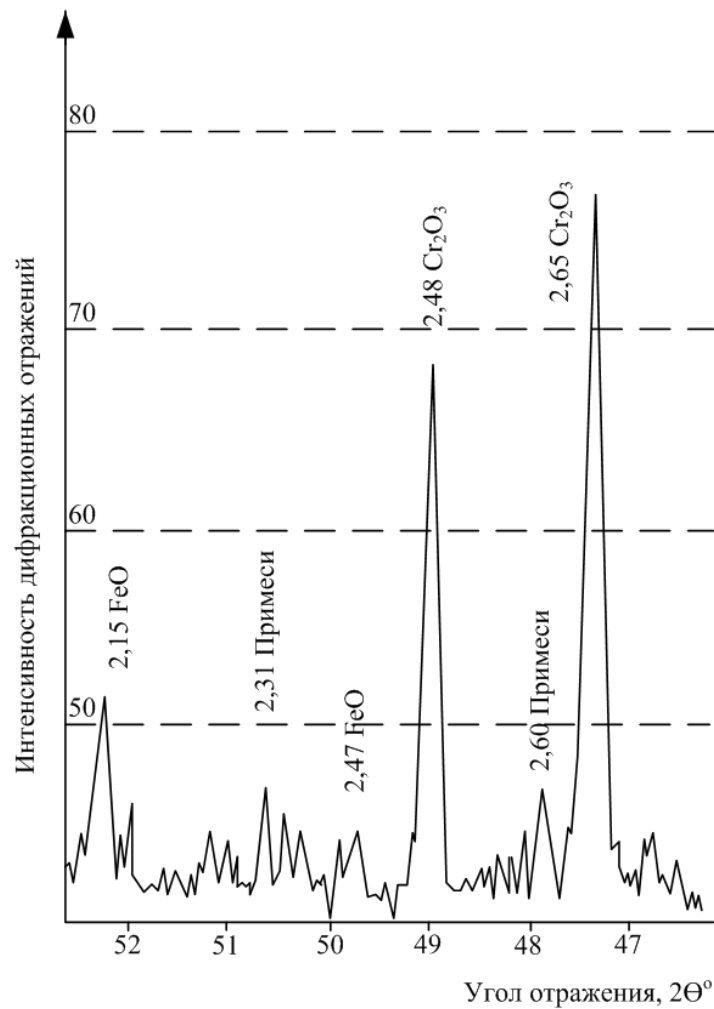
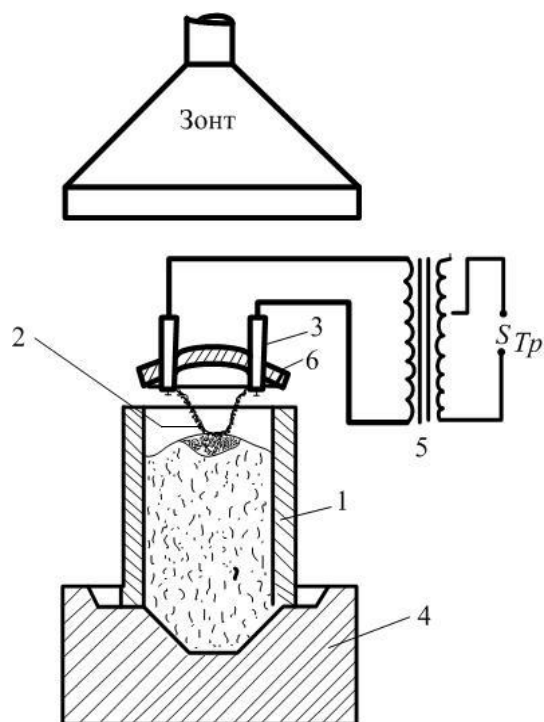


Рисунок 3 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы хромового КХО



1 – тигель; 2 – спираль; 3 – электрод; 4 – поддон; 5 – трансформатор; 6 – свод

Рисунок 4 – Схема установки по выплавке сплавов алюминотермическим способом

Питание механизма зажигания производится от трансформатора 5. В шихте по центру делали лунка, в которую насыпали запальную смесь. После подготовки установки к работе включается ток, спираль нагревается докрасна, затем при помощи штурвала спираль со сводом опускается до соприкосновения с запальной смесью. Магний воспламенялся и зажигал шихту. После зажигания шихты ток отключали, далее процесс протекал самопроизвольно за счет тепла экзотермических реакций.

Процесс протекает самопроизвольно за счет тепла экзотермических реакций в течение 20 – 25 мин.

Полученные металл и шлак подвергали рентгенофазовому анализу, результаты которого приведены на рисунке 5 соответственно. Кратность шлака равна 2,4.

Из результатов рентгенофазового анализа (рисунок 5) следует, что металлическая часть продуктов восстановления представлена в виде хрома. Химический состав, %: 98,0 – 98,5 Cr, 0,4 – 0,5 Si, 0,5 – 0,7 Al, 0,6 – 0,8 Fe, 0,03 – 0,04 C, 0,02 – 0,03 S, 0,02 – 0,03 P.

Рентгенофазовый анализ шлака (рисунок 5) позволил установить, что в нем содержится металлический хром. Это связано с тем, что шлак в основном состоит из тугоплавкого оксида алюминия, что приводит к запутыванию в шлаке корольков металла. В связи с этим требуется проведение мероприятий по снижению температуры плавления шлака и увеличения его жидкоподвижности.

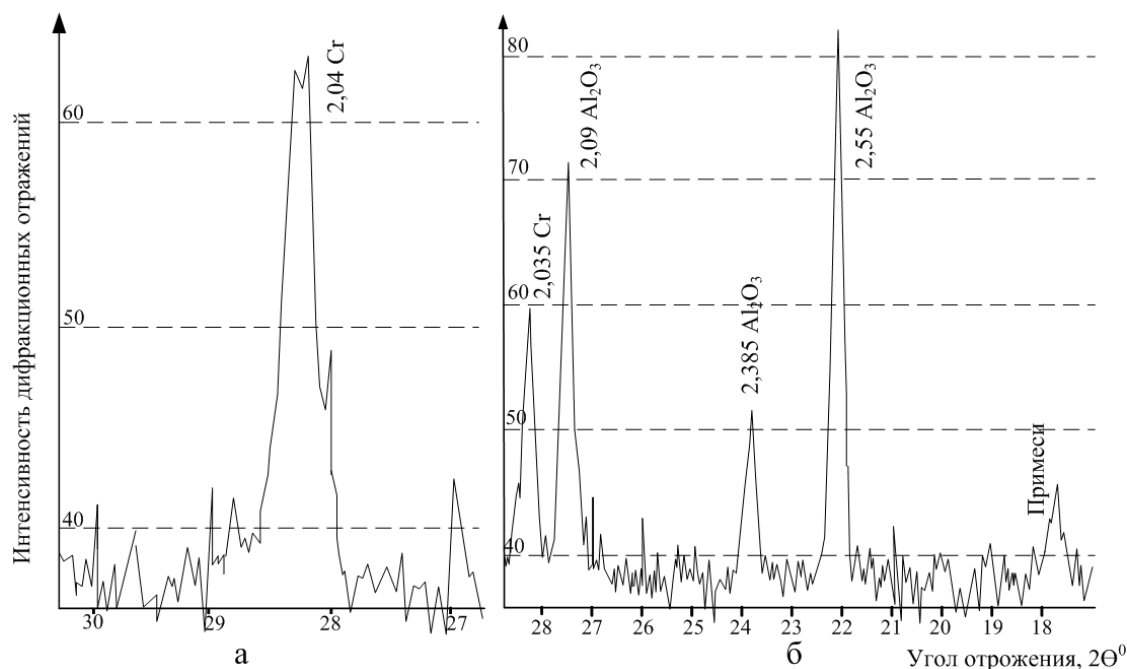


Рисунок 5 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы металлического хрома (а) и шлака (б)

На основании проведенных экспериментов и полученных результатов следует, что хромовый КХО, получаемый путем переработки пыли от производства феррохрома, можно применять для производства стандартного металлического хрома.

Таким образом, создание рациональных технологических схем утилизации дисперсных материалов, содержащих целевой элемент выплавляемого ферросплава, является экономически выгодным и экологически обоснованным мероприятием.

Библиографический список

1. Хайбулина Н.Е. Комплексное использование сырья в промышленности / Н.Е. Хайбулина. – Челябинск: Южноуральское книжное издательство, 1986. – 148 с.
2. Багрянцев Г.И. Термическое обезвреживание и переработка промышленных и бытовых отходов / Г.И. Багрянцев, В.Е. Черников // Муниципальные и промышленные отходы: способы обезвреживания и вторичной переработки – аналитические обзоры. Новосибирск: Серия Экология, 1995. – 37 с.
3. Байкулатова К.Ш. Вторичное сырье – эффективный резерв материальных ресурсов. / К.Ш. Байкулатова. – Алма-Ата: Казахстан, 1982. – 78 с.
4. Пат. RU (11) 2281250 (13) C2, МПК C01G 37/14 (2006.01). Способ получения монокромата натрия / В.Я. Пиввуев; заявл. 2004.03.02; опубл. 2006.08.10.
5. Нохрина О.И. Получение малофосфористого концентрата из руд и железомарганцевых конкреций / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия.

гия. – 2000. – № 8. – С. 40 – 45.

6. Пат. (RU 2258039), МПК С01G37/02. Способ получения окиси хрома / В.Я. Пиввуев, Мартин Д.В. – № 2258039; заявл. 2004.03.02; опубл. 2005.08.10.

7. Лазаревский П.П. Экстракция хрома из отходов производства углеродистого феррохрома / П.П. Лазаревский, Ю.Е. Романенко. Инновационные технологии и экономика в машиностроении : сборник трудов VI Международной научно-практической конференции / Юргинский технологический институт. – Томск : Изд-во Томского политехнического университета, 2015. – 502 с.

УДК 669.18:621.78

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ НАГРЕВА СТАЛИ В МЕТОДИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

Тимошпольский В.И.¹, Темлянцев М.В.², Трусова И.А.³

¹*Научно-производственная группа компаний «Нефтегазстройизоляция»,
г. Киев, Украина, tree-89@mail.ru*

²*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, ishebn_otdel@sibsiu.ru*

³*Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Республика Беларусь, irinadnep5r@gmail.com*

Аннотация: Приведены принципы и подходы при разработке и усовершенствовании технологии нагрева стали в печах прокатного производства различного конструктивного оформления, базирующиеся на системном изучении теплофизических и теплотехнологических процессов, включая математическое моделирование, промышленные эксперименты, разработку рациональных температурно-тепловых режимов.

Ключевые слова: нагревательные печи, математическое моделирование, промышленный эксперимент, окалинообразование, обезуглероживание, производительность, удельный расход топлива

MODERN TENDENCIES IN AREA OF IMPROVEMENT OF TECHNOLOGY OF HEATING BECAME IN METHODOICAL STOVES

Timoshpolskiy V.I.¹, Temlyancev M.V.², Trusova I.A.³

¹*Scientific and production group of companies « Neftegazstroyizolyaciya»,
Kyiv, Ukraine*

²*Siberian state industrial institute,
Novokuznetsk, Russia*

³*Belarussian national technical university,
Minsk, Republic of Belarus*

Abstract: Principles over and approaches are brought at development and improvement of technology of heating became in the stoves of rental production of different structural registration. Principles and approaches are based on a system study thermophysical and thermotechnological processes, including a mathematical design, industrial experiments, development of the rational temperature-thermal modes.

Key words: heater stoves, mathematical design, industrial experiment, dross, decarbonating, productivity, specific expense of fuel.

В докладе представлены результаты многолетних исследований авторского коллектива в области технологии нагрева металла в методических печах. При этом изыскания базируются на опыте и знаниях, сформовавшихся в рамках украинской (днепропетровской) и уральско-сибирской металлургических школ, основанных крупнейшими теоретиками и практиками в области металлургической теплотехники: Семикиным И.Д., Тайцем Н.Ю., Невским А.С., В.Н. Тимофеевым, Назаровым И.С., Кавадаровым А.В., Китаевым Б.И., Самойловичем Ю.А. и др. [1].

Отмечено, что по сути законодателем мод в области исследования тепловой работы печей

прокатного производства сегодня являются уральская, сибирская и белорусская школы.

Целью настоящей работы является обобщение исследований за последние 10 – 15 лет, выполненных учеными Сибирского индустриального института и Белорусского национального технического университета.

В основу исследований положены, прежде всего, экспериментальные методы изучения тепловой работы печей, функционирующих в линиях современных высокопроизводительных прокатных и трубoproкатных станов (печь с шагающими балками стана 850 и печь с шагающим подом и шагающими балками стана 320/150 Белорусского металлургического завода, печи толкательного типа стана 810 Новосибирского металлургического завода, кольцевые печи осепрокатного стана 250 и методические печи стана 900/750 Днепропетровского металлургического комбината им. Ф.Э.Дзержинского, толкательные печи станов 600 и 2250 Алчевского металлургического комбината [2-5], толкательная печь стана 2800 Орско-Халиловского металлургического комбината, печь с шагающими балками стана 2000 ОАО «Северсталь» [6] и др.)

При этом существенную роль играют теоретические исследования тепло-массообменных процессов в топливных печах, включая математическое моделирование и численные методы для расчетов нагревательных печей современной конструкции, в первую очередь, с шагающими балками и сводовым отоплением, а также толкательного типа для средне- и крупносортовых прокатных станов [2 – 4, 6 – 10].

Следует отметить, что белорусские ученые и специалисты большое внимание уделяли изучению нелинейных теплофизических и термомеханических процессов при использовании различного математического аппарата (разные модификации численных методов, приближенные методы (метод эквивалентных источников)). Безусловно, этими исследователями внесен значительный вклад в формирование по сути новой фундаментальной металлургической науки – нелинейной термомеханики и теплофизики металлургического производства (Постольник Ю.С., Тимошпольский В.И. и др.) [8].

Учеными сибирской научной школы значительное внимание уделено созданию ресурсосберегающих теплотехнологических процессов при нагреве крупных слябов и блюмов в методических печах различной конструкции [6,9,10], при этом детально рассмотрены процессы массообмена с учетом обезуглероживания и окалинообразования, а также выполнен анализ численных методов решения нелинейных задач и обобщение полученных результатов с целью обеспечения высокой производительности печных агрегатов.

В качестве примера приведены некоторые результаты исследований авторов, направленные на совершенствование и разработку энерго- и ресурсосберегающих теплотехнологических процессов в нагревательных печах различного конструктивного оформления.

В соответствии с системным подходом, при котором обязательной компонентой было экспериментальное изучение полей температур внутри нагреваемых заготовок в процессе их перемещения в нагревательных устройствах, были проведены многочисленные эксперименты в условиях действующего производства с целью анализа тепловой работы печей, оценки повышения производительности и интенсификации теплообмена.

На рисунках 1 и 2 приведены некоторые результаты экспериментальных исследований тепловой обработки специальных марок стали (на примере стали ШХ15СГ) при организации горячего посада заготовок в условиях печи трубозаготовочного стана 850 (с шагающими балками) Белорусского металлургического завода (БМЗ) и при нагреве в печах толкательного типа стана 810 Новосибирского металлургического завода [3].

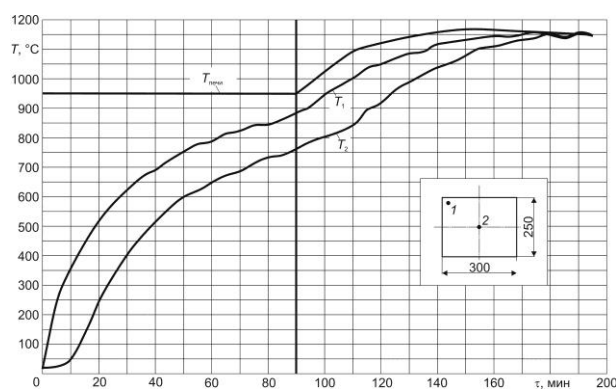


Рисунок 1 – Изменение температур при нагреве заготовки 250x300 мм (ШХ15СГ) в печи стана 850 Белорусского металлургического завода

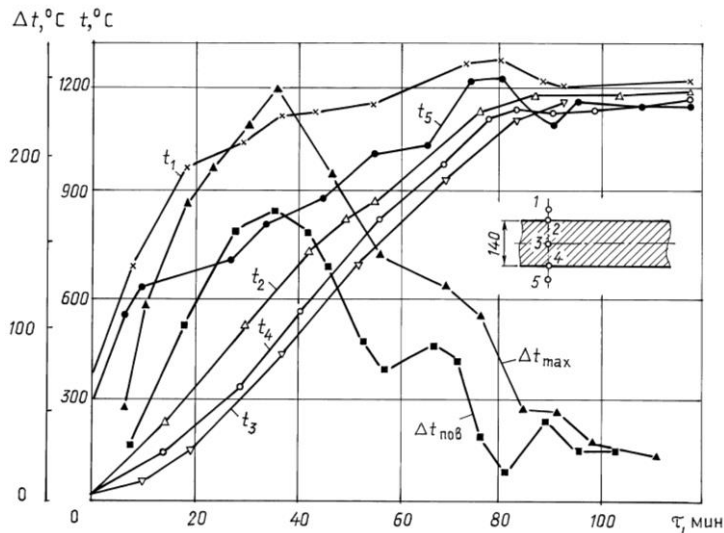


Рисунок 2 – Изменение температур в характерных точках сечения при нагреве сляба (12X18N10T) по разработанному режиму в печи стана 810 Новосибирского металлургического завода

На рисунках 3 и 4 представлены результаты экспериментальных исследований нагрева слябовых заготовок в условиях нагревательных печи толкательного типа и печи с шагающими балками [6].

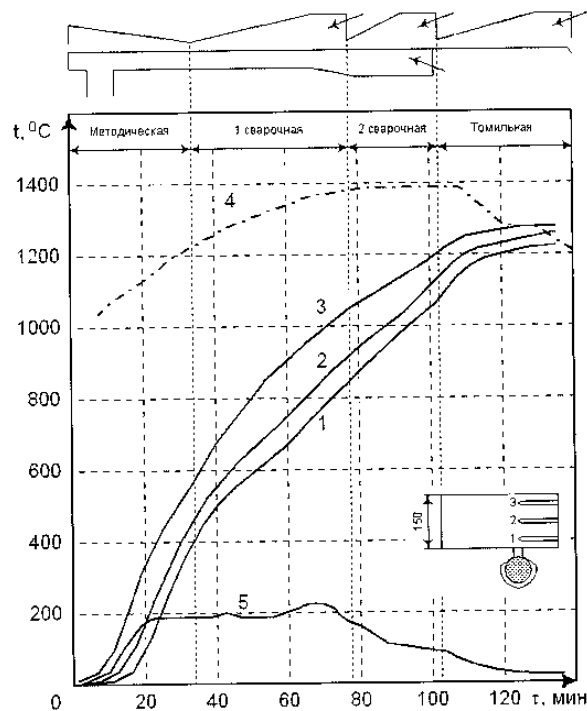


Рисунок 3 – Результаты экспериментальных исследований нагрева слябов в методической печи толстолистового стана 2800 Орско-Халиловского металлургического комбината

В соответствии с методологией исследований в дальнейшем осуществлялось математическое моделирование процессов тепло- и массообмена в нагревательных печах, при этом в зависимости от цели исследований разрабатывали и использовали достаточно широкий спектр математических моделей: традиционную модель нагрева металла при граничных условиях III рода [2 – 6]; модель внешнего теплообмена [6]; модель сопряженного (внешнего и внутреннего) теплообмена [2, 3]; методы оптимального управления нагревом по минимуму окисления [2, 4] и по условиям термической прочности металла [3]; методы решения задач термомеханики [3, 8]; моделирование взаимосвязанных процессов окисления и обезуглероживания стали [6, 9, 10].

В качестве примера приведены некоторые результаты моделирования тепло-массообменных

процессов в нагревательных печах.

В случае сопряженного теплообмена в печах толкательного типа система уравнений для расчетных зон II-го рода (заданы тепловые потоки) имеет вид:

$$\sum_{k=1}^{N_2^{B(H)}} \left(a_{ki}^{B(H)} T_k^{B(H)} + g_{ki}^{B(H)} T_k^{B(H)} \right) + g_i^{0^{B(H)}} + Q_i^{V^{B(H)}} = 0, \quad i \in N_2^{B(H)},$$

где N – общее число зон;

N_2 – множество номеров зон II рода;

для вычисления тепловых потоков на поверхностях металла (зоны I-го рода)

$$Q_i^{B(H)} = \sum_{k=1}^{N_1^{B(H)}} \left(a_{ki}^{B(H)} T_k^{B(H)} + g_{ki}^{B(H)} T_k^{B(H)} \right) + g_i^{0^{B(H)}}, \quad i \in N_1,$$

где N_1 – множество номеров зон I рода (зоны на верхней и нижней поверхностях металла, где задается температура);

a_{ki} , g_{ki} , g_i^0 , Q_i^V – коэффициенты радиационного (эффективные с учетом селективности излучения) и конвективного теплообмена, а также величины объемных тепловыделений; «в» и «н» – верхнее и нижнее строения печи.

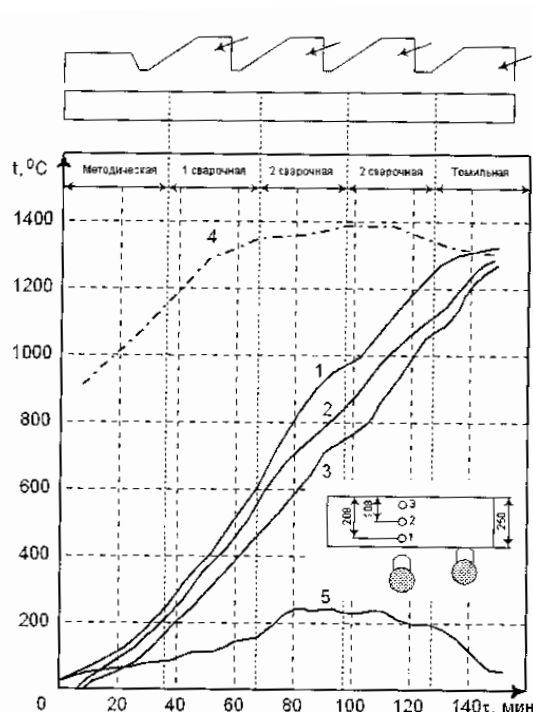


Рисунок 4 – Результаты экспериментальных исследований нагрева слябов в печи с шагающими балками широкополосного стана 2000 ОАО «СеверСталь»

В печах с шагающими балками и шагающим подом на предварительном этапе осуществляется решение системы нелинейных алгебраических уравнений теплового баланса с учетом того, что поверхность заготовок является условной плоскостью, а на последующем этапе результаты расчета корректируются с учетом переизлучения между заготовками, лежащими на поду печи с зазором [2, 3].

Одним из важнейших аспектов повышения технико-экономических показателей работы нагревательных печей является организация горячего посада металла. С этой целью разработана эффективная промышленная теплотехнология сквозного (совмещенного) процесса «сталеплавильное производство – предпрокатный нагрев» [4] с точки зрения снижения удельного расхода топлива и увеличения производительности участка печных агрегатов, а также с учетом термической прочности металла.

При этом граничные условия имеют вид:

$$-\lambda \left(\frac{\partial T}{\partial n} \right)_{n=R_1, R_2} = \begin{cases} \sigma(T_{\text{п}}^4 - T_{\text{ср}}^4) + \alpha(T_{\text{п}} - T_{\text{ср}}) - \text{при затвердевании и охлаждении} \\ \text{на МНЛЗ;} \\ \sigma_{\text{в}}(T_{\text{п}}^4 - T_{\text{в}}^4) + \alpha_{\text{в}}(T_{\text{п}} - T_{\text{в}}) - \text{при транспортировке к печи;} \\ \sigma_{\text{печ}}(T_{\text{печ}}^4 - T_{\text{п}}^4) + \alpha_{\text{печ}}(T_{\text{печ}} - T_{\text{п}}) - \text{при нагреве в печи.} \end{cases}$$

В общем случае теплофизическая модель расчета полей температур дополнена выражениями для определения термических напряжений как в растущей корочке, так и в полностью затвердевшей заготовке при нагреве с холодного и горячего посада. При этом использовали различные классические теории (Нортон, Максвелла, Боли-Уэйнера, Паркуса и др.). При расчете термических напряжений кристаллизующейся заготовки учитывали «эффект наращивания» и релаксацию напряжений при повышенных температурах.

На рисунке 5 в качестве примера приведены результаты расчета температурного поля в процессе разливки, транспортировки и нагрева в печи крупносортовой заготовки применительно к условиям БМЗ.

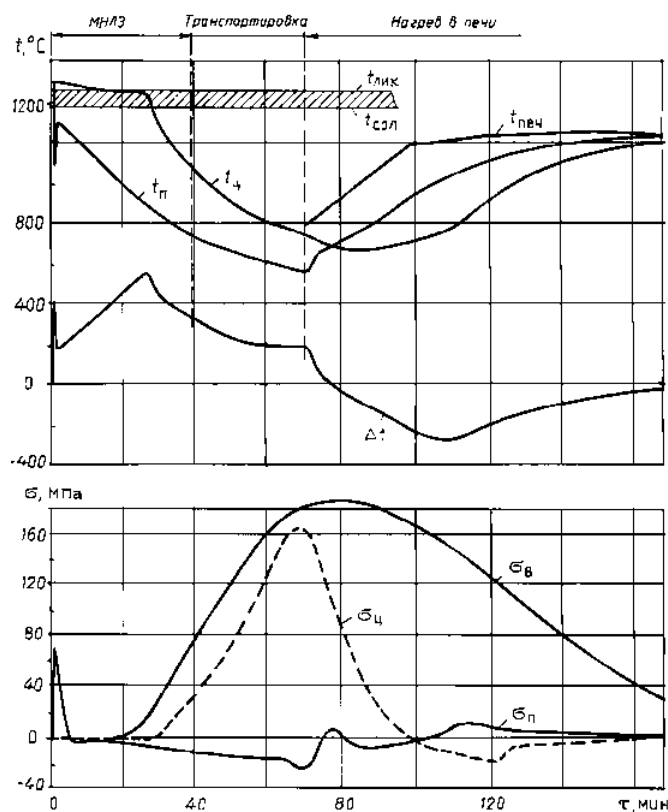


Рисунок 5 – Изменение температуры и касательных термонапряжений в центре и на поверхности заготовки сечением 250×300 мм из стали 80К при сквозном процессе МНЛЗ – печь стана 850

Большое внимание уделено комплексным исследованиям теплофизических процессов нагрева металла совместно с процессами окалинообразования и обезуглероживания заготовок и специальных видов металлопроката [2, 4, 6, 9, 10].

С целью учета взаимосвязанных процессов окалинообразования и обезуглежирования разработана детерминированная математическая модель при нагреве металла [6, 9, 10], в соответствии с которой изменение температуры поверхности металла аппроксимировали уравнением:

$$t = t_0 + A_1 \left(1 - \exp \left(-B_1 \frac{\tau_i}{\tau} \right) \right)$$

где t_0 – начальная температура металла;

A_1, B_1 – эмпирические коэффициенты, зависящие от режима нагрева;

τ_i – текущий момент времени от начала нагрева;

τ – суммарное время нагрева.

Толщину слоя металла, перешедшего в окалину, определяли по соотношению:

$$s = A \exp\left(-\frac{B}{T}\right) \tau^n$$

где A , B , n – эмпирические коэффициенты, зависящие от химического состава стали, состава атмосферы и других факторов.

Нестационарные концентрационные поля углерода находили на основе дифференциального уравнения диффузии

$$\frac{\partial C}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left(D \frac{\partial C}{\partial x} \right)$$

где C – концентрация углерода;

D – коэффициент диффузии.

Коэффициент диффузии определяли по формуле

$$D = (0,07 + 0,06C) \exp\left(-\frac{32000}{1,99T}\right) f_c^{\text{спл}}$$

где C – содержание углерода в стали, %;

f – относительный коэффициент активности углерода в сплаве, учитывающий влияние легирующих элементов на коэффициент диффузии.

На поверхности металла, контактирующей с атмосферой, задавали граничное условие III рода

$$-D \frac{\partial C}{\partial \tau} = \beta (C_{\text{пов}} - C_{\text{окр}})$$

где β – коэффициент массоотдачи;

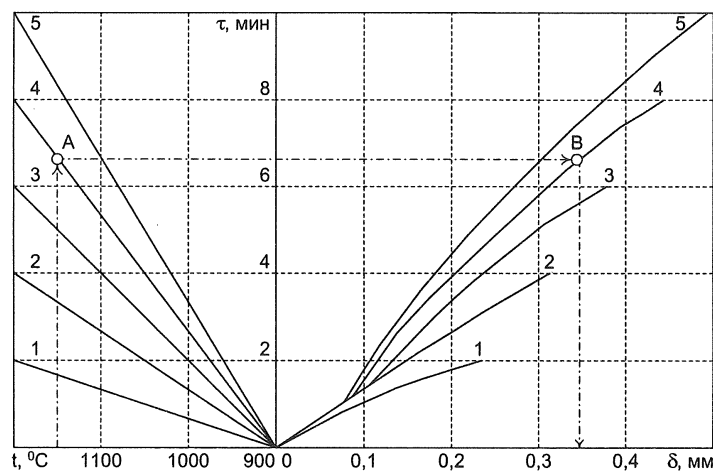
$C_{\text{пов}}$ – текущая концентрация на поверхности твердой фазы в момент времени τ ;

$C_{\text{окр}}$ – углеродный потенциал атмосферы.

С использованием приведенной математической модели, реализованной численным методом, разработаны рациональные температурные режимы применительно к нагревательным методическим печам [9, 10].

Проведены экспериментальные исследования кинетики окалинообразования и обезуглероживания рельсовой стали, что позволило получить зависимости скорости окисления рельсовых марок стали от температуры [10].

В качестве примера на рисунке 6 приведена номограмма для определения обезуглероженного слоя стали при скоростном нагреве, имеющая большое практическое значение с точки зрения повышения производительности печей и обеспечения заданного качества нагрева.



скорости нагрева: 1 – 150; 2 – 75; 3 – 50; 4 – 37,5; 5 – 30 град/мин

Рисунок 6 – Номограмма для расчета глубины видимого обезуглероженного слоя стали при скоростном нагреве

Сформулирована и решена задача оптимального по минимуму окалинообразования нагрева металла в печах с шагающими балками [3, 4] с использованием метода магистральной асимптотической оптимизации. При этом внутренняя задача нагрева призмы дополнена функцией управления, в качестве которой задана температура печи

$$A_1 \leq T_{\text{печ}} \leq A_2, \quad \tau \in [0, \tau_{\text{кон}}], \quad (1)$$

где A_1, A_2 – минимальное и максимальное значения температуры печи соответственно.

Так как в конце нагрева заготовка должна иметь распределение температуры по сечению как можно ближе к заданному равномерному, записывали ограничение

$$\max |T(x, y, \tau) - T_{\text{кон}}| \leq \varepsilon. \quad (2)$$

Образование окалины на поверхности (на ребре) описывали законом Эванса.

Задача оптимального управления заключается в выборе температуры печи в классе кусочно-непрерывных функций, которая удовлетворяет ограничению (1) и при решениях температурной задачи, удовлетворяющих условию (2), доставляет минимальное значение величине окалины.

Аналогичный подход использован при решении задачи оптимального управления нагревом цилиндрических заготовок по условиям термической прочности. В конкретном случае в качестве ограничений принимали

$$\sigma_z \leq \sigma_d; \quad \sigma_r \leq \sigma_d; \quad \sigma_\theta \leq \sigma_d,$$

где σ_d – предельно допустимые растягивающие напряжения;

$\sigma_z, \sigma_r, \sigma_\theta$ – осевые, радиальные и тангенциальные напряжения по сечению заготовки.

В заключение следует отметить, что авторским коллективом проведен анализ тепловой работы методических печей прокатного производства различных конструкций. В основу выполненных исследований применительно к действующему оборудованию положены предпосылки и теоретическая база всемирно известных украинской (днепропетровской) и уральско-сибирской научных школ.

Результаты комплексных теоретических и экспериментальных исследований позволили разработать рациональные температурно-тепловые режимы нагрева, внедрение которых обеспечило снижение удельного расхода условного топлива, увеличение производительности нагревательных печей, повышение качества нагрева за счет уменьшения окалинообразования и обезуглероживания.

Библиографический список

1. Темлянец М.В., Темлянец Н.В. *Металлургия черных металлов и теплотехника. История развития науки и техники с древних времен до наших дней.* – М.: Теплотехник, 2010. – 171 с.
2. Тимошпольский В.И. *Теплотехнологические основы металлургических процессов и агрегатов высшего технического уровня* Мн.: Наука и техника, 1995. – 256 с.
3. *Стальной слиток. В 3 т. Т.3. Нагрев* / В.И. Тимошпольский, Ю.А. Самойлович, И.А. Трусова, В.В. Филиппов, А.П. Несенчук; Под общ. ред. В.И. Тимошпольского, Ю.А. Самойловича. – Минск: Белорусская наука, 2001. – 879 с.
4. Тимошпольский В.И. *Теплотехнология металлургических мини-заводов* // В.И. Тимошпольский, Ю.В. Феоктистов, И.А. Трусова и др. Мн.: Навука і тэхніка. 1992. 158 с.
5. Тимошпольский В.И. *Роль отечественной научной школы в освоении и организации производства на РУП «БМЗ»* // *Сталь.* 2002. № 10. С.8-12.
6. Перетяцько В.Н., Темлянец Н.В., Темлянец М.В., Михайленко Ю.Е. *Нагрев стальных слябов* / Под ред. Перетяцько В.Н. – М.; Теплотехник, 2008. – 192 с.
7. *Металлургические печи. Теория и расчеты* / Губинский, В.И., Тимошпольский В.И., Олшанский В.М., Матрюков Б.С. и др. учеб. в 2-х томах / под общ. ред. В.И. Тимошпольского, В.И. Губинского. – Минск: Белорусская наука, 2007.
8. Тимошпольский В.И., Постольник Ю.С. и др. *Теоретические основы теплофизики и термомеханики в металлургии.* – Минск: Бел.навука, 2005. – 560 с.
9. Темлянец М.В., Михайленко Ю.Е. *Окисление и обезуглероживание стали в процессе нагрева под обработку давлением.* – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.
10. Павлов В.В., Темлянец М.В., Корнева Л.В., Сюсюкин А.Ю. *Перспективные технологии тепловой и термической обработки в производстве рельсов.* – М.: Теплотехник, 2007. – 280 с.

НАНОСТРУКТУРИРОВАННЫЕ ТВЕРДЫЕ ЭКСТРАГЕНТЫ НА ОСНОВЕ ПОРОЛАСА И ДИИЗОПРОПИЛДИТИОФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ

Даминова Ш.Ш., Кадирова З.Ч.

*Ташкентский химико-технологический институт,
г. Ташкент, Узбекистан, zuhra_kadirova@yahoo.com*

Аннотация: Сорбция на твердых экстрагентах на основе Пороласа и алкилдитиофосфорной кислоты включает в себя как физическую адсорбцию ионов меди на поверхности адсорбента, так и сильное химическое взаимодействие благодаря присутствию импрегнированных лигандов в наноструктуре сорбента

Ключевые слова: Сорбция, сополимер стирола и дивинилбензола, медь.

NANOSTRUCTURED SOLID EXTRAGENTS BASED ON POROLAS AND DIISOPROPYLDITHIOPHOSPHORIC ACID

Daminova Sh.Sh., Kadirova Z. Ch.

*Tashkent chemical technological Institute,
Tashkent, Uzbekistan, zuhra_kadirova@yahoo.com*

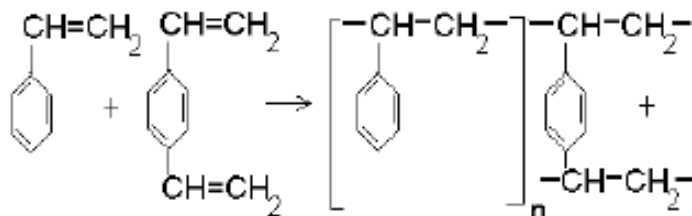
Abstract: The sorption on solid extragents based on Porolas and alkyldithiophosphoric acid includes as physical adsorption of copper ions on adsorbent surface as well as strong chemical interaction due to presence of impregnated ligands in nanostructure of sorbent.

Key words: Sorption, copolymer of styrene and divinylbenzene, copper.

Твердые экстрагенты являются новым типом химически активных веществ, состоящих из гранулированного сополимера стирола и дивинилбензола, микропоры которого заполнены жидким экстрагентом, удерживаемым в полимерной матрице капиллярными силами [1]. По сравнению с ионообменными смолами такие экстрагенты характеризуются более высокой скоростью установления равновесного распределения экстрагируемых из водного раствора веществ. Вместе с тем они обладают преимуществами по сравнению со свободными жидкими экстрагентами, так как при их применении исключается эмульгирование и унос органической фазы. Это позволяет применять их для извлечения металлов из пульпы, а также очистки сточных вод [2 – 3].

Эффективность таких экстрагентов на основе нейтральных фосфорорганических соединений может быть обусловлена двумя факторами: изменением поверхностной энергии системы при переходе органической фазы из свободного в капиллярное состояние и адсорбцией экстрагента на поверхности твердого полимерного носителя. При этом адсорбция на поверхности капилляров – фактор, определяющий увеличение коэффициента распределения при экстракции. Очевидно, молекулы жидкого экстрагента должны ориентироваться неполярной частью (углеводородными радикалами) к гидрофобной поверхности полимерной матрицы, а полярными функциональными группами к оси капилляра. Поскольку при малом радиусе капилляра (50 – 80 нм) ориентированной оказывается большая часть молекул экстрагента, это приводит к заметному увеличению концентрации полярных групп в средней части капилляров, что равноценно увеличению активности экстрагента. Однако, необходимо учитывать стерические затруднения проникновения в капилляры крупной молекулы экстрагируемого фосфорорганического соединения металла [1]. Таким образом, создание твердых экстрагентов должно быть основано на тщательном подборе пористой матрицы и жидкого экстрагента на наноровне.

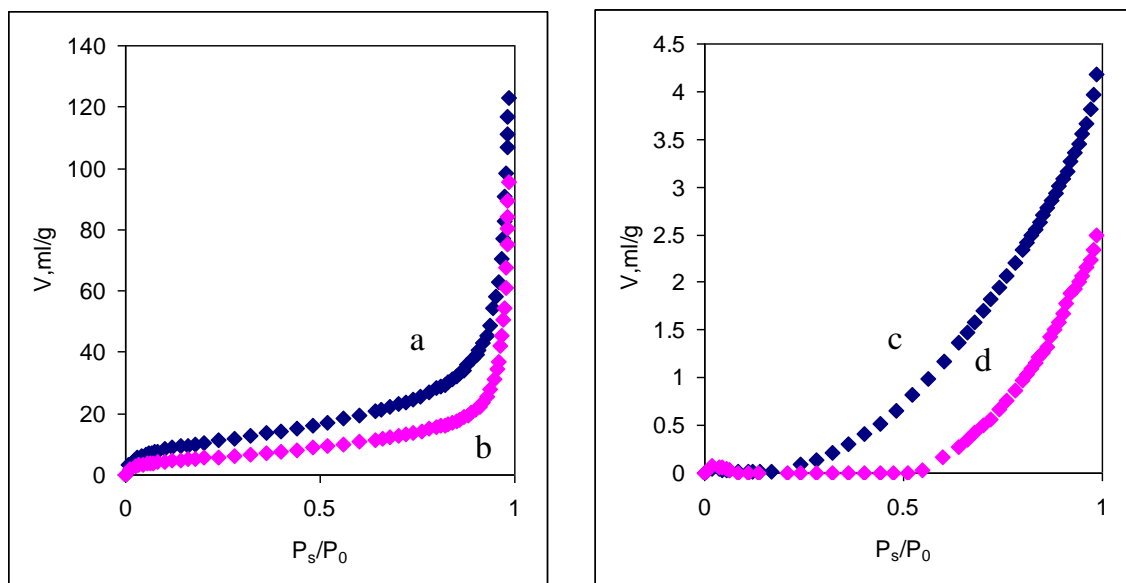
Целью данной работы являлось получение полимерных наноструктурированных твердых экстрагентов, импрегнированных диизопропилдитиофосфорной кислотой, и исследование их сорбционных свойств по отношению к ионам металлов. Для характеристики наноструктурированных твердых экстрагентов сорбентов использовали электронную микроскопию (Jeol), порозиметр (Autosorb Quantochrom).



В качестве исходной полимерной матрицы использовали гранулы сополимера стирола с дивинилбензолом (Поролас), обладающие развитой пористой структурой. Поролас характеризуется сравнительно равномерным распределением дивинилбензольных мостиков и является макропористой или макропоретикальной смолой, в структуре которой содержатся истинные поры надмолекулярного размера (чаще 20 – 100 нм, иногда до 104 нм).

Удельную поверхность ($S_{\text{BET}} = 643 \text{ м}^2/\text{г}$) и общий объем пор исходного полимера ($V_t = 0,93 \text{ мл/г}$) определяли по адсорбции азота при 77 К (Autosorb, Quantochrome). В исходную полимерную матрицу вводили диизопропилдитиофосфорную кислоту ($(i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSSH}$) в различных соотношениях к общему объему пор. В результате получали наноструктурированные образцы твердых экстрагентов-сорбентов с заполненностью пор от 10 до 100 %, отличающиеся по своим адсорбционным характеристикам.

Низкотемпературная адсорбция N_2 (при 77 К) на полученных полимерных сорбентах на основе Пороласа может быть классифицирована в соответствии с типом II и типична для полимолекулярной адсорбции (рисунок 1). При низких концентрациях адсорбция такими сорбентами значительно меньше, что подтверждает предположение о роли первичных центров адсорбции. Для такого типа сорбентов характерен большой объем пор (V_t) и резкое увеличение величин адсорбции N_2 при равновесных концентрациях на графиках изотерм.



a – 10 %; b – 25 %; c – 75 %; d – 100 %

Рисунок 1 – Изотерма низкотемпературной адсорбции азота (77 К) на образцах Пороласа, пропитанных $(i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSSH}$ экстрагентом

Гранулы Пороласа можно представить как разнороднопористые со сложной структурой из жестко сшитых между собой взаимопроникающими цепями полимерных микро- и мезопористых глобул. Макропоры образуются за счет образования надмолекулярной структуры при упаковке глобул ($> 50 \text{ нм}$). В случае образцов, пропитанных экстрагентом $(i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSSH}$, для равновесных концентраций N_2 в области $P/P_0 \approx 1$ изотермы низкотемпературной адсорбции азота имеют большое сходство и характеризуются резким подъемом. Такой тип характерен для преимущественно макропористых сорбентов (рисунок 1, а) при 10 – 25 % заполненности пор или малопористых (рисунок 1, б) при 50 – 75 % заполненности пор.

При импрегнировании $(i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSSH}$ происходит постепенное заполнение пор, при этом общий объем пор и значения удельной поверхности значительно снижены по сравнению с исходным

Пороласом и зависят от степени импрегнирования (таблица 1).

Таблица 1 – Пористые свойства сорбентов

| Смола | Степень импрегнирования, % | Удельная поверхность $S_{\text{ВЕТ}}, \text{ м}^2/\text{г}$ | Объем пор $V_t, \text{ мл/г}$ |
|---------|----------------------------|--|----------------------------------|
| Поролас | 0 | 633.43 | 0.94 |
| | 10 | 40.408 | 0.23 |
| | 25 | 20.783 | 0.17 |
| | 50 | 0.042 | 0.006 |
| | 75 | 0 | 0.004 |

На рисунке 2 приведены микрофотографии гранул Пороласа и отчетливо видно, что гранулы Пороласа имеют пористую структуру.

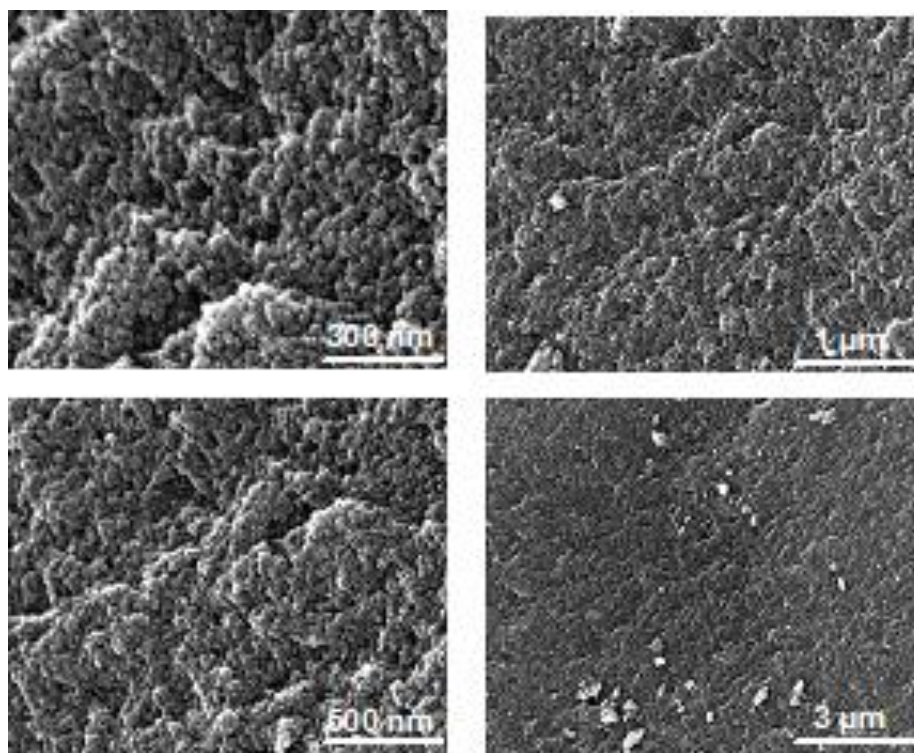


Рисунок 2 – Микроструктура Пороласа, пропитанного экстрагентом

Поролас – гидрофобный сорбент с надмолекулярной структурой, которая представляет собой систему жестко сшитых между собой взаимопроницающими цепями полимерных глобул размером 100 нм, причем сами глобулы обладают некоторой пористостью. Из сравнения микрофотографий исходного Пороласа и Пороласа, обработанного экстрагентом, видны изменения в микроструктуре сорбента, происходящие в результате заполнения пористой структуры сорбента молекулами экстрагента. После введения молекул экстрагента в полимерную матрицу, пористая структура сохраняется. При этом мезо-поры внутри полимерных глобул заполняются экстрагентом, а макропоры заполняются экстрагентом лишь частично в зависимости от степени импрегнирования образцов. Это связано, с тем, что размер дитиофосфатного иона, превышает 8,2x4,9 нм (по данным рентгеноструктурного анализа [4]), а частицы такого размера не могут заполнять микропоры. Адсорбция происходит одновременно в порах всех типов вплоть до полного заполнения мезо- и макропор по механизмам моно- и полимолекулярной адсорбции в случае сорбентов импрегнированных менее чем 75 %. После предельного заполнения мезопор происходит обратимая полимолекулярная адсорбция на поверхности макропор, как в случае сорбентов с 75 – 100 % степенью заполнения пор.

Для подтверждения данных полученных с помощью низкотемпературной адсорбции азота также были сняты микрофотографии твердого экстрагента на основе Пороласа и $(i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSSH}$ до и после сорбции меди из водных растворов (рисунок 3). После сорбции поверхность сорбента становится сильно неоднородной и практически полностью исчезает пористая структура, в результате ак-

кумуляции ионов меди в виде металлокомплексов $[\text{Cu}((i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSS})_2]$ на поверхности сорбента. Это связано с тем, что размеры молекулы комплекса $[\text{Cu}((i\text{-C}_3\text{H}_7\text{O})_2\text{PSS})_2]$, который образуется в процессе сорбции на поверхности сорбента равны 15,2x7,6 нм. Частицы подобного размера могут эффективно адсорбироваться в мезо- и макропористой структуре сорбента, приводя к полной потере пористости.

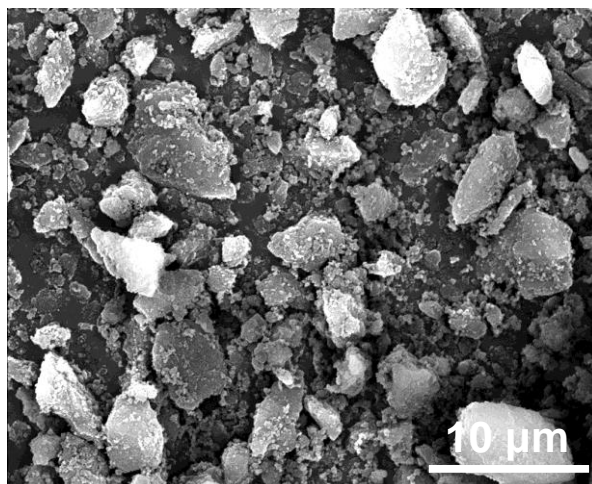


Рисунок 3 – Микроструктура Пороласа после адсорбции меди из раствора

Экстракцию на твердых экстрагентах в растворе изучали подобно сорбции на ионообменных смолах в статических или динамических условиях. Нами была определена сорбционная емкость сорбентов по меди для полученных образцов сорбентов. Сорбционная емкость сорбента q_e характеризует максимальное количество ионов металла, извлекаемого навеской данного сорбента из определенного объема модельного раствора в оптимальных условиях. q_e определяли экспериментально по графической зависимости (изотерма) в координатах количество меди, поглощенное 1 г сорбента (q_e) от равновесной концентрации меди (c_e). По точке выхода кривой на плато находили количество меди, которое является предельной емкостью для 1 г данного сорбента, т.е. q_0 . Также параметры сорбции рассчитывали из моделей Лэнгмюра и Фрейндлиха (таблица 2).

Таблица 2 – Параметры процессов сорбции меди на импрегнированных сорбентах

| Степень импрегнирования, % | Параметры Лангмюра | | | | $\Delta G = -RT \ln K$ | Параметры Фрейндлиха | | |
|----------------------------|--------------------|---------|------|--------|------------------------|----------------------|------|--------|
| | q_0 | | b | R^2 | | K_f | n | R^2 |
| | mmol/g | mg/g | | | l/mmol | | | |
| 0 | 17,48 | 1118,88 | 0,26 | 0,8006 | -13,80 | 3,57 | 1,33 | 0,9741 |
| 10 | 35,84 | 2293,91 | 0,14 | 0,9691 | -12,16 | 4,33 | 1,26 | 0,9988 |
| 25 | 41,84 | 2677,82 | 0,11 | 0,9701 | -11,56 | 4,10 | 1,14 | 0,9958 |
| 50 | 9,81 | 628,07 | 6,37 | 0,9244 | -21,70 | 8,45 | 3,05 | 0,8929 |
| 75 | 13,81 | 883,98 | 1,11 | 0,9565 | -17,36 | 6,83 | 1,81 | 0,9704 |
| 100 | 18,55 | 1187,38 | 0,73 | 0,9433 | -16,32 | 7,77 | 1,94 | 0,9704 |

На основании данных таблицы 2 показано, что:

1. При заполнении Пороласа импрегнантом на уровне от 30 до 50 % наблюдается наилучшая сорбционная способность по отношению к ионам меди, наряду с высоким коэффициентом распределения.

2. Отрицательное значение энергии Гиббса свидетельствует о самопроизвольном термодинамически выгодном процессе адсорбции меди на поверхности наноструктурированного твердого экстрагента и наиболее оптимальным является 50 % заполнение импрегнантом сорбента.

3. Процесс сорбции лучше описывается с помощью уравнения Фрейндлиха, что позволяет судить о значительном вкладе химического взаимодействия по сравнению с физической адсорбцией в процесс сорбции.

При рассмотрении механизма сорбции металлов на полученных наноструктурированных твердых экстрагентах следует учитывать надмолекулярную структуру, показанную на рисунке 4.

Надмолекулярная структура Пороласа состоит из микросферических глобул неполярного сополимера стирола и дивинилбензола, упаковка которых приводит к возникновению макропористости. В порах и на поверхности неполярного сополимера адсорбируются молекулы экстрагента – алкилдитиофосфорной кислоты. Неполярные глобулы наиболее эффективно взаимодействуют с алкилэфирной группировкой, при этом дитиофосфатная группа стерически способна к взаимодействию с ионами металлов и образованию комплексов состава 1:1, 1:2 за счет химического взаимодействия путем комплексообразования и образования водородных связей при степени импрегнирования 30 – 50 %. Таким образом, силы, действующие между молекулами экстрагируемого вещества – дитиофосфорной кислотой – полимером по влиянию на константы распределения можно расположить в следующий ряд: химическое взаимодействие > водородные связи > силы Ван-дер-Ваальса.

Гранула

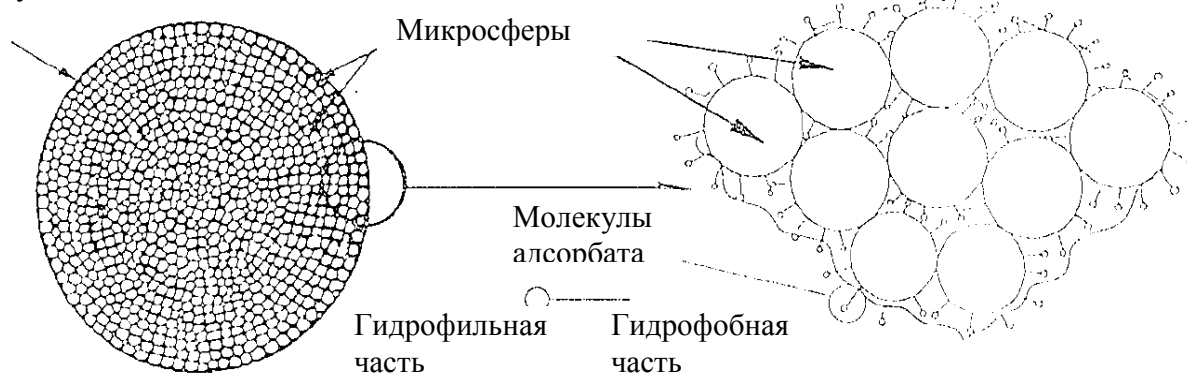


Рисунок 4 – Схема гранулы Пороласа, пропитанного экстрагентом

Таким образом, механизм сорбции включает в себя как физическую адсорбцию ионов меди на поверхности адсорбента, так и сильное химическое взаимодействие благодаря присутствию импрегнированных лигандов в структуре сорбентов, что способствует увеличению сорбции металла с помощью синтезированных наноструктурированных твердых экстрагентов.

Библиографический список

1. Г. М. Вольдман, А.Н. Зеликман., Теория гидрометаллургических процессов. М: Интермет Инжиниринг, 2003. – 464 с.
2. Kabay N., Cortina J. L., Trochimczuk A., Streat M., Solvent-impregnated resins (SIRs) – Methods of preparation and their applications// *Reactive & Functional Polymers.* - 2010. – V. 70. – P. 484–496.
3. Xu Ying, Zhang Fang, Experimental research on heavy metal wastewatertreatment with dipropyl dithiophosphate// *Journal of Hazardous Materials B137.* – 2006.-P. 1636–1642.
4. Kh. T. Sharipov, Sh. Sh. Daminova, L. L. Talipova. Crystal and Molecular Structure of Rhodium(III) Diisopropyldithiophosphate//*J. Struct. Chem.* – V. 43. – P. 369 – 372.

УДК 338

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ГОСУДАРСТВЕННОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Ахмедов А.Э., Смольянинова И.В.

*АНОО ВО «Воронежский экономико-правовой институт»,
г. Воронеж, Россия, amista2007@rambler.ru*

Аннотация: В статье рассматриваются современные тенденции развития металлургического комплекса России, предлагаются направления государственного содействия обеспечению устойчивого развития предприятий металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды

Ключевые слова: металлургический комплекс, риски, устойчивое развитие, государственное регулирование, внешняя среда.

AREAS OF IMPROVEMENT OF STATE REGULATION OF METALLURGICAL COMPLEX

Ahmedov A.E., Smolyaninova I.V.

*Voronezh Institute of Economics and Law,
Voronezh, Russia, amista2007@rambler.ru*

Abstract: *The article deals with modern trends in the development of the metallurgical complex of Russia, offered the direction of the public to promote sustainable development of metallurgical enterprises in the conditions of instability of the environment*

Key words: *metallurgical complex, risks, sustainable development, government regulation, the external environment.*

Государственная функция регулирования деятельности предпринимательства, в том числе, с точки зрения устойчивого развития является важнейшей составляющей функционирования предприятий в промышленном секторе. Особенно важно, чтобы эта функция проявляла себя в период нестабильности внешней среды, в том числе глобального характера. Государственное регулирование особенно важно для металлургических предприятий, поскольку в России преобладает крупное и среднее предпринимательство.

Металлургический комплекс традиционно имеет высокую капиталоемкость и наукоемкость. Его особенностью является консолидация предпринимательских структур для повышения конкурентоспособности и использование франчайзинга и интеграции по вертикальному типу. В настоящее время мировой рынок металлургической продукции представлен несколькими многопрофильными корпорациями.

В последние годы металлургическая промышленность развивалась достаточно успешно. Так, в частности, российская металлургия, более 10 лет являющаяся крупным игроком на глобальном рынке металлургической продукции, демонстрирует достаточно устойчивое развитие. По масштабам производства в системе международной торговли металлом России занимает одно из ведущих мест. На долю российской металлургии приходится свыше 5 процентов мирового производства стали, 11 процентов алюминия, 21 процент никеля, 27,7 процентов титана, страна обеспечивает около 10 процента оборота международной торговли металлопродукцией в натуральном выражении [2, 4].

Однако глобальные экономические процессы наложили свой отпечаток на развитие исследуемой отрасли. Так, в частности, в условиях мировых финансовых и экономических кризисов 2008 – 2012 гг. из-за возникновения множества, прежде всего макроэкономических рисков, существенно изменились результаты деятельности рынка металлургии, что нашло свое отражение в тенденции снижения экономической активности хозяйственных образований, наиболее наглядно эти процессы просматриваются применительно к отрасли металлургии (таблица 1).

Таблица 1 – Динамика предприятий металлургического комплекса (тыс. единиц)

| Виды деятельности | Годы | | | | | | | | | |
|---|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 | 2011 | 2012 |
| Производство металлопроката и металлических изделий | 31,9 | 30,8 | 31,9 | 32,7 | 31,1 | 34,2 | 36,1 | 38,2 | 38,3 | 38,4 |

В условиях затянувшегося финансово-экономического кризиса предприятия металлургического комплекса находятся в сложном взаимодействии с негативными факторами внутренней и внешней среды (высокий уровень износа основных промышленно-производственных фондов, низкая восприимчивость предприятий к внедрению инноваций, дисбаланс спроса и предложения, острая конкуренция с зарубежными производителями). В этой связи возникает необходимость обеспечения соответствия показателей финансово-хозяйственной деятельности предприятий, требованиям мирового уровня конкурентоспособности и, в конечном счете, прибыльности и рентабельности, априорно взаимосвязанное с устойчивым развитием [1, 5].

Однако, проведенный анализ и оценка тенденций и закономерностей развития предприятий металлургического комплекса выявили значительные стратегические разрывы между существующим и желаемым состоянием использования рыночного потенциала.

В этой связи в условиях экономической нестабильности внешней среды необходим научно-обоснованный анализ и классификация факторов риска, затрудняющих устойчивое развитие отрасли, которые в экономической теории принято делить на две группы.

Применительно к исследуемой отрасли промышленности, на наш взгляд, можно выделить следующие ключевые факторы риска. Среди внутри отраслевых рисков это, прежде всего высокий уровень износа основных промышленно-производственных фондов отраслей, низкая восприимчивость предприятий к внедрению инноваций, дисбаланс спроса и предложения на внутреннем рынке. Среди внешних факторов необходимо отметить вступление в ВТО, которое неминуемо повлечет острую конкуренцию с зарубежными производителями, прежде всего Китая и других стран азиатского региона на мировых рынках металлопродукции.

Основываясь на выделенных отраслевых рисках, произведем оценку их влияния на обеспечение устойчивого развития исследуемой отрасли промышленности (рисунок 1).

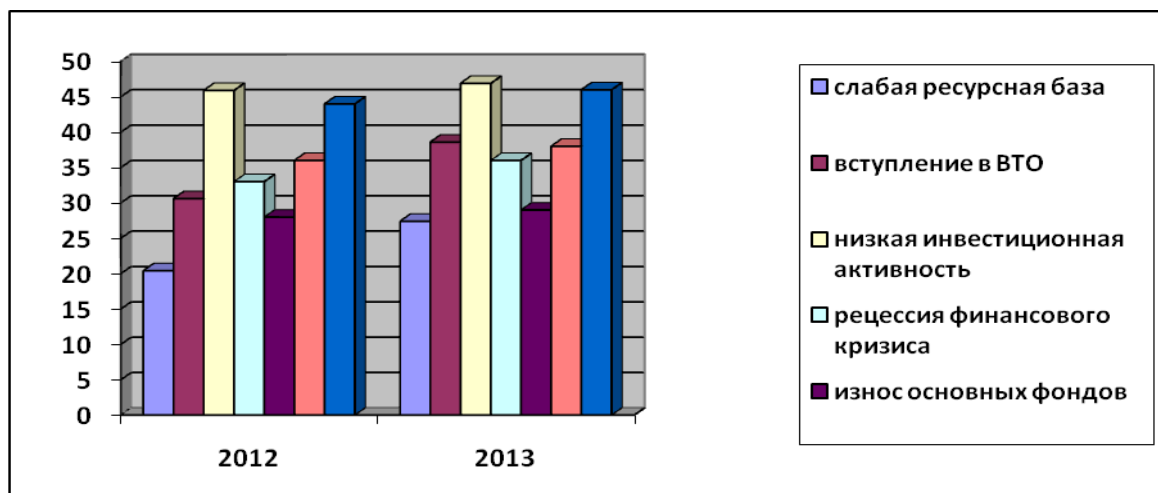


Рисунок 1 – Оценка влияния факторов риска в металлургии

В условиях глобального рынка металлургическая промышленность сталкивается с агрессивной ценовой политикой крупных транснациональных компаний, выходящих на отечественный рынок. Макроэкономическая конъюнктура способствует снижению рентабельности выпускаемой продукции, а в производстве продукции отрасли металлургии наблюдается высокий уровень использования импортных комплектующих.

При этом особую роль в поступательном развитии металлургического комплекса, на наш взгляд, должно играть государство. В условиях произошедшего вступления в ВТО наиболее эффективной и рациональной представляется политика государства по стимулированию интеграционных процессов, а также по обеспечению защиты интересов отечественных товаропроизводителей от недобросовестной конкуренции иностранных компаний.

Отсюда первоочередными задачами госрегулирования устойчивого развития отраслей металлургии являются: обеспечение благоприятных правовых, организационных и экономических условий для формирования и функционирования предприятий металлургического комплекса, поддержка инвестиционной и инновационной составляющей устойчивого развития; обеспечение баланса экономических и социальных аспектов деятельности предприятий; обеспечение эффективного выхода металлургических холдингов на международные рынки [3, 6].

На основании предложенной системы целеполагания мы предлагаем следующие меры государственного содействия обеспечению устойчивого развития металлургического комплекса (рисунок 2).

Представленные нами предложения по защите отечественных товаропроизводителей, конкурентные позиции которых ухудшаются под влиянием зарубежных производителей, обеспечат возможности для поддержания спроса на выпускаемую ими продукцию на внутреннем рынке. Вместе с тем дальнейшее повышение конкурентоспособности отечественных предприятий неразрывно связано с ускорением развития инвестиционной и инновационной деятельности.



Рисунок 2 – Направления государственного содействия обеспечению устойчивого развития предприятий металлургического комплекса

Таким образом, как было отмечено выше, в условиях нестабильности экономики предприятия металлургического комплекса находятся в сложном взаимодействии с негативными факторами внутренней и внешней среды. В этой связи возникает необходимость совершенствования механизма управления устойчивым развитием предпринимательских структур металлургического комплекса, смещая акцент на априорно взаимосвязанное инвестиционно-инновационное развитие, направленное на создание адаптивных форм хозяйствования.

Библиографический список

1. Ахмедов А.Э., Шаталов М.А., Смольянинова И.В. Государственное регулирование агропромышленного производства в условиях реализации политики импортозамещения// Регион: государственное и муниципальное управление. – 2015. – № 1. – С. 1.
2. Смольянинова И.В., Ахмедов А.Э. Система стратегического управления предприятием в условиях развития инновационной деятельности. Воронеж, 2013.
3. Стратегия развития металлургической промышленности России на период до 2020 года // URL: <http://old.minpromtorg.gov.ru/ministry/strategic/sectoral/2>
4. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Совершенствование механизма государственного регулирования металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды// Вести высших учебных заведений Черноземья. – 2015. – № 1. – С. 67 – 73.
5. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э., Смольянинова И.В. Обоснование стратегии диверсификации предпринимательских структур в условиях нестабильности внешней среды // Государственный советник. – 2015. – № 1. – С. 9 – 13.
6. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э., Мычка С.Ю. Кластерный подход развития регионов // Территория науки. – 2015. – № 2. – С. 142 – 145.

НЕОБХОДИМОСТЬ РАЗРАБОТКИ КОНЦЕПЦИИ СТАНДАРТОВ НОВОГО ПОКОЛЕНИЯ В МЕТАЛЛУРГИИ*

Полякова М.А.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, m.polyakova-64@mail.ru*

Аннотация: Приведен анализ современного состояния стандартизации. Установлены основные признаки стандартизации как науки. Показано, что существует необходимость быстрого внедрения результатов научных разработок в области нанотехнологий в действующее производство, что сдерживается практически отсутствием соответствующих нормативных документов на продукцию. Определены основные направления работ по разработке концепции стандартов нового поколения.

Ключевые слова: Стандартизация, научные принципы, нанотехнологии, металлургия, концепция, стандарт.

NECESSITY FOR THE CONCEPTION OF NEW GENERATION STANDARDS DEVELOPMENT IN METALLURGY

Polyakova M.A.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, m.polyakova-64@mail.ru*

Abstract: Present state in standardization is analyzed. Basic principles of standardization as a science are adjusted. It is shown the necessity for rapid implementation of scientific results in nanotechnologies to industrial manufacturing. This process is restrained by the lack of corresponding normative documents for product. Main tendencies for carrying out standards of new generation are identified.

Key words: Standardization, scientific principles, nanotechnologies, metallurgy, conception, standard

Основу современной теории долгосрочного технико-экономического развития составляют долгосрочные циклы. Цикличность развития экономики в различных странах рассматривали такие ученые как Й. Шумпетер, А. Кляйнкнехт, К.Фримен, Д. Кларк, Л. Суите, К. Перес и др. К настоящему времени в России сложилась научная школа, в рамках которой доказано, что в технологической структуре экономики можно выделить группы технологических совокупностей, связанные друг с другом однотипными технологическими цепями и образующие воспроизводящиеся целостности – технологические уклады [1]. При этом каждый такой уклад представляет собой целостное и устойчивое образование, в рамках которого осуществляется замкнутый цикл, включающий добычу и получение первичных ресурсов, все стадии их переработки и выпуск набора конечных продуктов, удовлетворяющих соответствующему типу общественного потребления. Сторонниками данной научной школы являются известные Российские ученые Ю.В. Яковец, Б.Н. Кузык, Д.С. Львов, С.Ю. Глазьев, С.Ю. Румянцева и др.

В рамках технологического уклада происходят качественные изменения не только в производственных отраслях экономики, но также сфер деятельности, напрямую не связанных с производством. Одним из таких видов деятельности является стандартизация. С одной стороны, стандартизация – деятельность, которая находит наиболее рациональные нормы, а затем закрепляет их в нормативных документах, с другой – стандартизация является одним из важнейших элементов механизма управления качеством продукции. Поскольку качество продукции определяет ее конкурентоспособ-

* Работа выполнена в соответствии с госзаданием Министерства образования и науки Российской Федерации Магнитогорскому государственному техническому университету им. Г.И. Носова, контракт 11.1525.2014 «Разработка технологии получения высокопрочных длинномерных профилей из материалов с ультрамелкозернистой структурой в условиях комбинирования процессов интенсивного пластического деформирования».

ность на внутреннем и внешнем рынках, следовательно, стандартизация должна быстро реагировать на происходящие в производственной сфере изменения.

Одним из немаловажных факторов стандартизации в области нанотехнологий является значительное расхождение, а порой непонимание между потребителем продукции и ее непосредственным производителем. Это приводит к возникновению неоправданных барьеров на пути внедрения результатов научных разработок в действующее промышленное производство. Исходя из этого, в период становления шестого технологического уклада актуальным вопросом является совершенствование системы стандартизации (рисунок 1).



Рисунок 1 – Совершенствование системы стандартизации в период перехода к шестому технологическому укладу

Стандартизацию можно охарактеризовать как деятельность, направленную на разработку и установление требований, норм, правил, характеристик как обязательных для выполнения, так и рекомендуемых, обеспечивающая право потребителя на приобретение товаров надлежащего качества за приемлемую цену, а также право на безопасность и комфортность труда. Цель стандартизации — достижение оптимальной степени упорядочения в той или иной области посредством широкого и многократного использования установленных положений, требований, норм для решения реально существующих, планируемых или потенциальных задач. Основными результатами деятельности по стандартизации должны быть повышение степени соответствия продукта (услуги), процессов прежде всего их функциональному назначению [2, 3].

Каждая наука имеет свое исходное понятие, свой предмет изучения. Стандартизация как наука базируется на определенных принципах, а также имеет свои специфические методы (рисунок 2). Принцип системности определяет стандарт как элемент системы и обеспечивает создание систем стандартов, взаимосвязанных между собой сущностью конкретных объектов стандартизации. Системность – одно из требований к деятельности по стандартизации, предполагающих обеспечение взаимной согласованности, непротиворечивости, унификации и исключение дублирования требований стандартов.

Принцип повторяемости означает определение круга объектов, к которым применимы вещи, процессы, отношения, обладающие одним общим свойством – повторяемостью во времени или в пространстве. Принцип вариантности в стандартизации означает создание рационального многообразия (обеспечение минимума рациональных разновидностей) стандартных элементов, входящих в стандартизируемый объект. Принцип взаимозаменяемости предусматривает (применительно к технике) возможность сборки или замены одинаковых деталей, изготовленных в разное время и в различных местах [4].

Типовая задача стандартизации заключается в определении возможного ряда решений из нескольких наиболее приемлемых, из которого затем отбирается (разрабатывается) одно, оптимальное, которое узаконивают в виде стандарта. Можно сделать вывод, что стандартизация характеризуется сле-

дующими признаками научного знания: имеет эмпирическую основу, теоретическую основу и логику и совокупность полученных утверждений и результатов. Кроме того, следует добавить, что это предполагает представление объекта как набора параметров, описание позиций субъектов через набор параметров, структурирование свойств при помощи анализа, комплексную оценку степени близости позиций потребителя и изготовителя в момент согласования требований стандарта, а также решение разработки стандарта как многопараметрическая оптимизация согласования позиций сторон [5].

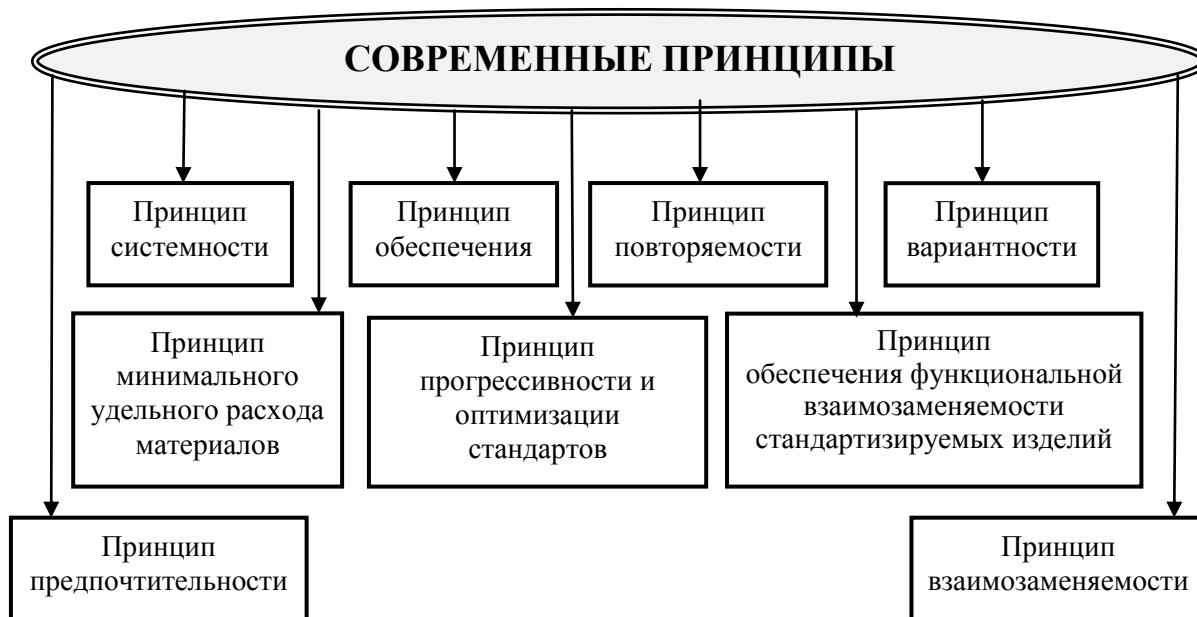


Рисунок 2 – Научно-технические принципы стандартизации как науки

Стандартизация, как практическая деятельность по разработке и принятию норм и правил, регламентирующих различные сферы деятельности людей, стала необходимым условием экономического развития государств и мирового сообщества в целом. Однако основные принципы стандартизации нуждаются в рассмотрении и доработках, чтобы обеспечить эффективную практическую работу в данной области. Стандартизация в целом нуждается в глубокой и всесторонней разработке ее теоретических основ, т.е. целостного представления относительно закономерностей и существенных свойств этой области деятельности. Стандартизация должна не только основываться на базовом опыте, но и иметь свою научную методологию. Поэтому необходима разработка методологии, основных понятий и алгоритмов работы по стандартизации [6].

Современный этап развития техники и технологий характеризуется интенсивным развитием нанотехнологий, которые являются ключевым фактором следующего, шестого технологического уклада. Одним из индикаторов, определяющих распространение нанотехнологий в экономике, является число действующих стандартов [1]. Научно-практические разработки последних лет доказывают перспективность и возможность внедрения нанотехнологий в действующие технологические процессы производства металлоизделий различного назначения. Результатом практической реализации фундаментальных исследований в области формирования наноструктуры в углеродистых сталях при различных видах интенсивной пластической деформации стали разработанные технологические процессы получения различных видов метизной продукции [7]. Использование углеродистой стали с ультрамелкозернистой структурой для производства различных видов металлоизделий (поволока, машиностроительный крепеж, высокопрочная арматура для железобетонных шпал и др.) позволяет не только получить характерный для данного структурного состояния комплекс прочностных и пластических свойств, но также в значительной степени расширяет области применения, приводит к экономии материальных и энергетических ресурсов. В то же время появление новейших технологий позволяющих обеспечивать в традиционных сталях формирование ультрамелкозернистой и наноструктуры, а также технологий получения таких стальных заготовок привело к тому, что уровень свойств получаемых конечных метизных изделий даже из традиционных марок стали значительно выше по сравнению с нормируемыми в стандартах значениями. Это сдерживает как применение самих материалов, так и развитие соответствующих новых технологий в метизной практике. И тем более не исследован и непонятен вопрос, каким образом осуществлять стандартизацию применения таких материалов (технологий) в промышленных масштабах.

Современный этап развития металлургического производства требует разработки новой концепции стандартов нового поколения (рисунок 3).

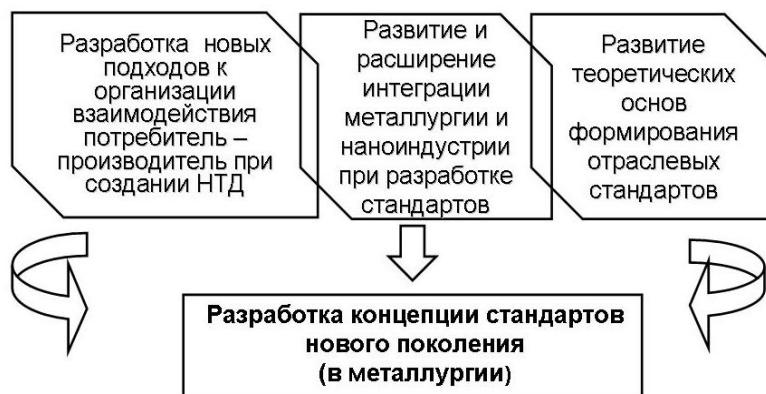


Рисунок 3 – Основные направления работ по разработке концепции стандартов нового поколения

Такой подход будет способствовать интеграции инновационных технологических процессов в действующее промышленное производство, что приведет к укреплению позиций предприятий металлургической отрасли в мировом экономическом пространстве [8].

Таким образом, основными задачами стандартизации в области металлургического производства являются:

- упорядочение информации в нормативно-технических документах (систематизация);
- унификация количества нормативно-технических документов на определенный вид продукции;
- разработка методических основ с учетом внедрения инноваций и модернизации металлургического производства, т.е. стандартизация должна быть действительно опережающей.

Опережающая стандартизация заключается в установлении повышенных по отношению к уже достигнутому на практике уровню норм и требований к объектам стандартизации, которые согласно прогнозам будут оптимальными в последующее время. Целью разработки стандартов с перспективными требованиями является создание нормативно-технической базы и выпуск отечественной продукции соответствующей высокому мировому уровню. Перспективные стандарты обеспечивают наиболее полный учет научно и экономически обоснованных требований заказчика, использование результатов поисковых, фундаментальных, прикладных научно-исследовательских работ, прогнозирования, открытий, изобретений, а также способствует разработке, постановке на производство и выпуску новой техники, снятию с производства устаревших моделей.

Библиографический список

1. Нанотехнологии как ключевой фактор нового технологического уклада в экономике / Под ред. академика РАН С.Ю. Глазьева и профессора В.В. Харитонова. – М.: «Тривант». 2009. – 304 с.
2. Г.Д. Крылова. Основы стандартизации, сертификации, метрологии: учебник. М.: ООО «Изд. ЮНИТИ-ДАНА», 2012.
3. Ю.В. Димов. Метрология, стандартизация и сертификация. Серия: Учебник для ВУЗов. Издательство: Питер, 2013. 476 с.
4. Сущность и понятие стандартизации <http://www.priormange.ru/ctns-555-2.html>. Дата обращения 18 января 2015 г.
5. Г.Ш. Рубин. Квалиметрия метизного производства. Магнитогорск: ФГБОУ ВПО «МГТУ», 2012. 167 с.
6. Концепция системы технического регулирования в металлургии // http://www.amror.ru/gen_dir/konceptciya.htm. дата обращения 6.08.2013. Сергей Глазьев, авторизованный текст доклада «Модернизация: технологический, макроэкономический, институциональный аспекты» на пленарном заседании годовой конференции НЭА «Образование, наука и модернизация». <http://opes.ru/1347739.html>. Дата обращения 20.01.2014.
7. Г.Ш. Рубин, М.А. Полякова. Развитие научных основ стандартизации. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1. С. 97 – 102.
8. М.А. Полякова, Г.Ш. Рубин. Современное направление развития стандартизации как науки. Черные металлы. 2014. № 6. С. 32-37.

**РАЗРАБОТКА ПРОЕКТА СТАНДАРТА НА МЕТАЛЛОПРОДУКЦИЮ НА ОСНОВЕ
КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ СТЕПЕНИ БЛИЗОСТИ ТРЕБОВАНИЙ
ПОТРЕБИТЕЛЯ И ПРОИЗВОДИТЕЛЯ***

Данилова Ю.В., Полякова М.А.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия,
j.v.danilova@inbox.ru, m.polyakova-64@mail.ru*

***Аннотация:** Для формализации процедуры согласования требований потребителя и производителя разработан алгоритм определения комплексной количественной оценки, который следует использовать при разработке стандарта на продукцию. Для комплексной оценки степени близости позиций потребителя и изготовителя предлагается использовать формулы свёртки для комплекса оценок доминирующих и компенсируемых свойств.*

***Ключевые слова:** Стандарт, металлопродукция, потребитель, производитель, алгоритм, функционально-целевой анализ, комплексная оценка.*

**METALWARE STANDARD PROJECT DEVELOPMENT BASED ON THE
QUANTITATIVE ASSESSMENT THE DEGREE OF MATCHING CUSTOMER
DEMANDS AND MANUFACTURER POSITION**

Danilova Ju.V., Polyakova M.A.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, j.v.danilova@inbox.ru, m.polyakova-64@mail.ru*

***Abstract:** In order to formalize the procedure of matching customer demands and manufacturer position the integrated quantitative assessment algorithm is carried out which should be used during development the standard for product. For integrated quantitative assessment the degree of matching customer demands and manufacturer position it is proposed to use compression formula for the set of dominated and compensated properties.*

***Key words:** Standard, metal ware, customer, manufacturer, algorithm, functional-oriented analysis, complex estimation*

В современном мире постоянно растет значение стандартов. Основной причиной этого являются изменения в экономике и общественной жизни, связанные с глобализацией мирового рынка, стиранием границ на пути движения капитала, товаров, идей и информации. Научно-технический прогресс, стремительное развитие информационных технологий и активное их внедрение - все это также способствует активизации процесса разработки и внедрения международных стандартов во все сферы человеческой деятельности [1]. Стандартизация нуждается в глубокой и всесторонней разработке ее теоретических основ, т.е. целостного представления относительно закономерностей и существенных свойств этой области деятельности.

Стандарт разрабатывается по решению разработчика (изготовителя) или по требованию заказчика (потребителя) продукции и содержит полный комплекс требований к продукции, ее изготовлению, контролю и приемке [2]. Несмотря на то, что правила построения и содержания стандарта строго оговорены в различных нормативных актах и документах, процедура предварительного согласования требований, определяющих показатели качества и эксплуатационные характеристики продукции и которые затем будут закреплены в стандарте, никак не регламентирована. Это приводит к

* Работа выполнена в соответствии с госзаданием Министерства образования и науки Российской Федерации Магнитогорскому государственному техническому университету им. Г.И. Носова 11.1525.2014 «Разработка технологии получения высокопрочных длинномерных профилей из материалов с ультрамелкозернистой структурой в условиях комбинирования процессов интенсивного пластического деформирования».

невозможности выполнения одного из основных принципов стандартизации – недопустимости создания препятствий производству и обращению продукции, выполнению работ и оказанию услуг в большей степени, чем это минимально необходимо для выполнения целей (статья 12 Федерального закона «О техническом регулировании»). Конфликт сторон состоит в том, что потребителю необходимо, чтобы изделие выполняло определенные функции, а изготовитель оперирует техническими понятиями, цифрами, регламентируемыми в различных нормативных документах.

Процесс согласования стандарта состоит из двух стадий: определение структуры связей потребительских функций и свойств изделий (структурное согласование) и выбор уровня количественных параметров, обеспечивающих согласованную позицию сторон (параметрическое согласование) [3]. При этом необходимо организовать процедуру согласования таким образом, чтобы обеспечить реальное согласование интересов сторон. Это возможно в результате выполнения последовательности действий, направленных на постепенное уточнение позиций потребителя и производителя, определения отклонений между ними, а также расчете комплексной оценки степени близости сторон (рисунок 1). Реализация данного подхода возможна, на наш взгляд, с использованием функционально-целевого анализа. Сущность данного анализа состоит в определении связей между функциями и свойствами изделия на его потребительской фазе. Потребительская фаза – это промежуток времени, начинающийся с обретением изделия всех характерных для него свойств и заканчивающийся моментом достижения состояния, когда в результате износа невозможна эксплуатация изделия в соответствии с его назначением [4, 5]. На рисунке 2 представлен пример использования функционально-целевого анализа болта машиностроительного, главной полезной функцией которого является надежная фиксация составных частей конструкции друг относительно друга.

В квалиметрии свойства изделия принято делить на доминирующие и компенсируемые [6]. При этом считается, что доминирующие показатели – это такие показатели, нулевая оценка которых приводит к нулевой комплексной оценке всех свойств данной группы. Компенсируемые – показатели, оценка которых повышает или понижает комплексную оценку свойств одного уровня, но не может обратить её в ноль.

Свойства болта машиностроительного в зависимости от статуса группового показателя и представлены в таблице 1.

С целью формализации предлагаемого подхода трансформируем алгоритм комплексной количественной оценки качества в алгоритм определения комплексной количественной оценки степени близости позиций потребителя и производителя в период согласования требований стандарта. В соответствии с предлагаемым алгоритмом и с учетом требуемых условий эксплуатации изделия необходимо рассчитать значения единичных и групповых оценок, а затем рассчитать комплексную оценку степени близости позиций потребителя и производителя. По результатам полученного значения комплексной оценки сделать вывод: либо необходимо сближение позиций сторон, либо можно переходить к разработке стандарта.

Групповыми оценками близости позиций сторон называем набор единичных показателей, объединенных путем математических операций в одну составляющую – группу, значения которых вычисляются по формулам свертки (1) или (2) в зависимости от статуса показателя [6]. Заметим, что формулы свертки для расчета групповых оценок и комплексной количественной оценки степени близости позиций сторон совпадают, т.к. формулы свертки зависят от статусов показателей и весомости.

$$D = \frac{\prod_{i=1}^m d_i^{\frac{1}{m}} (d_i + 1)^{\alpha_i}}{2}, \quad (1)$$

$$1 + K = \prod_{i=1}^n (k_i + 1)^{\beta_i}, \text{ откуда } K = \prod_{i=1}^n (k_i + 1)^{\beta_i} - 1, \quad (2)$$

где D и K – свертки оценок доминирующих и компенсируемых свойств, соответственно;

1/2 – масштабирующий множитель;

d_i – оценки доминирующих свойств, $i = 1, 2, \dots, m$;

k_i – оценки компенсируемых свойств, $i = 1, 2, \dots, n$;

α_i и β_i – весомости соответствующих свойств, причем $\sum_{i=1}^m \alpha_i = \sum_{i=1}^n \beta_i = 1$.

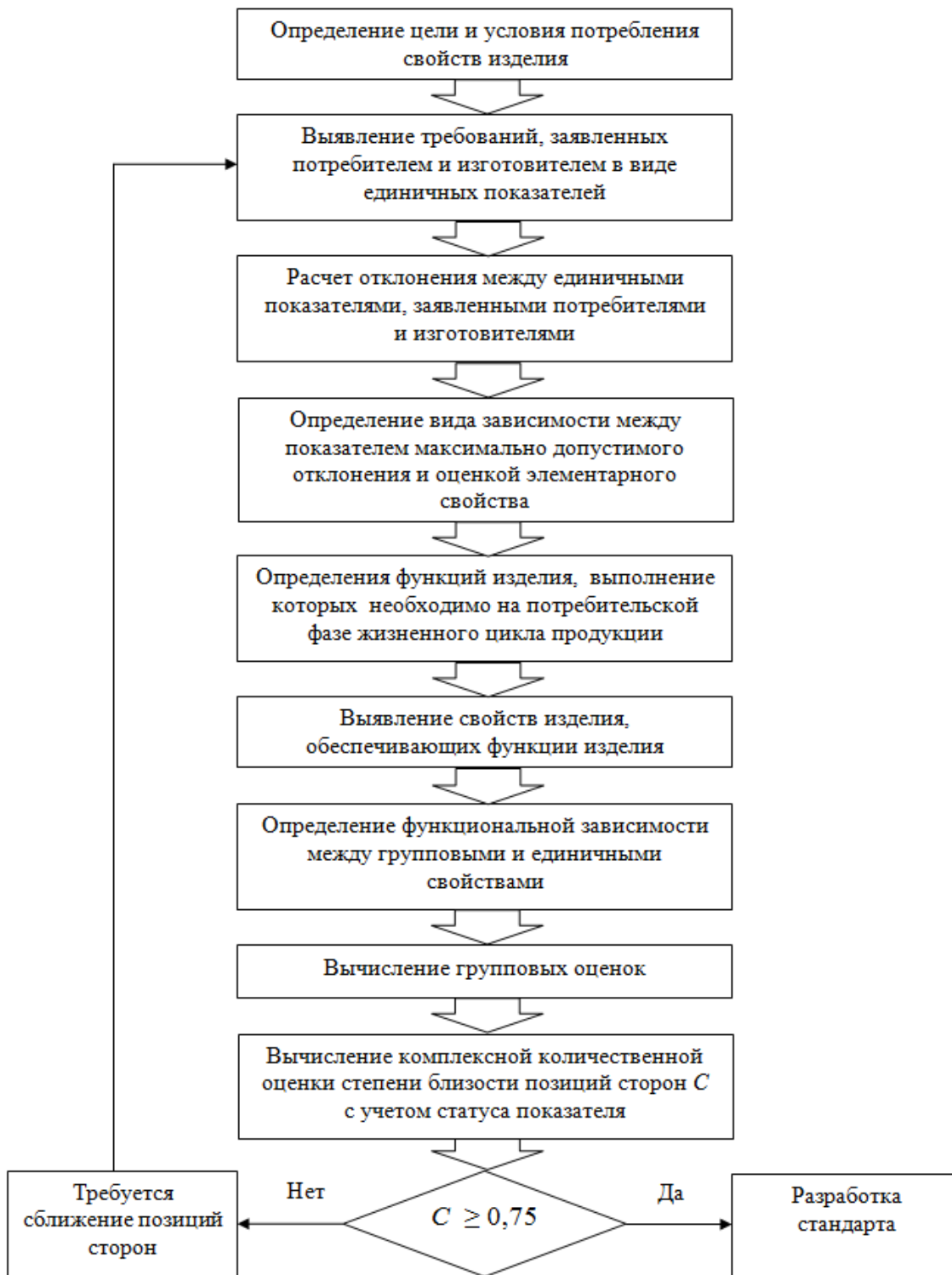


Рисунок 1 – Обобщенный алгоритм определения комплексной количественной оценки степени близости позиций сторон при разработке стандарта на продукцию

В формуле (1) для оценки групповых свойств весомость вычисляется так $\alpha_i = \frac{1}{m}$ для $i = 1, 2, \dots, m$. В результате она принимает вид

$$C_i = \frac{\prod_{i=1}^m d_i^{\frac{1}{m}} (d_i + 1)^{\frac{1}{m}}}{2}, \quad (3)$$

где C_i – групповая оценка для свойств с доминирующим статусом;
 d_i – оценки единичных свойств, относящихся к группе, $i = 1, 2, \dots, m$.

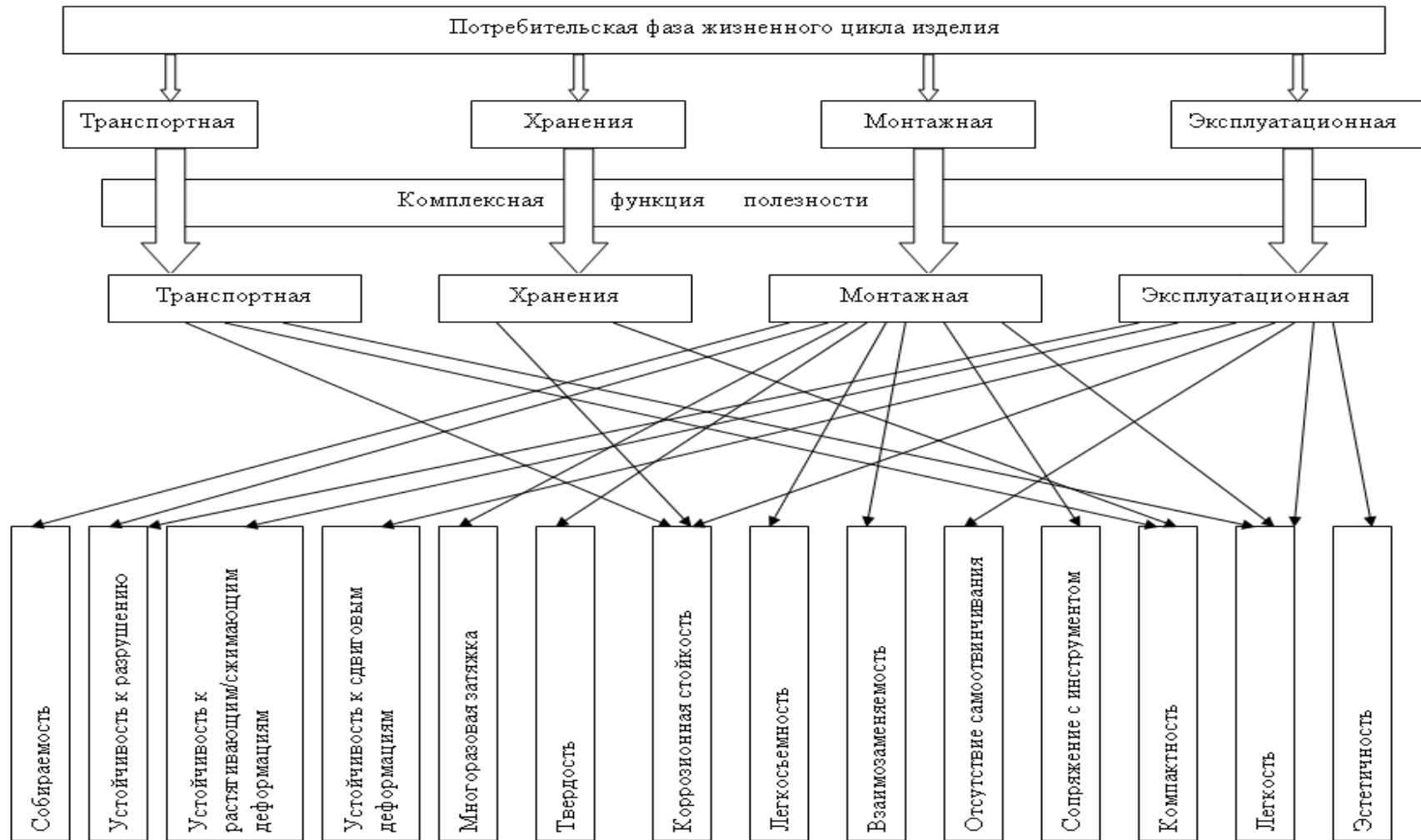


Рисунок 2 – Структура потребительских функций и свойств болта машиностроительного на потребительской фазе жизненного цикла изделия

Таблица 1 – Групповой показатель болта машиностроительного и его статус

| Функция болта машиностроительного | Потребительская функция | Статус группового свойства |
|-----------------------------------|--|----------------------------|
| Транспортная | Коррозионная стойкость | Д |
| | Компактность | К |
| | Легкость | К |
| Хранения | Коррозионная стойкость | Д |
| | Компактность | К |
| Монтажная | Собираемость | Д |
| | Устойчивость к разрушению | Д |
| | Многоразовая затяжка | Д |
| | Твердость | Д |
| | Легкосъемность | Д |
| | Взаимозаменяемость | Д |
| | Сопряжение с инструментом | Д |
| | Легкость | К |
| Эксплуатационная | Устойчивость к разрушению | Д |
| | Устойчивость к растягивающим / сжимающим деформациям | Д |
| | Устойчивость к сдвиговым деформациям | Д |
| | Коррозионная стойкость | Д |
| | Отсутствие самоотвинчивания | Д |
| | Легкость | К |
| | Эстетичность | К |

Примечание. Буквами «Д» и «К» отмечены доминирующие и компенсируемые статусы групповых свойств, соответственно.

$$C_i = \prod_{i=1}^n (k_i + 1)^{\frac{1}{n}} - 1, \quad (4)$$

где C_i – групповая оценка для свойств с компенсируемым статусом;

k_i – оценки компенсируемых свойств, $i = 1, 2, \dots, n$.

Для комплексной оценки степени близости позиций потребителя и изготовителя предлагается деление показателей на доминирующие и компенсируемые с использованием формулы свёртки для комплекса оценок доминирующих и компенсируемых свойств [6]

$$C = \frac{(DK + D)}{2} = \frac{D(1 + K)}{2}, \quad (5)$$

где D и K – свёртки оценок доминирующих и компенсируемых свойств, соответственно, $\frac{1}{2}$ – масштабирующий множитель.

Используя формулы (1) и (2), получаем следующую формулу для расчета комплексной количественной оценки степени близости позиций сторон с учетом статуса показателя

$$C = \frac{\prod_{i=1}^m d_i^{\frac{1}{m}} (d_i + 1)^{\alpha_i} \prod_{i=1}^n (k_i + 1)^{\beta_i}}{4}, \quad (6)$$

где d_i – оценки доминирующих свойств;

$i = 1, 2, \dots, m$;

k_i – оценки компенсируемых свойств, $i = 1, 2, \dots, n$;

α_i и β_i – весомости доминирующих и компенсируемых свойств, соответственно.

Таким образом, в соответствии с предлагаемой методикой и с учетом требуемой цели использования болта машиностроительного были рассчитаны единичные и комплексные оценки свойств, где весомость доминирующих свойств $\alpha_i = 1/m$ для $i = 1, 2, \dots, m$, весомость компенсируемых свойств $\beta_i = 1/n$ для $i = 1, 2, \dots, n$. В результате формула (6) принимает вид

$$C = \frac{\prod_{i=1}^m d_i^{\frac{1}{m}} (d_i + 1)^{\frac{1}{m}} \prod_{i=1}^n (k_i + 1)^{\frac{1}{n}}}{4}. \quad (7)$$

Результаты расчета приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Групповая и комплексная оценки свойств болта машиностроительного

| Наименование потребительской функции на потребительской фазе болта | Статус | Групповая оценка |
|---|--------|------------------|
| Транспортная коррозионная стойкость | Д | 0,66 |
| Транспортная компактность | К | 1,00 |
| Транспортная легкость | К | 0,93 |
| Коррозионная стойкость при хранении | Д | 0,66 |
| Компактность при хранении | К | 1,00 |
| Монтажная легкость | К | 0,93 |
| Монтажная устойчивость к разрушению | Д | 0,86 |
| Монтажная собираемость | Д | 1,00 |
| Монтажная многоцветная затяжка | Д | 0,89 |
| Монтажная твердость | Д | 0,62 |
| Монтажная легкосъемность | Д | 1,00 |
| Монтажная взаимозаменяемость | Д | 1,00 |
| Монтажное сопряжение с инструментом | Д | 1,00 |
| Эксплуатационная коррозионная стойкость | Д | 0,66 |
| Эксплуатационная легкость | К | 0,93 |
| Эксплуатационная устойчивость к разрушению | Д | 0,86 |
| Эксплуатационная устойчивость к сдвиговым деформациям | Д | 0,89 |
| Эксплуатационная устойчивость к растягивающим / сжимающим деформациям | Д | 0,90 |
| Эксплуатационное отсутствие самоотвинчивания | Д | 0,87 |
| Эксплуатационная эстетичность | К | 0,93 |
| Комплексная оценка, С | | 0,75 |

Результаты расчета показали, что значение комплексной оценки соответствует принятому для данной методики значению. Следовательно, используемые для расчета значения единичных показателей болта машиностроительного можно принять для разработки стандарта. Предлагаемый комплексный метод оценки близости сторон включает в себя расчет степени близости позиций потребителя и производителя на основе расчета групповых оценок и соответствующих им единичных оценок свойств продукции. Это позволяет учитывать все предпочтения потребителя и возможности производителя на каждой стадии потребительской фазы изделия.

Библиографический список

1. http://revolution.allbest.ru/economy/00133149_0.html. Дата обращения 3 сентября 2015 г.
2. ГОСТ 1.5 – 2002. Стандарты. Общие требования к построению, изложению, оформлению, содержанию и обозначению.
3. Полякова М.А., Рубин Г.Ш. Современное направление развития стандартизации как науки / Черные металлы. – 2014. – № 6. – С. 32 – 37.
4. Рубин Г.Ш., Данилова Ю.В., Полякова М.А. Функционально-целевой анализ как метод структурирования функций и свойств металлоизделий. Сообщение 1. / Производство проката. – 2015. – № 5. – С. 27 – 31.
5. Рубин Г.Ш., Полякова М.А. Развитие научных основ стандартизации. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1. С. 97 – 102.
6. Рубин Г.Ш. Квалиметрия метизного производства: Монография. - Магнитогорск: ФГБОУ ВПО «МГТУ», 2012. 167 с.

ИННОВАЦИОННОЕ РАЗВИТИЕ ПРЕДПРИЯТИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ

Шаталов М.А., Мычка С.Ю.

*АНОО ВО «Воронежский экономико-правовой институт»,
г. Воронеж, Россия, amista2007@rambler.ru*

Аннотация: в данной статье рассматриваются вопросы применения механизма внедрения и реализации инновационного подхода в процессе функционирования предприятий металлургического комплекса. Авторами предложены некоторые варианты развития металлургических предприятий с целью совершенствования деятельности, максимизации конкурентоспособности, как на внутреннем, так и на внешнем рынке.

Ключевые слова: инновации, предприятие металлургического комплекса, устойчивое развитие, инновационный подход, металлургическое предприятие, металлургическая промышленность.

INNOVATIVE DEVELOPMENT OF METALLURGICAL COMPLEX ON THE PRESENT STAGE

Shatalov M.A., Mychka S.Yu.

*Voronezh Institute of Economics and Law,
Voronezh, Russia, amista2007@rambler.ru*

Abstract: This article deals with the application of the mechanism of implementation and realization of an innovative approach in the process of functioning of the enterprises of the metallurgical complex. The authors suggest some of the metallurgical enterprises to improve operations, maximize competitiveness in both domestic and foreign markets.

Key words: innovation, enterprise of the metallurgical complex, sustainable development, innovative approach, the company metallurgical, iron and steel industry.

Инновационная деятельность является базисом активного развития любой экономической системы, обеспечивая высокую конкурентоспособность государства в условиях нестабильности внешней среды. Уровень развитости и совершенствования национальной инновационной деятельности образует фундамент стабильного экономического роста, что определяет место страны в мировом разделении труда.

В современной системе хозяйствования металлургическая промышленность представляет собой одну из базовых отраслей промышленности и, соответственно, ее уровень должен отвечать стратегическим задачам обеспечения качественной продукцией отечественный и зарубежный рынок со стабильным позиционированием и конкурентоспособностью.

Особенностью предприятий металлургической промышленности как инновационного объекта являются высокие капиталоемкость, материалоемкость, энергоемкость производств, а также продолжительность инвестиционного цикла. Отметим в качестве преимущества металлургии Российской Федерации наличие собственной минерально-сырьевой базы.

Для эффективного развития предприятий металлургического комплекса также необходимо уделять большое внимание механизму правового и нормативного обеспечения системы управления инновационными мероприятиями на металлургических предприятиях (рисунок 1).

Что касается перспектив развития рынков металлопродукции и факторов, которые оказывают влияние на конкурентоспособность российских предприятий металлургической промышленности (рисунок 2), то в качестве главной цели развития горнометаллургической промышленности является производство качественной конкурентоспособной продукции для внутреннего и внешнего рынка. Для реализации поставленной цели необходимо внедрение инноваций и инновационной политики в рамках функционирования предприятия на всех производственных циклах.

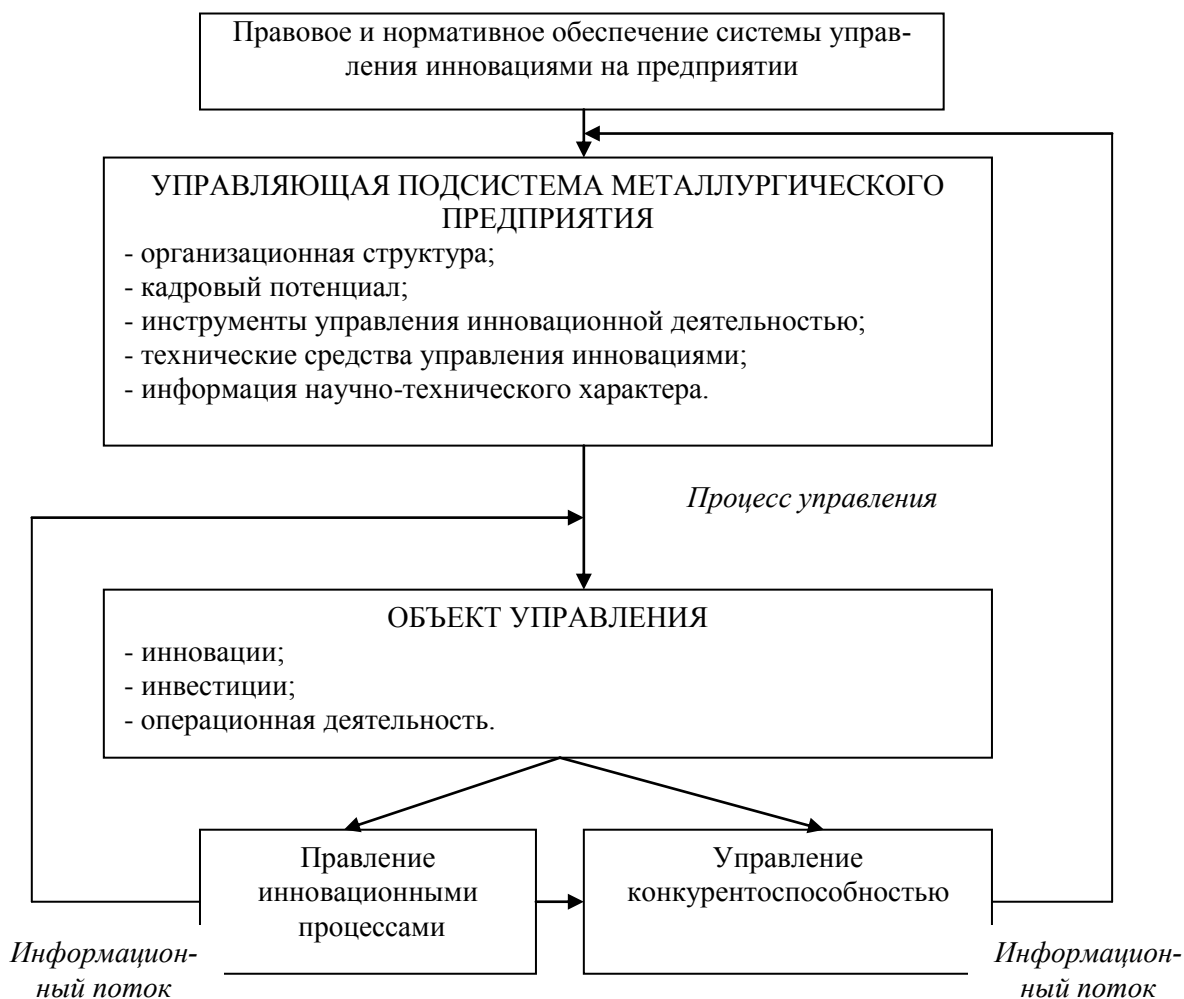


Рисунок 1 – Механизм нормативно-правового обеспечения системы инновационного менеджмента металлургических предприятий

Повышение инновационной деятельности гарантирует устойчивое развитие предприятий металлургического комплекса, обеспечивает кардинальное обновление производственного потенциала и пр.

На основе ускорения темпов внедрения инновационных процедур предусматривается совершенствование производственной структура предприятий металлургического комплекса, в основном, за счет повышения удельного веса конкурентоспособных мощностей, а также увеличения мощностей для усовершенствованной продукции, доли импортозамещающих и новых производств. Данные процессы позволяют улучшить структуру и ассортимент продукции металлургической промышленности, максимизировать ее конкурентоспособность, адекватность требованиям рынков.

Изменения прогрессивного характера в структуре производства предприятий металлургического комплекса предполагают дальнейшие институциональные метаморфозы в оргсреде: организация мощных вертикально-интегрированных и диверсифицированных структур, которые обладают способностью успешно и эффективно конкурировать на внутреннем и внешнем рынках металлопродукции.

Как отмечалось ранее, в современных условиях развития предприятий металлургического комплекса и горнометаллургической отрасли в целом конкурентоспособность в большинстве своем зависит от их способности создавать и адекватно воспринимать инновации.

Крупнейшие компании металлургического комплекса мира имеют в своем составе научно-исследовательские и научно-производственные центры, основной задачей которых является создание и внедрение технологических инноваций в производство. Сегодня именно эти компании являются лидерами в технологиях и определяют технологическое развитие отрасли.

Основной проблемой поддержки и развития научно-технического потенциала предприятий металлургического комплекса остается проблема инвестирования средств в НИОКР, научные достижения. На сегодняшний день в качестве определяющих источников средств, которые применяются

для финансирования инновационной деятельности, можно выделить:

- бюджетные ассигнования, выделяемые на различных уровнях;
- средства специализированных фондов для инвестирования в НИОКР;
- собственные активы и средства предприятия;
- привлеченные финансовые активы сторонних коммерческих организаций;
- кредитные ресурсы и т.п.

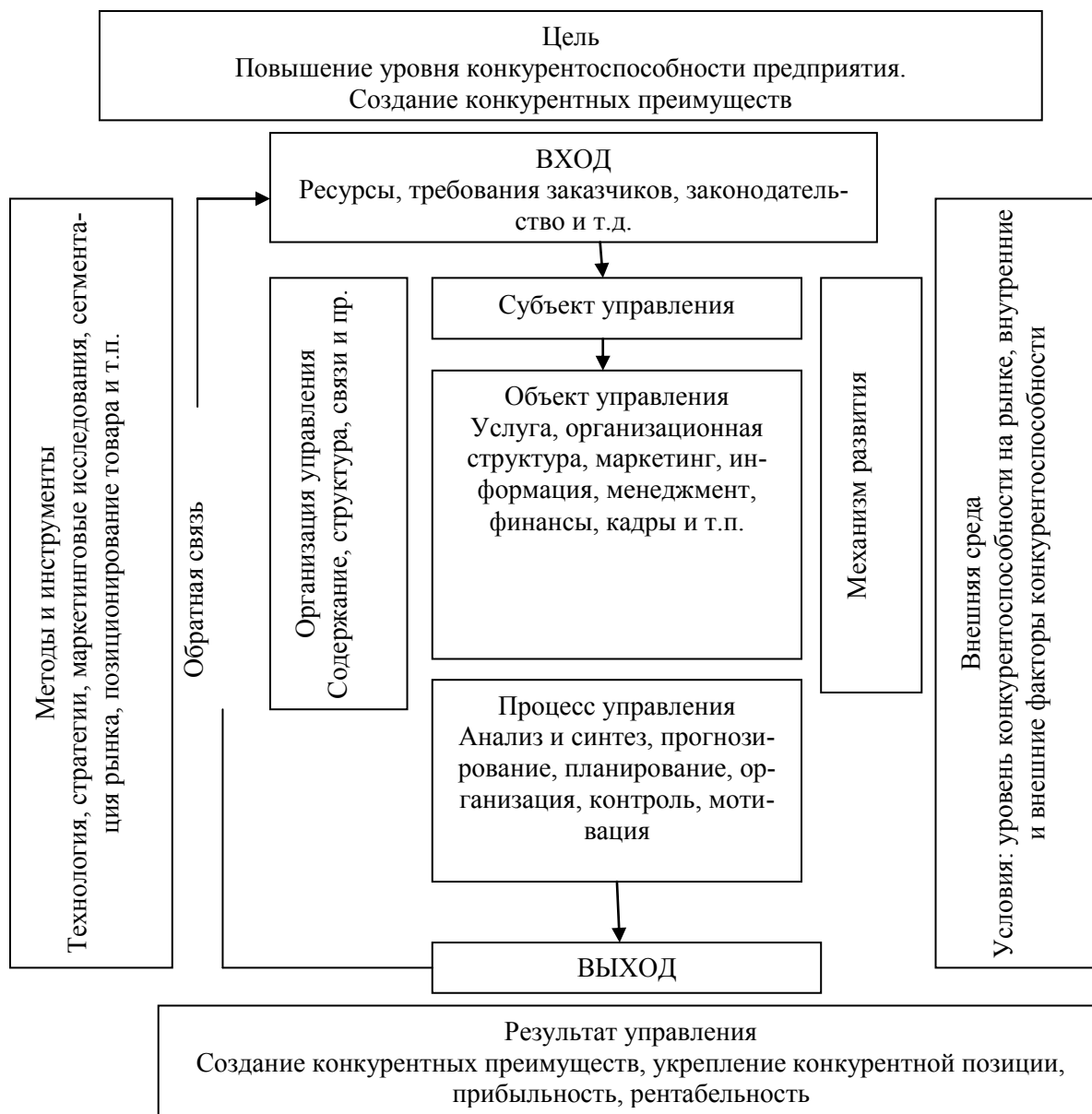


Рисунок 2 – Модель организационно-экономического механизма управления конкурентоспособностью предприятия

Для повышения эффективности инновационного обеспечения предприятий металлургического комплекса необходимо проведение следующих мероприятий [1 – 3]:

- укрепление научно-технической инфраструктуры с привлечением финансирования крупными инвесторами;
- развитие проектно-конструкторских подразделений металлургических предприятий, способных удовлетворять все возрастающие потребности рынка в современных условиях;
- развитие информационных, а также маркетинговых служб по горнометаллургическому направлению с применением современных новейших технологий и т.д.

Следовательно, на основании анализа вышеуказанных проблем инновационного развития предприятий металлургического комплекса нами предложены следующие рекомендации по увеличению благоприятных экономических условий для эффективного внедрения и использования инновационных процессов [4 – 5]:

- Поддержка ключевых экономических сфер через государственные заказы;
- Создание интегрированных производств с иностранными предприятиями;
- Модернизация производственных мощностей на основе инноваций и др.

Таким образом, нами видится, что предложенные мероприятия по решению актуальных проблем инновационного развития предприятий металлургического комплекса позволят сохранить и повысить уровень конкурентоспособности на мировом рынке с установлением стабильного роста экономики государства.

Библиографический список

1. Ахмедов А.Э., Ахмедова О.И., Смольянинова И.В. Инвестиции в инновационные изменения как ключевой фактор развития региональной экономики // Территория науки. 2014. № 4. С. 11-18.
2. Мычка С.Ю., Богданова Т.Н., Воронкова В.В. Инновационные формы маркетинговой деятельности предприятия// Территория науки. 2015. № 1. С. 81-85.
3. Смольянинова И.В., Ахмедов А.Э. Система стратегического управления предприятием в условиях развития инновационной деятельности. Воронеж, 2013.
4. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Совершенствование механизма государственного регулирования металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды// Вести высших учебных заведений Черноземья. 2015. № 1. С. 67-73.
5. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э., Смольянинова И.В. Обоснование стратегии диверсификации предпринимательских структур в условиях нестабильности внешней среды// Государственный советник. 2015. № 1. С. 9-13.

УДК 338.2

МЕХАНИЗМ УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯМИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА ОСНОВЕ КЛАСТЕРНОГО ПОДХОДА

Мамедов Ф.М.

*АНОО ВО «Воронежский экономико-правовой институт»,
г. Воронеж, Россия, amista2007@rambler.ru*

Аннотация: в данной статье рассмотрены вопросы повышения качества кластерного управления металлургическим комплексом в современных условиях, выявлены основные проблемы в данной сфере, а также разработаны некоторые рекомендации по совершенствованию функционирования предприятий металлургии на основе кластерного подхода

Ключевые слова: кластер, металлургический комплекс, кластерный подход, инновационный подход, управление, стратегия совершенствования управления.

MECHANISMS OF MANAGEMENT ENTERPRISES OF METALLURGICAL COMPLEX ON THE BASIS OF CLUSTER APPROACH

Mamedov F.M.

*Voronezh Institute of Economics and Law,
Voronezh, Russia, amista2007@rambler.ru*

Abstract: This article describes how to improve the quality of cluster management metallurgical complex in modern conditions, the main problems in this area, and developed some recommendations to improve the functioning of the enterprises of metallurgy, based on the cluster approach

Key words: cluster, metallurgical complex, a cluster approach, innovative approach, management, strategy management improvement.

В настоящее время в экономике кластерный подход занимает весомое место, привлекая к себе внимание многих ученых. Это связано, в основном, с тем, что спектр применения данного подхода весьма многообразен и применяется, как в области биологических и социологических наук, так и в археологии, не говоря о том, что главное место кластеры занимают в экономике [1, 3].

Применение кластеров как модели экономического развития современной России используют

многие инвестиционно-активные регионы, которые смогли организовать успешную деятельность взаимодополняющих друг друга предприятий на своей территории [4].

Основными задачами металлургического кластера можно назвать привлечение в экономику региона инвестиций, формирование, развитие и совершенствование кадрового потенциала путем преобразования системы профессионального образования, внедрение результатов НИОКР, реформирование и модернизация существующих производств. Предприятия – участники организованного металлургического кластера имеют возможность привлечения ресурсов с целью реализации совместных международных проектов, тем самым повышая конкурентоспособность своих предприятий.

Организация и реализация кластерного подхода в металлургическом комплексе отвечают на следующие требования мирового рынка:

- повышение уровня международного разделения труда;
- концепция современного маркетинга ориентирована на потребителя;
- ограниченность и дефицит энергоресурсов и сырья в стратегическом масштабе для подавляющего числа государств и т.д. [5].

В связи с данными требованиями металлургические кластеры в целях повышения уровня своей конкурентоспособности реализуют такие направления в деятельности, как:

- Внедрение НИОКР, увеличение автоматизации производства с применением технологий ресурсосбережения;

- Инвестирование в подготовку и переподготовку кадрового состава, что позволяет усовершенствовать применение новых технологий и отвечать современным требованиям рынка и т.п.

Создание и эффективное функционирование предприятий металлургического комплекса на основе кластерного подхода предполагает наличие современной высокотехнологичной промышленной зоны для размещения промышленных и обслуживающих производств на территории инфраструктуры кластера с задачей выпуска конкурентоспособной современной продукции не только для внутреннего, но и для внешнего рынка.

Пример организации работы металлургического кластера показан на рисунке 1.

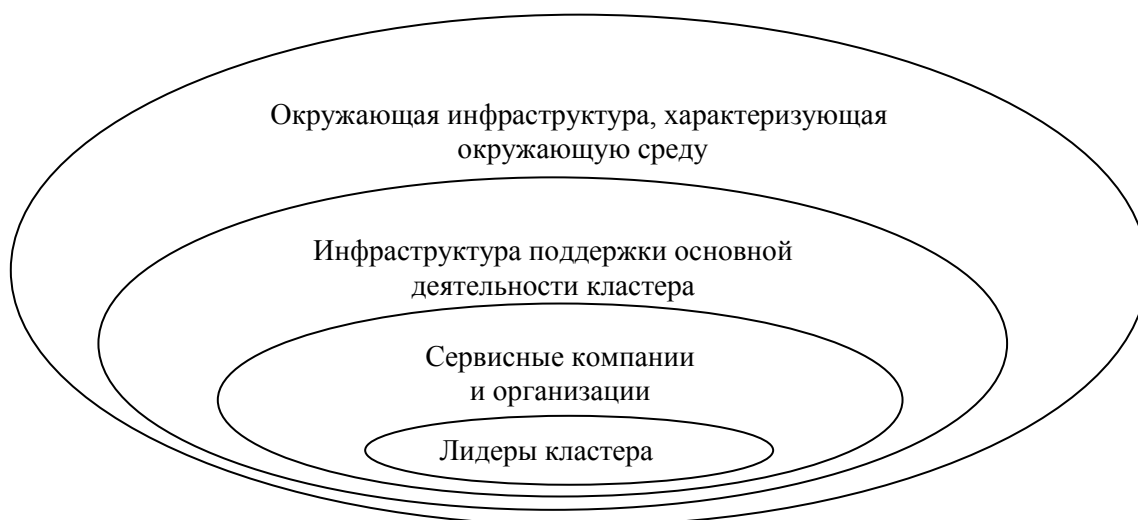


Рисунок 1 – Концепция организации предприятий металлургического комплекса на основе кластерного подхода

Данный пример показывает организацию эффективного управления и взаимодействия предприятий – участников кластера при рациональном использовании ресурсов и правильной кооперации. Однако перспективы развития предприятий металлургического комплекса на основе кластерного подхода в России на современном этапе оцениваются весьма неоднозначно. С одной стороны, наличие благоприятных условий для развития: потенциал рынка, рост потребительского спроса, наличие запасов полезных ископаемых; с другой, – наличие экономических рисков [2]. Конечно, здесь не обойтись без реформирования и развития инновационной деятельности кластера, начиная от совершенствования менеджмента и маркетинга, заканчивая модернизацией технологических процессов.

Таким образом, управление предприятиями металлургического комплекса на основе кластерного подхода – процесс актуальный и необходимый, направленный на повышение конкурентоспособности предприятий данной отрасли, переход их на новый качественный уровень, в т.ч. и международный, при этом развивая национальную экономику с максимизацией собственной прибыли.

Библиографический список

1. Баутин В.М., Шаталов М.А. Интеграция предприятий пищевой промышленности и сопряженных отраслей на основе кластерного подхода // Вестник Воронежского государственного университета инженерных технологий. 2015. № 1 (63). С. 210-216.
2. Мычка С.Ю. Кластер как приоритетная форма интеграции науки, бизнеса и образования // Территория науки. 2014. № 3. С. 9-12.
3. Шаталов М.А., Мычка С.Ю. Организационно-экономические аспекты кластерного развития предприятий АПК// Актуальные направления научных исследований XXI века: теория и практика. 2014. Т.2. № 5-3. С. 459-463.
4. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э., Мычка С.Ю. Кластерный подход развития регионов // Территория науки. 2015. № 2. С. 142-145.
5. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Совершенствование механизма государственного регулирования металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды // Вести высших учебных заведений Черноземья. 2015. № 1. С. 67-73.

УДК 338.1

ФОРМИРОВАНИЕ МЕХАНИЗМА УПРАВЛЕНИЯ УСТОЙЧИВЫМ РАЗВИТИЕМ ПРЕДПРИЯТИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Глеков П.М.

*АНОО ВО «Воронежский экономико-правовой институт»,
г. Воронеж, Россия, amista2007@rambler.ru*

***Аннотация:** в статье обосновывается необходимость формирования механизма устойчивым развитием предприятий металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды.*

***Ключевые слова:** устойчивое развитие, механизм, металлургический комплекс, конкурентоспособность, внешняя среда.*

FORMATION OF MECHANISMS OF SUSTAINABLE DEVELOPMENT GOVERNANCE METALLURGICAL ENTERPRISES

Glekov P.M.

*Voronezh Institute of Economics and Law,
Voronezh, Russia, amista2007@rambler.ru*

***Abstract:** The article substantiates the necessity of the formation mechanism of the sustainable development of metallurgical enterprises in the conditions of instability of the environment.*

***Key words:** sustainable development, mechanism, metallurgical complex, competitiveness, the environment.*

Рыночные условия хозяйствования и общественно-политическая ситуация развития российской экономики, требуют задействования усилий всех хозяйствующих субъектов экономики, а в первую очередь промышленных структур. Факторы экономического роста разнонаправлены, так как складываются не только на региональном уровне, но и на уровне предприятия, взаимодействуя с внутренней и внешней средой. Эффективность управления предприятием заключается в способности принимать оперативные управленческие решения по адаптации предприятия к изменениям в рыночных условиях и формированию механизма обеспечения устойчивого развития предприятия.

Следовательно, механизм устойчивого развития предприятия - это такое состояние предприятия, при котором все его основные элементы находятся в состоянии поддерживать свои параметры в определенном диапазоне. Переход к устойчивому развитию означает создание сбалансированной системы, сочетающей социальную справедливость, экологическую безопасность и экономическую эффективность [1].

Отсюда, следует выделить следующие характеристики устойчивого развития:

- надежность функционирования предприятия;
- конкурентоспособность предприятия и его продукции (работ, услуг);
- гибкость предприятия по отношению к внешней среде;
- система риск менеджмента;
- экономическая безопасность предприятия.

Одной из основных задач развития промышленности является формирование механизма принятия управленческих решений на уровне предприятий для обеспечения их устойчивого развития. Эта задача – обусловлена условиями общих финансово-экономических проблем экономики, взаимодействия субъектов рынка, организации внутрипроизводственных отношений в деятельности предприятий.

Логическая модель механизма управления эффективным развитием металлургического предприятия представлена на рисунке 1.

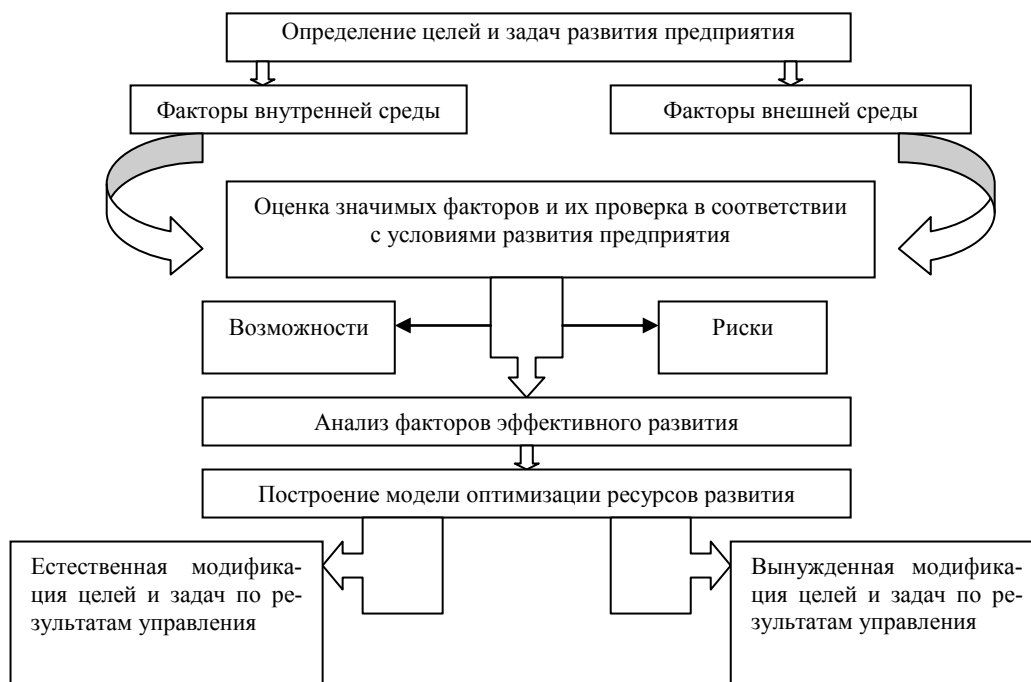


Рисунок 1 – Модель механизма обеспечения устойчивого развития металлургического предприятия

Проведенные исследования позволили обосновать механизм управления устойчивым развитием металлургических предприятий, учитывающий систематизированные авторами перспективные направления и инструменты развития, и включающий в себя алгоритм, отличительным свойством которого является возможность своевременной оценки возможных затрат и выбора оптимального портфеля мероприятий по реализации стратегии устойчивого развития.

При этом целью устойчивого развития отраслевых предприятий является их переход в новое качественное состояние за счет усиления производственно-хозяйственных связей, что в конечном итоге обеспечит формирование эффектов взаимодействия за счет устранения нерационального посредничества.

Отсюда, ключевой составляющей достижения указанной цели являются формирование новых адаптированных предпринимательских структур на основе своевременного анализа межотраслевых пропорций и региональных особенностей развития лесопромышленного комплекса, а также прогнозирования и диагностики внутренних и внешних потенциалов развития.

Следовательно, формирование механизма управления устойчивым развитием рассматривает как обязательный элемент моделирование и прогнозирование стратегий развития и может служить основой для выбора оптимального «портфеля» мероприятий по повышению эффективности финансово-хозяйственной деятельности предпринимательских структур металлургического комплекса.

При этом определение уровня устойчивого развития металлургического предприятия имеет два основных назначения:

- теоретическое определение сущности и содержания устойчивого развития предприятия;
- практическая разработка и использование показателей управления деятельностью предпри-

ятия для повышения устойчивого развития [2].

Для гарантии устойчивого развития предприятий металлургического комплекса необходимо осуществлять деятельность по следующим направлениям, чтобы устранить причины неустойчивого положения внутри отрасли:

- ориентация на рынок и конкуренцию;
- обеспечение прибыльности;
- снижение издержек;
- повышение управляемости и гибкости организационной структуры;
- повышение инвестиционной и инновационной активности;
- создание механизмов снижения риска потерь и др. [3].

Вместе с тем, если рассматривать устойчивое развитие металлургического предприятия в целом, то можно представить два общих направления поступательного развития предприятия:

- самосохранение предприятия, когда целью его деятельности является только выживание, и отсутствует задача стать лидером на рынке;
- саморазвитие предприятия, когда предприятие наиболее полно использует производственный потенциал, ресурсы и нацелено на увеличение объемов производства и реализации продукции, т.е. цель предприятия – устойчивое развитие [4, 5].

Таким образом, предприятие способно работать безотказно, обеспечивая постепенное развитие под действием приложенных сил. Сила, которая обеспечивает функционирование предприятия – это и есть механизм обеспечения устойчивого развития предприятия, наличие которого является одним из основных признаков высокоразвитого предприятия [1].

На основании вышеизложенного можно сделать вывод, что на устойчивость развития предприятия может влиять множество факторов, но для эффективного функционирования деятельности важен не только характер факторов, но и сам механизм, который способен обеспечить устойчивое развитие предприятия.

Библиографический список

1. Ахмедов А.Э., Ахмедова О.И., Шаталов М.А. Адаптивные стратегии развития предприятий мебельной промышленности Воронежской области // Актуальные направления научных исследований XXI века: теория и практика. 2015. Т. 3. № 2-2 (13-2). С. 394-398.
2. Ахмедов А.Э., Смольянинова И.В., Шаталов М.А. Корпоративные финансы. Воронежский экономико-правовой институт. Воронеж, 2015.
3. Мычка С.Ю., Шаталов М.А. Аутстаффинг в системе оптимизации бизнес-процессов организации // Территория науки. 2015. № 2. С. 121-124.
4. Шаталов М.А., Давыдова Е.Ю., Болдырев В.Н. Формирование механизма управления устойчивым развитием предприятий мебельной промышленности // Актуальные направления научных исследований XXI века: теория и практика. 2015. Т. 3. № 2-2 (13-2). С. 483-486.
5. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Совершенствование механизма государственного регулирования металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды // Вести высших учебных заведений Черноземья. 2015. № 1. С. 67-73.

УДК 658.56

АДАПТИВНЫЕ СТРАТЕГИИ РАЗВИТИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Афиногенова И.Н.

*АНОО ВО «Воронежский экономико-правовой институт»,
г. Воронеж, Россия, amista2007@rambler.ru*

Аннотация: В статье на основе анализа современного состояния предприятий металлургического комплекса предлагаются адаптивные стратегии развития отраслевых предприятий.

Ключевые слова: адаптивные стратегии развития, стратегическое управление, металлургический комплекс, интеграционная стратегия, синергетический эффект.

ADAPTIVE DEVELOPMENT STRATEGY METALLURGICAL ENTERPRISES

Afinogenova I.N.

*Voronezh Institute of Economics and Law
Voronezh, Russia, amista2007@rambler.ru*

Abstract: *On the basis of analysis of the current state of the metallurgical enterprises offered adaptive strategies of industrial enterprises.*

Key words: *adaptive strategy development, strategic management, metallurgical complex, integration strategy, synergistic effect.*

В условиях вступления России в ВТО и нарастание в этой связи конкуренции на рынке сырья и готовой продукции высокую актуальность приобретают проблемы поиска эффективных стратегий развития предприятий металлургического комплекса. В этой связи на основе анализа теории и практики стратегического управления [1 – 3, 5 – 6] нами предлагается системный подход к формированию адаптированных моделей развития, который предполагает:

- анализ существующих и прогнозирование будущих потребностей представителей внешней среды и определение целевых параметров рынков;
- формирование «видения» оптимального развития, удовлетворяющего потребностям основных заинтересованных групп;
- разработку миссии развития и целевых индикаторов;
- разработку стратегий развития отраслевых предприятий, исходя из поставленных целей, а также специализированных интеграционных стратегий, направленных на достижение оптимальных параметров;
- формирование сценариев реализации альтернативных стратегий и базового портфеля мероприятий по их реализации;
- определение критериев эффективности стратегий развития;
- мониторинг и корректировка выбранных стратегий.

При этом сама стратегия может быть представлена с точки зрения общих подходов (системы правил) к реализации долгосрочных целей. Несмотря на значительное многообразие толкований сущности понятия стратегии наиболее взвешенным и обоснованным, по мнению автора, является представление стратегии как модели, направленной на реализацию долгосрочных целей организации.

Таким образом, стратегия определяет вектор (направление) развития социально-экономической системы, однако стратегия может быть описана только нелинейной траекторией, поскольку цели системы подвижны и изменчивы. Отсюда возникает утверждение о том, что реализация стратегии предполагает внесение уточнений при движении системы в выбранном направлении [4 – 5].

На основании этого подхода мы выделяем следующие альтернативные стратегии развития предприятий металлургического комплекса:

- либеральная – предусматривает свободный рынок, минимизацию государственного регулирования и вмешательства;
- административная – предусматривает широкий спектр государственного воздействия от стимулирования до жестких ограничительных воздействий;
- смешанная – предполагающая меры защиты местных производителей;
- рыночная – предполагает стимулирование инвестиций в обновление производств и широкое развитие интеграционных процессов.

Так, проведенная нами оценка альтернативных моделей развития предприятий металлургического комплекса показала, что наиболее оптимальной является социально-рыночная модель, предусматривающая, в частности эффективное соотношение государственного регулирования и саморегулирующей функцией рынка.

Однако необходимо отметить, что в рамках данного подхода стратегии развития имеют двойственный характер связей:

- во-первых, как инструмент реализации стратегии комплексного развития хозяйственных образований металлургического комплекса (стратегия на макроуровне);
- во-вторых, как средство реализации «частных интересов», направленных на достижение отдельных корпоративных бизнес-интересов (стратегия на микроуровне).

В этой связи по каждой предложенной стратегии развития нами предлагаются альтернативные варианты реализации бизнес-поведения:

- стратегия органического роста, которая предполагает реинвестирование полученной прибыли и заемных средств в существующие и новые бизнес-проекты, в результате чего происходит наращивание производственных мощностей и выход на новые рынки сбыта продукции;
- стратегия фокусирования – предполагает сосредоточение внимания на отдельных узких сегментах рынка и увеличение рыночной доли на этих сегментах за счет повышения качества продукции;
- стратегия диверсификации – предполагает расширение доли рынка за счет расширения ассортимента продукции и проникновение за счет этого на новые сегменты рынка;
- интеграционная стратегия – которая предполагает объединение разрозненных участников рынка на принципах экономической интеграции, в результате чего достигаются синергетические эффекты взаимодействия за счет устранения нерационального посредничества [7 – 8].

Таким образом, на основании предложенных альтернативных моделей развития можно предложить следующую блок-схему стратегий в их взаимосвязи (рисунок 1).

Далее по каждой альтернативной стратегии для ее реализации определяются соответствующий методический инструментарий и портфель мероприятий. Возможна и дальнейшая детализация стратегий, в частности, интеграционную стратегию развития целесообразно разделить на кластерную стратегию и вертикальную. Это, таким образом, позволит определить роль интеграционной стратегии в развитии регионального металлургического производства и обозначить оптимальные направления воздействия. Кроме того, это создаст возможность формирования адаптивного механизма интеграционного развития конкретных хозяйственных образований на микроуровне и обеспечить оценку социально-экономической эффективности ее осуществления.

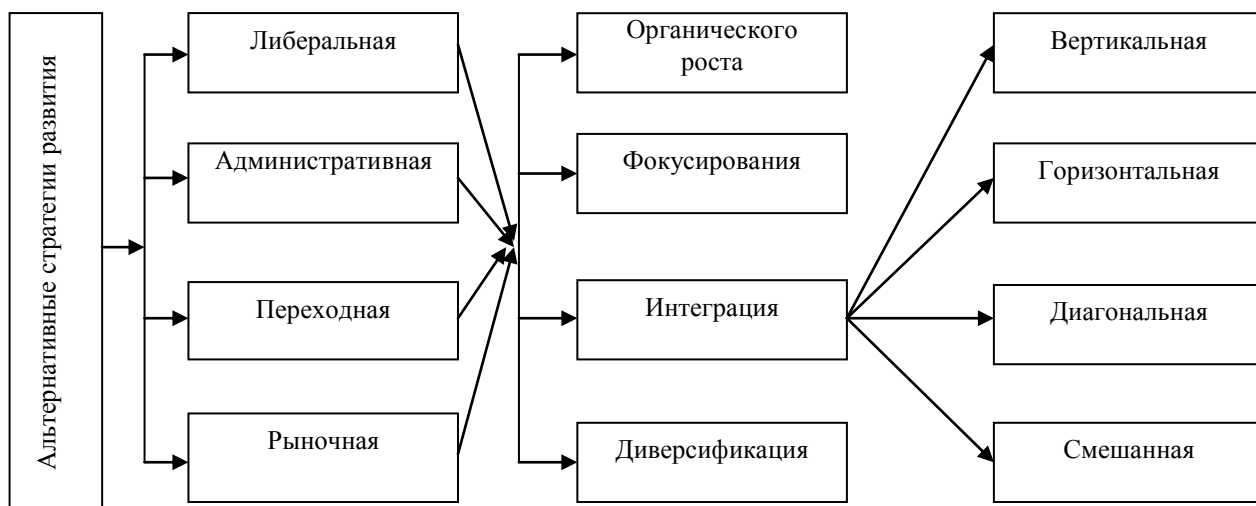


Рисунок 1 – Блок-схема альтернативных стратегий развития предприятий металлургического комплекса

Таким образом, необходимо отметить, что при всем многообразии альтернативных стратегий развития предприятий металлургического комплекса, наиболее оптимальными в современных условиях хозяйствования представляются интеграционные стратегии, которые предполагают объединение разрозненных участников рынка на принципах экономической интеграции, в результате чего достигаются синергетические эффекты взаимодействия за счет устранения нерационального посредничества.

Библиографический список

1. Ахмедов А.Э., Ахмедова О.И., Шаталов М.А. Адаптивные стратегии развития предприятий мебельной промышленности Воронежской области // Актуальные направления научных исследований XXI века: теория и практика. 2015. Т. 3. № 2-2 (13-2). С. 394-398.
2. Ахмедов А.Э., Шаталов М.А. Управление стратегией инновационного развития интегрированных структур пищевой промышленности // Перспективы инновационного развития современного мирового сообщества: экономико-правовые и социальные аспекты Материалы Международной юбилейной научно-практической конференции ВЭПИ-ВГЛТА, в 5-ти томах. Редколлегия: главный редактор С.Л. Иголкин, ответственный редактор Т.Л. Безрукова, А.Э. Ахмедова. 2012. С. 21-27.
3. Захаров П.Н., Оценка факторов корректировки стратегии развития организации// Вестник

ВлГТУ 2012. № 3 (14). С. 39-50.

4. Палкина М. В. Инновационная стратегия региона // Вопросы современной науки и практики. Университет им. В.И.Вернадского. Сер. Экономика. 2009. № 8 (22).

5. Самостроев Г.М. Методология формирования стратегии развития региона на основе концепции интеграционного маркетинга [Электронный ресурс]: Дис... д-ра экон. наук: 08.00.05. – М.: РГБ, 2003

6. Спицын В.В. Стратегии маркетинга региона: понятие, виды, место в стратегии развития региона // Вестник ВолГТУ. 2007. № 5. С.221-227.

7. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Адаптивные стратегии развития предприятий пищевой промышленности Воронежской области // Известия высших учебных заведений. Серия: Экономика, финансы и управление производством. 2015. № 1 (23). С. 61-66.

8. Шаталов М.А., Ахмедов А.Э. Совершенствование механизма государственного регулирования металлургического комплекса в условиях нестабильности внешней среды // Вести высших учебных заведений Черноземья. 2015. № 1. С. 67-73.

УДК 669.1.046

АНАЛИЗ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧЕЙ

Лубяной Д.А., Артемова Г.В., Рыленко С.В., Барыльников В.В.,
Лаптева Н.Н., Камбалин И.О.

ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», Новокузнецкий горнотранспортный колледж,
Новокузнецкий строительный техникум,
г. Новокузнецк, Россия, lubjanoy@yandex.ru

Аннотация: Приведен обзор технологий выплавки чугуна в индукционных печах с различной частотой при полном и неполном заполнении тигля. Показаны широкие возможности индукционных печей в получении чугуна в узких пределах по химическому составу и в проведении термовременной обработки расплава. Индукционная плавка, при неполном заполнении тигля, позволяет значительно интенсифицировать процессы раскисления шлака при его взаимодействии с углеродом металла. При этом значительно снижается содержание кислорода, водорода, азота и серы в чугуне. Оценки коэффициента массопереноса показали, что его величина в индукционных печах средней частоты на порядок выше, чем в печах промышленной частоты. Это позволяет рассматривать индукционную печь средней частоты как универсальный плавильный агрегат для производства отливок высокого качества с минимальными затратами.

Ключевые слова: индукционная печь, десульфурация, деазотирование, кислый шлак.

ANALYSIS OF METALLURGICAL FEATURES OF INDUCTION FURNACES

Lubyanoi D.A., Artemova G.V., Rylenko S.V., Barylnikov V.V.,
Lapteva N.N., Kambalin I.O.

«ZSMK», NCTC, NGTC,
Novokuznetsk, Russia, lubjanoy@yandex.ru

Abstract: The article provides an overview of cast iron smelting technologies with complete or partial filling of crucibles in induction furnaces with different frequencies. Considerable capability of induction furnaces is shown in production of cast iron within narrow limits on the chemical composition and in thermal processing of the melt. If the crucible is partially filled the induction melting allows significant intensifying the slag deoxidation process during its interaction with carbon contained in the metal. This leads to considerable reduction in concentrations of oxygen, hydrogen, nitrogen and sulfur in cast iron. Evaluations of the mass transfer coefficients have revealed that their values are much higher in the medium frequency furnaces in comparison with the commercial frequency ones. This permits us to consider medium frequency induction furnaces as universal melting units for production of high quality castings with minimal costs.

Key words: induction furnace, desulfurization, denitration, acid slag.

В настоящее время в России расширяется производство и применение высокопрочного чугуна. Производство такого чугуна немыслимо без получения чугунов с пониженным содержанием серы. Основное производство такого чугуна ранее находилось на Украине.

Получение данного чугуна в России в виду этого затруднительно. Ввиду это разработка нетрадиционных способов производства низкосернистого чугуна становится очень актуальной

Ранее индукционную печь рассматривали как плавильный агрегат ,позволяющий получать чугун с заданными свойствами, за счет возможности получения чугуна с узкими пределами по химическому составу и проведения термовременной обработки расплава. Исследования, выполненные в последние годы на ОАО «ЗСМК» [1 – 4] убедительно показали, что возможности индукционных печей ИЧТ-10М значительно шире. Так индукционная плавка, при неполном заполнении тигля, позволяет значительно интенсифицировать процессы раскисления шлака, при его взаимодействии с углеродом металла [1], при этом значительно снижается содержание кислорода и водорода в чугуне. Наиболее интересные результаты получены при деазотации чугуна шлаком[2, 3],когда шлак становится активной фазой и при атмосферном давлении получено снижение содержания азота на 30 % и более от исходного его содержания. Данная технология [1 – 6] применяется на ОАО «ЗСМК» более 15 лет, показала свою простоту и доступность при реализации технологическим персоналом и защищена авторским свидетельством [3].Значительная эффективность данной технологии, позволившая повысить свойства чугуна для отливки сменного сталеразливочного оборудования и стойкость изделий [5],широкое опробование данной технологии [7] предопределило дальнейшее использование в индукционных печах активного шлакового расплава. В литературе известен способ десульфурации чугуна в кислой индукционной печи смесью, состоящей из цианамиды кальция [8], силикатной глыбы и плавикового шпата, данный процесс продолжительный, протекает при температурах 1480 – 1500 °С. Так как шлак в этом случае плавает на поверхности тигля, то в зависимости от полноты удаления основного шлака с зеркала металла наблюдается разъедание тигля, которое за неделю достигает по глубине пояса 60 мм и по ширине 80 мм. Для ремонта разъеденной части футеровки используют кварцевую массу, замешанную на жидком стекле [8].

Для предупреждения этих негативных явлений в ОАО «ЗСМК» разработана и внедрена технология [9], позволяющая экранировать футеровку от частиц шлака расплавом металла.

Технология десульфурации чугуна в кислых индукционных печах известью и плавиковым шпатом подробно изложена в работах [1, 4, 9, 10].

Скорость десульфурации чугуна в индукционных печах промышленной частоты, при заполнении тигля 80 % незначительна и не превышает 0,030 % в час, частицы шлака плавают на поверхности тигля и не вовлекаются в объем металла.

При меньшем заполнении тигля (60 – 70 %) частицы известкового шлака вовлекаются электромагнитными потоками в ванну индукционной печи. Поверхностный слой частиц шлака, как показали исследования, с привлечением методики [1], раскисляется углеродом металла и кремнием. Вследствие этого растворимость серы резко увеличивается, и поверхностный слой частиц шлака поглощает серу из металла. Далее потоки металла выносят насыщенные серой частицы шлака на поверхность, контактирующую с атмосферой печи, где поверхностный слой частиц шлака окисляется кислородом атмосферы [1,]. В результате растворимость серы в поверхностном слое резко снижается, и она, выделяясь из шлака, окисляется кислородом до SO_2 и удаляется в атмосферу печи. Данный процесс многократно повторяется. Скорость удаления серы при этом значительно увеличивается и достигает при наполнении тигля 50 % – 0,00072 %/мин, а при 30 % – 0,0015 %/мин(0,090 % в час). Для оценки развития процессов по данному механизму проведено исследование на содержание SO_2 в атмосфере печи и газоотводящих трактов с помощью универсального газоанализатора УГ-2. Как показали балансовые плавки и исследование газосодержания в отходящих газах от индукционной печи ИЧТ-10М, по данному механизму удаляется от 16 до 80 % от удаленной серы, при этом удельное содержание SO_2 в отходящих газах увеличивается почти в 3 раза при этом большему значению десульфурации, по данному механизму, соответствует меньшее заполнение тигля.

При наведении шлака целесообразно применение комковой извести вместо мелочи. За время обработки куски извести не успевают полностью раствориться и не образуют гомогенного шлакового расплава, который при выдержке во время скачивания шлака может попадать на футеровку и разъедать ее. Как показали эксперименты, такой шлак в процессе работы с комковой известью не образуется, чем и объясняется тот факт, что данный способ десульфурации металла практически не сказался на стойкости футеровки печи. Анализ проб шлака, отобранных во время и после десульфурации, показал, что в процессе обработки данным способом шлак, как правило, гетерогенный, состоящий из отдельных мелких (1 – 4 мм) кусков извести с ошлакованной поверхностью.

Для обеспечения наилучшей десульфурации необходимо выдерживать следующие параметры:

степень заполнения тигля печи – 50 %; основность шлака – 1,4 – 1,5; температура обработки – 1420 – 1430 °С; окисленность шлака не должна превышать 0,5 % [4]. Данная обработка значительно улучшает микроструктуру чугуна [1, 10]. Время скачивания шлака после обработки не превышает 10 минут. Экранирования кусков извести металлом в процессе обработки, малое время на скачивание шлака, температура окончания данной обработки и слой гарнисажа на футеровки печи сводят до минимума разрушение футеровки печи при соблюдении параметров обработки [9]. Недостатком данной технологии является то, что для эффективной обработки чугуна почти пол печи, из-за недостаточной мощности печи ИЧТ-10 М перед обработкой приходится сливать в ковш перед присадкой известковой смеси, что существенно снижает суммарную степень десульфурации металла. Кроме того необходимо подчеркнуть, что операцию десульфурации чугуна в индукционных печах промышленной частоты, как показал опыт применения, следует производить не постоянно, а эпизодически, например:

1. При превышении содержания серы в чугуне выше указанной в марке.
2. При получении низкосернистой шихтовой заготовки для потребителя.
3. При повышении содержания серы в исходной шихте в чугуне, используемом для получения высокопрочного чугуна, например валков.

После операции десульфурации чугуна, в обязательном порядке необходимо производить осмотр футеровки, даже в случае отсутствия разрушения которой, производится последующая плавка методом переплава боя изложниц для увеличения слоя гарнисажа в печи.

Большая удельная мощность индукционных печей средней частоты позволила значительно улучшить параметры данной технологии, так, как показали наши исследования, выполненные на индукционной среднечастотной печи MFT Ge 6.000, время обработки снизилось до 1,5 – 2,5 минут. Как показали измерения стенок тигля, если температура перегрева чугуна не превышала 1520 °С, как было рекомендовано в работах [1, 7], то разрушения футеровки также не наблюдалось. Необходимо подчеркнуть, что десульфурацию чугуна, на среднечастотных печах, как показали опыты, ввиду большей скоротечности процессов, можно производить не более чем 2 плавки подряд, после чего производится плавка без десульфурации с температурами перегрева не выше 1520 °С для увеличения слоя гарнисажа в печи.

Интересно оценить скорости десульфурации в индукционных печах и при вдувании шлакообразующих компонентов и коэффициент массообмена по методике Ладыженского Б.Н. и Тункова В.П. [10].

Так в работах Платонова Б.П. [8], при десульфурации в индукционной печи, достигнуты скорости десульфурации порядка 0,060 % в час, в работах Ладыженского Б.Н. и Тункова В.П. [10] при десульфурации металла под шлаком без продувки скорость составляет 0,0038 % в час, при продувке металла порошкообразной известью в струе аргона достигнута скорость 0,065 % в час. Результаты наших исследований, представленных в работе [10] показывают, что скорость десульфурации чугуна в индукционных печах промышленной при заполнении тигля 30 % уже превосходит данные Платонова Б.П., Ладыженского Б.Н. и Тункова В.П. значительно и составляет 0,090 % в час.

На среднечастотных печах картина значительно меняется. Если при заполнении тигля 100 % скорость удаления серы составляет 0,264 % в час (0,0044 % в мин), то при заполнении тигля 80 – 95 % и удельной мощности печи 850 – 926 КВт на тонну скорость десульфурации возрастает и составляет 0,50 – 0,58 % в час (0,0084 – 0,0096 % в мин.) и на порядок превышают данные, приведенные в работах [8, 10]. Анализ количества присаживаемой шлаковой смеси на обработку показал, что при равной степени десульфурации металла количество шлакообразующей смеси, присаживаемой в работе [10] больше чем в нашем случае (около 1 %) более чем в 2 – 3 раза (2 – 3 и более % [10]), при этом скорость удаления серы ниже на порядок. На основании выше изложенного можно сделать следующие выводы:

1. Механизм удаления серы в индукционной печи по сравнению с вдуванием в расплав шлакообразующей смеси принципиально иной.
2. Шлак в таких условиях является не аккумулятором удаленной серы, а промежуточной фазой, через которую сера транспортируется в газовую фазу.
3. Вероятно 0,0015 %/мин (0,090 % в час) – это технологический предел скорости удаления серы в индукционных печах промышленной частоты, т.к. наполнение тигля менее 30 % технологически нецелесообразно.
4. Дальнейшее повышение скорости массообменных процессов может происходить только при переходе на печи средней частоты.

Сопоставим коэффициенты массопереноса в индукционных печах по методике Ладыженского Б.Н. [10]:

$$K = (2,3/t) \lg(Co/Ct), \quad (1)$$

где K – коэффициент массообмена;

C_0 – первоначальная концентрация серы в чугуна;

C_t – концентрация серы в чугуна в момент времени t .

Оценки показали, что коэффициент массопереноса в индукционных печах средней частоты больше коэффициента массопереноса в печах промышленной частоты, рассчитанного по формуле (1) на порядок.

Таким образом, в индукционных печах средней частоты максимальный массообмен при взаимодействии шлака и металла.

Это позволяет в основном для индукционных печей средней частоты и, лишь частично, для индукционных печей промышленной частоты, использовать новые технологические возможности (раскисление шлака углеродом металла, дегазация чугуна, например деазотация чугуна кислым шлаком, десульфурация чугуна), обусловленные большей мощностью и интенсивностью перемешивания этих печей, активизирующей химические процессы взаимодействия металла и шлака [10] при проведении операций в самой печи, тем самым сократить затраты на получение чистых шихтовых материалов, затраты на покупку модификаторов и на строительство дорогостоящих установок для внепечной дегазации чугуна.

Таким образом, индукционную печь средней частоты можно рассматривать как универсальный плавильный агрегат, позволяющий получать отливки высокого качества с минимальными затратами. Применение разработанных технологий позволило существенно повысить качество отливок и повысить их эксплуатационную стойкость. Применение экстракционного рафинирования позволяет получать требуемое количество низкосернистого чугуна для получения чугуна вермикулярной формой графита, а также высокопрочного чугуна. По крайней мере многолетний опыт внедрения этих разработок в Кузбассе свидетельствует, что это вполне возможно. При отработке технологии следует уделять внимание газоочистке индукционных печей, а также обязательно применять средства индивидуальной защиты промышленным персоналом.

Библиографический список

1. Эффективность современных способов повышения качества изделий из чугуна и развитие металлургических и машиностроительных предприятий в условиях конкуренции / Д.А. Лубяной, Б.А. Кустов, Н.И. Новиков и др.; Под редакцией к.т.н. Лубяного Д.А. и к.э.н. Новикова Н.И. – Новосибирск : Изд-во ИЭОПП СО РАН, 2004.-131 с.
2. Лубяной Д.А., Нейгебауэр Г.О., Цымбал В.П., Дробышев А.Н. Поведение азота при плавке чугуна в индукционных печах с кислой футеровкой. // Известия вузов. Черная металлургия .1991г. №2с.76-80.
3. Чичков В.И., Попов Н.А., Болдов В.П., Лубяной Д.А. и др. Способ получения синтетического модифицированного чугуна в индукционной печи промышленной частоты. Авторское свидетельство № 1636448.
4. Чичков В.И., Лубяной Д.А., Самсонов Ю.Н. и др. Результаты внедрения ресурсосберегающей технологии в литейном цехе ОАО «ЗСМК». // Литейщик России 2004. №7с.27-29.
5. Кустов Б.А., Чичков В.И., Жарикова Н.Н., Лубяной Д.А. и др. Повышение стойкости поддонов из чугуна индукционной плавки. /Сталь .1989 г. №6 с.28-30.
6. Цепелев В.С., Селянин И.Ф., Лубяной Д.А. и др. Термовременная обработка расплава чугуна. //Сталь 1995 №5 с.42-45.
7. Лубяной Д.А., Чичков В.И., Самсонов Ю.Н., Старченко В.Г. и др. Внедрение термовременной обработки на металлургических и машиностроительных предприятиях Кузбасса. Труды седьмого съезда литейщиков России. Том 1. – Новосибирск 23-27 мая 2005г. С.89-92.
8. Индукционные печи для плавки чугуна. – М.: Машиностроение 1976г. 176 с.
9. Лубяной Д.А., Соловьев С.А., Яппаров Р.Т., Старченко В.Г. Способ десульфурации в индукционных печах с кислой футеровкой. Патент РФ № 2108396.
10. Лубяной Д. А., Лубяная С.В. Анализ металлургических возможностей индукционных печей промышленной и средней частоты Проблемы черной металлургии и материаловедения // – 2013. – № 4. – С. 36-39.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЛЕГИРОВАНИЯ И МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОУГЛЕРОДИСТЫХ РАСПЛАВОВ ВЫСОКОАКТИВНЫМИ РЕАГЕНТАМИ, ВОССТАНОВЛЕННЫМИ ИЗ ОКСИДНЫХ СИСТЕМ

Молчанов Л.С., Бойченко Б.М., Низяев К.Г., Стоянов А.Н., Синегин Е.В.

*Национальная металлургическая академия Украины,
г. Днепропетровск, Украина, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua*

Аннотация: Рассмотрены процессы восстановления оксидов высокоактивных реагентов алюминием. Определено, что наиболее рациональным источником химического тепла для осуществления процессов восстановления высокоактивных реагентов из оксидных систем являются процессы алюмотермического восстановления оксидов железа.

Ключевые слова: железуглеродистый расплав, легирование, модифицирование, высокоактивный реагент, восстановление, оксидная система.

PHYSICAL AND CHEMICAL BASIS OF ALLOYING AND MODIFYING OF FERROUS-CARBON MELTS BY HIGH-ACTIVE AGENT REDUCED FROM OXIDE SYSTEMS

Molchanov L.S., Bojchenko B.M., Nizjaev K.G., Stoyanov A.N., Sinegin E.V.

*National Metallurgical Academy of Ukraine
Dnipropetrovsk, Ukraine, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua*

Abstract: The reduction processes of high-active agent from oxides by aluminum were considered. It has been determined that the most rational chemical heat source for reduction processes of high-active agent from oxide system is the process of aluminothermic reduction of iron oxides.

Key words: ferrous-carbon melt, alloying, modification, high-active agent, reduction, oxide system.

Постановка задач исследования: На современном этапе развития науки и техники актуальной задачей металлургии является получение металлов и сплавов, обладающих специальными технологическими свойствами. Служебные свойства металлургической продукции, в основном, определяются ее химическим составом, поэтому в последнее время для легирования и модифицирования металлов и сплавов применяются высокоактивные реагенты (щелочные и щелочноземельные металлы, РЗМ).

В связи с высокой энергозатратностью и себестоимостью легирующих и модификаторов наиболее целесообразно проводить процессы их введения в расплав в форме оксидов, с дальнейшим восстановлением [1]. Таким образом, для таких материалов как марганец, хром, ванадий, вольфрам и молибден существуют достаточно эффективные технологии восстановления непосредственно в объеме расплава за счет взаимодействия с углеродом или металлическим алюминием. Что касается обработки расплавов активными реагентами, восстановленными непосредственно в объеме расплава, то данные процессы являются в недостаточной степени изученными. Поэтому целью данной работы является изучение основных физико-химических закономерностей процессов восстановления высокоактивных реагентов из оксидных фаз в объеме металлического расплава.

Методика проведения исследований. Проведенное исследование предусматривало следующие стадии: анализ процессов восстановления оксидов активных реагентов различными восстановителями (углеродом, кремнием и алюминием); поиск источников химической теплоты для осуществления процессов восстановления непосредственно в объеме расплава; определение ряда смесей для восстановления оксида магния непосредственно в состав экзотермических объеме жидкого металлического расплава с последующим экспериментальным исследованием эффективности их применения.

Термодинамический анализ предусматривал определение особенностей восстановления оксидов активных реагентов различными восстановителями.

Расчет составов экзотермической смеси для восстановления магния из оксида непосредственно в объеме жидкого металлического расплава проводился согласно стехиометрического соотношения и исходя из термичности рассчитанной смеси. Термичность определялась согласно следующему выражению:

$$q = \frac{\Delta H_{298}^0}{\sum_{i=1}^n M_i}, \quad (1)$$

где M_i – молекулярная (атомная) масса i -ого исходного вещества, принимающего участие в химическом превращении, г/моль;

ΔH_{298}^0 – стандартная энтальпия химической реакции, Дж/моль.

Результаты проведенных исследований. В ходе выполнения исследований проанализированы основные закономерности восстановления оксидов щелочных и щелочноземельных металлов углеродом, кремнием и алюминием.

Главной особенностью процесса углеродотермического восстановления оксидов металлов является то, что одним из продуктов восстановления является монооксид углерода. При использовании данного метода в случае щелочных или щелочноземельных металлов ($t_{\text{кип}} < 900^\circ\text{C}$) химическая реакция восстановления имеет следующий вид:



Учитывая, что продукты реакции находятся в газообразной фазе, то в условиях объема металлического расплава их разделить практически невозможно. Таким образом, использование углерода в качестве восстановителя оксидов активных реагентов является практически невозможным в промышленном исполнении.

В случае использования силикотермического способа восстановления активных реагентов в объеме жидкого металлического расплава химическая реакция восстановления имеет, преимущественно, следующий вид:

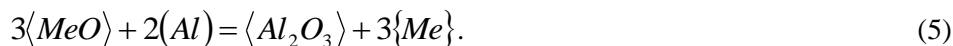


Установлено [2], что при высоких температурах и наличии углерода оксиды кремния достаточно легко переходят в газообразное состояние. В этом случае углерод выступает в качестве катализатора процесса газификации. Таким образом, в условиях металлического расплава, насыщенного углеродом, образование монооксида кремния проходит по следующей реакции:



При этом возможно снижение эффективности восстановления оксидов активного реагента, а также высока вероятность окисления паров восстановленного металла монооксидом кремния при снижении температуры, вследствие их взаимодействия с железоуглеродистым расплавом. Поэтому для реализации силикотермического восстановления оксидов металлов под слоем расплава необходимо обеспечить разделение газообразного монооксида кремния и паров активного реагента, что в промышленных условиях является недостижимым.

Процесс алюмотермического восстановления оксидов активных реагентов в условиях высокотемпературного металлического расплава описывается следующим уравнением химической реакции:



Применение в качестве восстановителя алюминия имеет ряд преимуществ, главным из которых является значительное снижение температуры начала восстановления по сравнению с другими восстановителями и конденсированное состояние оксидов алюминия. Анализ системы Al–O при температурах ниже 3000 К показывает, что все оксидные соединения существуют в конденсированном состоянии [2].

Учитывая, что процессы восстановления оксидов щелочных, щелочноземельных металлов и РЗМ являются эндотермическими, то для покрытия дефицита теплоты на процесс восстановления их оксидов предложено использовать тепло смежно протекающих экзотермических реакций. Наибольшую энергетическую эффективность из всех экзотермических реакций имеют процессы алюмотермического восстановления оксидов металлов. При этом, учитывая, что наиболее распространенным в природе из оксидов, пригодных для алюмотермических процессов, является оксид железа (II), дальнейшие расчеты проведены непосредственно для него. Таким образом, учитывая выражение (1) в таблице 1 представлены результаты определения состава экзотермических смесей для восстановления магния в объеме жидкого чугуна.

Таблица 1 – Состав и термичность исходной смеси для восстановления магния из оксида*

| № п/п | Состав смеси, % | | | | Термичность, Дж/г |
|-------|-----------------|-------|-------|-------|-------------------|
| | FeO | MgO | Al | CaO | |
| 1 | 61,00 | 16,00 | 23,00 | - | 2529 |
| 2 | 53,00 | 12,00 | 18,00 | 17,00 | 2568 |
| 3 | 58,00 | 14,00 | 21,00 | 7,00 | 2513 |

* – состав № 2 рассчитан с учетом связывания продуктов восстановления в $Ca_3Al_2O_6$, состав № 3 – $CaAl_2O_4$.

С целью определения технологической эффективности разработанной технологии восстановления оксидов активных реагентов, была проведена серия экспериментальных обработок жидкого чугуна экзотермическими смесями, составы которых представлены в таблице 1. При этом обработке подвергали чугун, химический состав которого приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав используемого чугуна

| Содержание компонентов, % | | | | |
|---------------------------|------|------|-------|-------|
| C | Mn | Si | S | P |
| 4,38 | 0,55 | 0,87 | 0,032 | 0,148 |

Предварительно расплавленный в графитовом тигле, нагреваемом в печи Тамана до 1350 °С. Экзотермическую смесь вводили в количестве 12 г в порошкообразной форме при помощи специального устройства (рисунок 1).



1 – камера для ввода экзотермической смеси, разрушаемая под действием теплоты жидкого чугуна;
2 – кронштейн

Рисунок 1 – Фотография устройства для экспериментального ввода экзотермической смеси в объем жидкого чугуна

Результаты проведенных исследований и масса подвергаемого обработки чугуна представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты экспериментальных исследований по определению эффективности разработанных экзотермических смесей для восстановления магния в объеме жидкого чугуна

| № п/п | № смеси в таблице 1 | Количество экспериментов, шт. | Масса чугуна, г | Содержание серы, % | | Степень десульфурации, % |
|-------|---------------------|-------------------------------|-----------------|--------------------|-----------------------------------|----------------------------|
| | | | | до обработки | после обработки | |
| 1 | 1 | 3 | 600 | 0,032 | <u>0,0105*</u> 0,0133 – 0,0100 | <u>67,2</u> 58,4 – 68,7 |
| 2 | 12 | 3 | 600 | 0,032 | <u>0,0109</u> 0,0118 – 0,0106 | <u>65,9</u> 63,0 – 67,5 |
| 3 | 23 | 3 | 600 | 0,032 | <u>0,0095</u> 0,0100 – 0,0085 | <u>70,2</u> 68,6 – 73,3 |

* – в числители указаны средние значения, в знаменателе – диапазоны значений

Результаты проведенных лабораторных исследований косвенным образом подтверждают протекание процессов восстановления магния из оксида в объеме жидкого чугуна за счет теплоты смежно протекающих химических реакций алюмотермитного восстановления оксида железа (II), поскольку средняя степень десульфации чугуна составляет не ниже 65,9 %.

Выводы:

1. Проанализированы термодинамические особенности восстановления оксидов активных реагентов (щелочные и щелочноземельные металлы и РЗМ) с помощью углерода, кремния и алюминия. Определена эффективность применения алюминия для восстановления их оксидов.

2. Определено приоритетное использование в качестве источника химической теплоты, для покрытия теплового дефицита процесса восстановления оксидов активных реагентов, реакций алюмотермитического восстановления оксидов железа.

3. Разработана методика определения состава экзотермической смеси для восстановления активных реагентов в объеме металлического расплава.

4. На примере оксида магния экспериментально подтверждена эффективность разработанной методики определения состава экзотермических смесей и осуществлено рафинирование ею жидкого чугуна.

Библиографический список

1. Легирование и модифицирование стали с использованием природных и техногенных материалов: монография / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина, В.И. Дмитриенко, М.А. Платонов. – Томск: Томского политехнического университета, 2013. – 320с.

2. Эллиот Д.Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов. - М.: Металлургия, 1969. – 252с.

УДК 669.18

СТОЙКОСТЬ ФУТЕРОВКИ КОНВЕРТЕРОВ ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО» РАЗЛИЧНЫХ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ

Низяев К. Г.¹, Стоянов А. Н.¹, Молчанов Л. С.¹, Васильев Д.П.²

¹*Национальная металлургическая академия Украины*
г. Днепропетровск, Украина, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua,
²*ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО»*
г. Днепропетровск, Украина, dmitry.vasiliev@evraz.com

Аннотация: Проанализированы статистические данные о динамике износа футеровки кислородных конвертеров. Разработана математическая модель изменения глубины конвертерной ванны от длительности эксплуатации. Установлена необходимость применения кислородных фурм различной конструкции для различных периодов кампании конвертера.

Ключевые слова: кислородный конвертер, футеровка, динамика износа, математическая модель.

THE RESISTANCE OF THE BOF LININGS OF DIFFERENT PRODUCERS AT PJSC «EVRAZ – DMP NAMED AFTER PETROVSKY»

Nizjaev K.G.¹, Stoyanov A.N.¹, Molchanov L.S.¹, Vasilyev D.P.²

¹*National Metallurgical Academy of Ukraine*
Dnipropetrovsk, Ukraine, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua
²*PJSC «EVRAZ DMP NAMED AFTER PETROVSKY»*
Dnipropetrovsk, Ukraine, dmitry.vasiliev@evraz.com

Abstract: Statistical data on the dynamics of BOF lining wear was analyzed. A mathematical model of change the BOF bath depth on the duration of operation was developed. Determined necessary of applying different designs of oxygen lances for different periods of the BOF life.

Key words: BOF, lining, the dynamics of wear, the mathematical model.

Постановка задачи исследования

Футеровка кислородных конвертеров работает в наиболее тяжелых условиях вследствие контакта со шлакометаллической ванной и высокотемпературными газами.

Факторы, влияющие на стойкость огнеупорной футеровки кислородных конвертеров, можно подразделить на следующие группы [1 – 3]:

- практически постоянные факторы (конструкция кислородной фурмы и дутьевой режим плавки, толщина отдельных элементов кладки, емкость конвертера, вид применяемых огнеупоров);
- факторы, изменяющиеся с каждой плавкой, обычно не зависящие или мало зависящие друг от друга (физические и химические свойства чугуна, металлолома, железной руды, извести и доломита, минутный расход кислорода, длительность простоев между плавками, количество промежуточных повалок конвертеров, уровень фурмы над поверхностью металла, марка выплавляемой стали);
- факторы, зависящие друг от друга и от остальных, а также от технических возможностей управления процессом плавки (соотношение расхода отдельных материалов, шлаковый режим, длительность продувки, температура металла в конвертере).

Методика проведения исследования

С целью выявления закономерностей износа огнеупоров по ходу кампании конвертера выполнен статистический анализ стойкости футеровки на конвертерах ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского». Анализировались 5 кампаний работы кислородных конвертеров. Продувка осуществлялась через двухрядную 12-ти сопловую кислородную фурму. Основной ряд – 4 сопла с критическим диаметром 26 мм и углом наклона к вертикали 16 градусов; второй ряд – 8 цилиндрических сопел диаметром 8 мм и углом наклона к вертикали 33 градуса.

Сортамент выплавляемых сталей: 70 – 80 % ЗПС, 5ПС; 10 – 15 % ЗСП, 5СП; 5 – 20 % 09Г2С, 70Г, ПТ70, К63. Для футеровки использовались периклазоуглеродистые огнеупоры следующих производителей: RXI, Dalmond, Nagima, Дуферко. В таблице 1 приведен химический состав применяемых огнеупоров по различным зонам конвертера.

Таблица 1 – Химический состав периклазоуглеродистых огнеупоров, применяемых для футеровки различных зон конвертера

| Зона футеровки | Проект фирмы «Dalmond» | |
|---------------------|------------------------|------|
| | MgO, % | C, % |
| Шлемовая часть | 82 | 6 |
| Шлаковый пояс | 82 | 12 |
| Околоцапфенные зоны | 78 | 14 |
| Ванна | 86 | 8 |

Результаты исследования

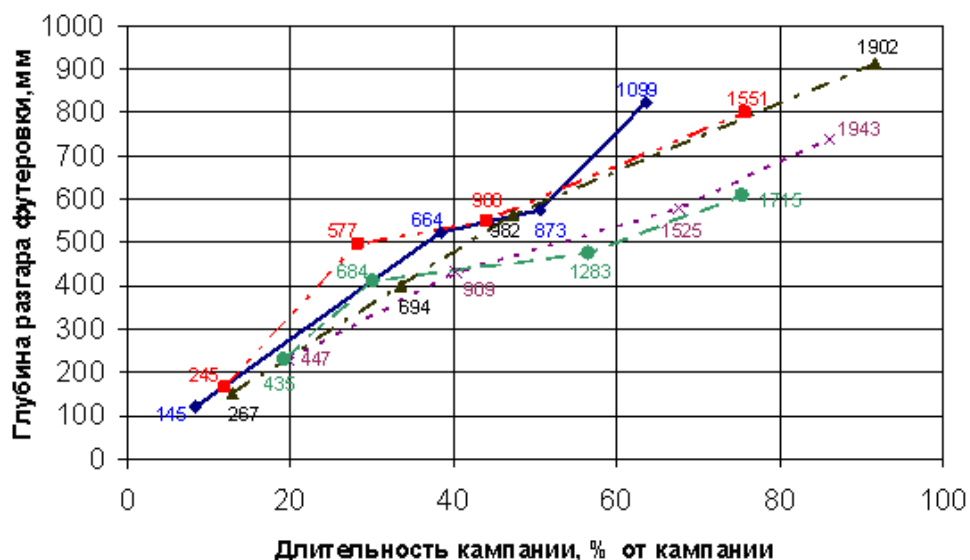
Согласно производственным данным, основной причиной вывода из эксплуатации кислородных конвертеров является интенсивный износ и разрушение футеровки шлемовой части практически до уровня брони (металлического кожуха) и, в меньшей мере, разрушение футеровки всего рабочего пространства со значительной выработкой в околоцапфенных зонах цилиндрической части (остаточная толщина огнеупорного материала ≤ 100 мм).

Согласно данным актов слома футеровки и журналов эксплуатации кислородных конвертеров построили зависимости глубины разрушения футеровки в цапфенных зонах от длительности ее эксплуатации при применении огнеупорных материалов различных производителей (рисунок 1, цифры у точек соответствуют количеству плавков от начала кампании конвертера). На основании выполненного анализа стойкости футеровки установлено, что при использовании 12-ти сопловой фурмы имеет место повышенный износ футеровки в первой трети кампании эксплуатации конвертера.

Необходимо отметить, что методы замеров и их периодичность может существенно влиять на показатели износа огнеупоров. Поэтому были выполнены расчеты скорости износа футеровки по периодам кампании работы конвертеров (таблица 2).

Анализ данных показывает, что скорость износа футеровки является неравномерной на протяжении всей кампании конвертера. Наибольший износ претерпевает футеровка в первой трети кампании эксплуатации кислородных конвертеров. С одной стороны, это может быть объяснено более интенсивным применением операции по раздувке конечного шлака во второй половине кампании конвертера с целью поддержания состояния футеровки в рабочем состоянии. Однако нельзя сбрасывать со счетов и характер взаимодействия двухрядной кислородной струи с жидкой ванной.

По результатам исследований построена модель изменения глубины ванны в процессе эксплуатации конвертера (рисунок 2).



- ◆ Конвертер № 1 Дуферко – 1730 пл.;
- Конвертер № 2 Dalmond – 2046 пл.;
- ▲ Конвертер № 2 Nagima – 2075 пл.;
- ✕ Конвертер № 1 RXI – 2259 пл.;
- Конвертер № 1 Dalmond – 2273 пл.

Рисунок 1 – Динамика износа футеровки от длительности эксплуатации конвертеров (цифры у точек – количество плавков)

Таблица 2 – Анализ влияния длительности эксплуатации на скорость износа футеровки (мм/плавку) кислородных конвертеров

| Сведения о компании кампании | Длительность кампании, % | | |
|----------------------------------|--------------------------|------|------------|
| | 30 | 60 | 100 |
| Конвертер № 1 RXI – 2259 пл. | 0,49 | 0,39 | 0,38 |
| Конвертер № 1 Дуферко – 1730 пл. | 0,8 | 0,75 | нет данных |
| Конвертер № 2 Nagima – 2075 пл. | 0,58 | 0,51 | 0,48 |
| Конвертер № 2 Далмонд – 2046 пл. | 0,86 | 0,58 | нет данных |
| Конвертер № 3 Далмонд – 2273 пл. | н/д | 0,37 | 0,32 |

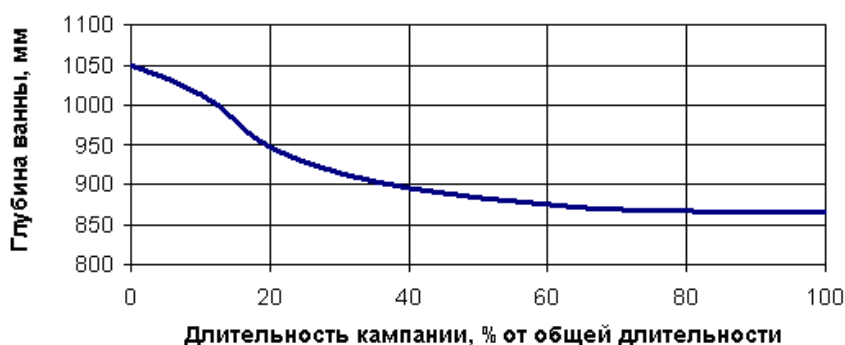


Рисунок 2 – Зависимость глубины ванны кислородного конвертера от длительности эксплуатации

Полученные результаты показывают, что по ходу кампании конвертера жидкая ванна садится почти на 200 мм. При этом в значительной степени изменяется структура реакционной зоны и характер взаимодействия кислородных струй с жидким металлом.

Это позволило сделать вывод о необходимости использования, по крайней мере, двух различных конструкций головок кислородных фурм, позволяющих оптимизировать гидродинамические и теплообменные процессы, протекающие в конвертере в различные периоды его эксплуатации.

Выводы

На основании выполненных исследований установлен неравномерный характер динамики разрушения футеровки кислородного конвертера. Скорость износа огнеупоров в первой трети кампании конвертера на 5 – 25 % выше, чем в остальные периоды эксплуатации. Предложено использование, по крайней мере, двух различных конструкций головок кислородных фурм, позволяющих оптимизировать гидродинамические и тепломассообменные процессы, протекающие в конвертере в различные периоды его эксплуатации.

Библиографический список

1. Зражевский А. Д., Альперович Я. Л., Егоров Ю. Г., Охотский В. Б. Анализ причин износа футеровки конвертера // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 1996. – № 4. – С. 16-18.
2. Пишида В. И., Бойченко Б. М., Низяев К. Г., Кравец С. Н., Тарнавский М. С., Шибко А. В. Служба периклазоуглеродистых огнеупоров в горловине конвертера // *Новые огнеупоры.* – 2005. – № 2. – С. 23-25.
3. Пишида В. И., Бойченко Б. М., Низяев К. Г., Кравец С. Н. Служба периклазоуглеродистых огнеупоров в шлаковом поясе конвертера // *Новые огнеупоры.* – 2005. – № 1. – С. 29-31.

УДК 669.046:001.57

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НЕСТАЦИОНАРНОГО ТЕПЛОМАССОБМЕНА В ДИСПЕРСНЫХ СИСТЕМАХ

Ермакова Л.А., Красноперов С.Ю., Калашников С.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, ermakova@sibsiu.ru*

***Аннотация:** В работе предложена математическая модель и численно-аналитическое решение задачи моделирования нестационарных тепломассообменных процессов в дисперсных средах, для условий прямого восстановления в высокотемпературной восстановительной среде, соответствующей условиям прямого восстановления характерным для процесса в струйно-эмульсионном агрегате на принципах самоорганизации.*

***Ключевые слова:** струйно-эмульсионный агрегат непрерывного действия, прямое восстановление, тепломассообмен, математическая модель, численно-аналитическое решение.*

MATHEMATICAL MODELING OF NONSTATIONARY HEAT AND MASS TRANSFER IN DISPERSE SYSTEMS

Ermakova L.A., Krasnoperov S.Y., Kalashnikov S.N.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russian Federation, ermakova@sibsiu.ru*

***Abstract:** The paper presents a mathematical model and numerical-analytical solution for the simulation of non-stationary heat and mass transfer processes in dispersed media, the conditions for direct reduction in a high reducing atmosphere corresponding to the conditions characteristic of direct reduction process in a jet-emulsion unit on the principles of self-organization.*

***Key words:** jet-emulsion unit continuous, direct reduction, heat and mass transfer, mathematical model, numerical and analytical solution.*

В последнее время наблюдается большой интерес к созданию новых технологий и агрегатов для прямого получения губчатого железа и металла из мелкодисперсных материалов. Такие технологии и агрегаты позволяют решить экологические проблемы путем переработки в них отходов металлургического производства. Наибольший интерес вызывают процессы, позволяющие восстанавливать металл непосредственно из пылевидных отходов, не затрачивая энергию на окомкование и используя имеющуюся при этом большую реакционную поверхность для ускорения процессов.

Одним из вариантов таких процессов является процесс получения металла из пылевидных материалов в агрегате струйно-эмульсионного типа, имеющем реакционную камеру и рафинирующую

щий отстойник [1 – 2]. Очень важной задачей при разработке новой технологий является оценка времени необходимого для нагрева и восстановления разных по размеру и составу железосодержащих материалов при различных режимах ведения процесса. Ниже приводится численно-аналитическое решение задачи моделирования нестационарных тепломассообменных процессов в дисперсных средах, для условий восстановительных процессов в струйно-эмульсионном агрегате непрерывного действия [3].

Рассмотрим основные особенности объекта моделирования [1]:

- протекание физико-химических процессов в отдельных зонах при различных степенях отклонения от термодинамического равновесия в системе под давлением;
- высокие скорости тепломассообменных процессов, окислительно-восстановительных реакций и фазовых превращений за счет больших удельных поверхностей дисперсных сред (конвертерный шлак 20 – 30 м²/кг, окалина 1 – 2 м²/кг, концентрат марганца 10 – 20 м²/кг, пылевидная известь 10 – 20 м²/кг, зола 200 – 300 м²/кг), высокой температуры (1300 – 1700 °С) в основных реакционных зонах струйного (газовзвеси) и эмульсионного типов, интенсивного перемешивания (барботирования) и турбулизации потоков в рафинирующем отстойнике;
- достижение необходимой степени восстановления оксидов исходного сырья за время пребывания в реакционной камере (1 – 3 с) и рафинирующем отстойнике (10 – 15 мин);
- протекание в основных реакторах и зонах агрегата процессов высокотемпературного твердофазного и жидкофазного восстановления металлов твердыми (С, Al, Si), газообразными (СО, Н₂О), и растворенными в железе ([С]) реагентами.

Модель процесса тепломассообмена частиц с учетом фазового перехода: процесс нестационарного тепломассообмена описываем уравнением теплопроводности и молекулярной диффузии для частиц сферической формы с граничными условиями 3 рода [3 – 4]. Уравнения теплопроводности и молекулярной диффузии, а также граничные условия для безразмерной относительной температуры и концентрации имеют вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial \tilde{C}}{\partial Fo_d} = \frac{1}{\tilde{r}^2} \frac{\partial}{\partial \tilde{r}} \left(\tilde{r}^2 \frac{\partial \tilde{C}}{\partial \tilde{r}} \right) \\ \frac{\partial \Theta}{\partial Fo_d} = \frac{1}{Lu \tilde{r}^2} \frac{\partial}{\partial \tilde{r}} \left(\tilde{r}^2 \frac{\partial \Theta}{\partial \tilde{r}} \right) \\ \tilde{C}|_{Fo_d=0} = 0 \quad \Theta|_{Fo_d=0} = 0 \\ \left. \frac{\partial \tilde{C}}{\partial \tilde{r}} \right|_{\tilde{r}=0} = 0 \quad \left. \frac{\partial \Theta}{\partial \tilde{r}} \right|_{\tilde{r}=0} = 0 \\ \left. \frac{\partial \tilde{C}}{\partial \tilde{r}} \right|_{\tilde{r}=1} = Bi_d (1 - \tilde{C}) \quad \left. \frac{\partial \Theta}{\partial \tilde{r}} \right|_{\tilde{r}=1} = Bi (1 - \Theta) \end{array} \right. \quad (1)$$

где $\tilde{C} = \frac{C - C_0}{C^* - C_0}$ – безразмерная относительная концентрация;

C_0 – начальная концентрация рассматриваемого элемента в частице;

C^* – концентрация этого элемента в окружающей среде;

$\Theta = \frac{t - t_0}{t_{cp} - t_0}$ – безразмерная относительная температура;

t_0 – начальная температура частицы;

t_{cp} – температура окружающей среды;

R – радиус частицы;

$\tilde{r} = \frac{r}{R}$ – безразмерный радиус;

$Lu = \frac{D}{a}$ число Льюиса;

$Fo_d = \frac{D\tau}{R^2}$ – диффузионное число Фурье;

$Bi_d = \frac{\beta R}{D}$ – диффузионное число Био;

$Bi = \frac{\alpha R}{\lambda}$ – число Био;

D – коэффициент диффузии, м²/с;

β – коэффициент массоотдачи, м/с;

a – коэффициент температуропроводности частицы, м²/с;

λ – коэффициент теплопроводности частицы, Вт/(м·К);

α – коэффициент теплоотдачи, Вт/(м²·К);

τ – время, с.

Краевая задача решалась методом разделения переменных с использованием быстроходящихся рядов. Особенность методики решения заключается в построении схемы расчета, которая позволяет получать результаты, характеризующие связь между определяющими параметрами задачи в заданном любом интервале переменных, представленных как в критериальной, так и в размерной физической формах [4 – 6]. Этапы методики расчета.

1. Построение для среднemasовых безразмерных температуры Θ_{mac} и концентрации C_{mac} с использованием аналитических уравнений вида зависимости $\Theta_{mac} = \Theta_{mac}(Fo_d, Lu, Bi)$, $C_{i\ddot{a}n} = C_{i\ddot{a}n}(Fo_d, Bi_d)$ для заданного диапазона изменения критериев подобия, соответствующего условиям рассматриваемых систем.

Краевая задача (1) решена методом разделения переменных с использованием быстроходящихся рядов. Решение имеет вид

$$\tilde{C}(\tilde{r}, Fo_d) = 1 - \sum_{n=1}^{\infty} A'_n \frac{\sin(\varepsilon'_n \tilde{r})}{\varepsilon'_n \tilde{r}} e^{-\varepsilon_n'^2 Fo_d}, \quad (2)$$

где $A'_n = \frac{2(\sin \varepsilon'_n - \varepsilon'_n \cos \varepsilon'_n)}{\varepsilon'_n - \sin \varepsilon'_n \cos \varepsilon'_n}$; ε'_n – корни характеристического трансцендентного уравнения

$$\operatorname{tg} \varepsilon = \frac{-\varepsilon}{Bi_d - 1}.$$

Среднемассовая относительная концентрация \tilde{C}_{mac} определяется с помощью соотношения

$$\tilde{C}_{mac}(Fo_d) = 1 - 3 \sum_{n=1}^{\infty} A'_n B'_n e^{-\varepsilon_n'^2 Fo_d}, \quad (3)$$

где $B'_n = \frac{\sin \varepsilon_n - \varepsilon_n \cos \varepsilon_n}{\varepsilon_n^3}$.

Значения ε_n корней характеристического уравнения зависят от числа Bi_d , следовательно C_{mac} является функциями чисел Fo_d и Bi_d

$$C_{mac} = C_{mac}(Fo_d, Bi_d). \quad (4)$$

2. Решение обратной задачи при различных Θ_{mac} и Bi , C_{mac} и Bi_d на основе результатов этапа 1 и численное определение характера связи времени массообмена и теплообмена от параметров в критериальной форме $Fo_d = Fo_d(C_{mac}, Bi_d)$, $Fo = Fo(\Theta_{mac}, Bi)$, где $Fo = Fo_d / Lu$.

Решая обратную задачу при заданных C_{mac} и Bi_d на основе полученной зависимости (4), численно определили характер связи времени массообмена от параметров в критериальной форме

$$Fo_d = Fo_d(C_{mac}, Bi_d). \quad (5)$$

3. Построение номограмм, определяющих количественную связь между конкретными физическими величинами

$$\tau_c = \frac{R^2}{D} Fo_d \left(C_{\text{мас}}, \frac{\beta R}{D} \right) = \tau_c(\beta, R),$$

$$\tau_t = \frac{R^2}{a} Fo \left(\Theta_{\text{мас}}, \frac{\alpha R}{\lambda} \right) = \tau_t(\alpha, R)$$
(6)

При расчете на каждой итерации сначала в зависимости от состава шихтовых материалов определяли температуру плавления частиц, затем рассчитывали текущую температуру, по которой определяли коэффициент диффузии с учетом фазового состояния частицы. После чего на следующей итерации определяли новые теплофизические параметры материала с учетом полученного состава и фазового состояния.

Результаты математического моделирования: Расчет процесса массообмена осуществляли для условий прямого восстановления в газовой и эмульсионной средах при ламинарном и турбулентном режимах, характерных для процесса в струйно-эмульсионном агрегате на принципах самоорганизации.

Вид выражения для расчета коэффициента массоотдачи зависит от принятого допущения о механизме переноса вещества. Капли, для приведенного диапазона размеров, будем рассматривать как твердые сферические частицы, перенос вещества в которых происходит только за счет молекулярной диффузии, тогда коэффициент массоотдачи по дисперсной фазе для диапазона температур 800 – 1600 °С и указанных размеров частиц принимает значения $\beta = 1,0 \cdot 10^{-4} - 4,0 \cdot 10^{-7}$ [7 – 8].

В исследовании приняты диапазон изменения размеров для материалов 0,025 – 3 мм, и температура среды в соответствии с условиями жидкофазного восстановления 1400 – 1600 °С. Результаты расчета температуры и степени восстановления частиц железорудного концентрата показали, что за время процесса 0,3 – 0,6 с частицы диаметром до $0,5 \cdot 10^{-3}$ м успевают прогреться, расплавиться и в них начинают протекать восстановительные процессы. Частицы более крупного размера не успевают прогреться до температуры фазового перехода и остаются не восстановленными.

Таким образом, разработанная модель тепломассообмена позволяет определять в любой момент времени температуру и состав частицы или капли, находящейся в высокотемпературной восстановительной среде.

Библиографический список

1. Процесс СЭР – металлургический струйно-эмульсионный реактор / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко и др. // – М: Металлургиздат, 2014. – 488 с.
2. Разработка новых наукоемких металлургических процессов и агрегатов струйно-эмульсионных типа на принципах самоорганизации / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов, К.М. Шакиров и др. // Новые промышленные технологии и материалы. – Новокузнецк, 2000. – С. 299 – 308
3. Цымбал В.П., Мочалов С.П., Ермакова Л.А. Моделирование процессов и разработка технологии получения металла из отходов на основе непрерывного струйно-эмульсионного процесса // Известия вузов. Черная металлургия. – 2000. – № 2. – С. 60.
4. Математическая модель и методика решения задач нестационарного тепломассообмена совокупности частиц пылевидных железосодержащих материалов / С.Н. Калашников, Л.А. Ермакова, С.П. Мочалов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 6. – С. 67 – 71.
5. Методика и результаты расчета процессов в реакторах агрегата струйно-эмульсионного типа для технологии прямого получения металла из дисперсных материалов / Л.А. Ермакова, С.П. Мочалов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2004. – № 10. – С. 48 – 51.
6. Методика численно-аналитического моделирования тепломассообменных процессов в дисперсных системах / С.Н. Калашников, С.П. Мочалов, С.Ю. Красноперов, Л.А. Ермакова / Численно-аналитические методы решения краевых задач // Сборник трудов межвузовской научной конференции. Новокузнецк, 1998. – С. 52 – 54.
7. Кафаров В. В., Глебов М. Б. Математическое моделирование основных процессов химических производств. – М.: Высшая школа, 1991. – 400 с.
8. Камкина Л. В., Яковлев Ю.Н., Колбин Н.А. и др. // Известия вузов. Черная металлургия. – 1995. – № 2. – С. 8 – 10.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЛАВКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ И ШЛАКОСТАЛЬНЫХ КОРЖЕЙ*

Протопопов Е.В.¹, Фейлер С.В.¹, Амелин А.В.², Чумов Е.П.²

¹Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия

²АО «ЕВРАЗ ЗСМК»,

г. Новокузнецк, Россия, feyler@rdtc.ru

Аннотация: Разработан технологический процесс производства стали в конвертерах с использованием в шихте шлакостальных коржей и железосодержащих концентратов комплекса шлакопереработки АО «ЕВРАЗ ЗСМК» с обеспечением жидкофазного восстановления железа из оксидов. Разработанная технология позволяет обеспечить рециклинг железосодержащих материалов, увеличить выход жидкого металла.

Ключевые слова: Сталь, конвертер, производство черных металлов, рециклинг, шлакопереработка.

DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY CONVERTER MELTING WITH IRON CONCENTRATE AND SLAG-METAL MATERIALS

Protopopov E.V.¹, Feyler S.V.¹, Amelin A.V.², Chumov E.P.²

¹Siberian State Industrial University,

²EVRAZ Consolidated West-Siberian Metallurgical Plant

Novokuznetsk, Russia

Abstract: The technological process of steel production in converters using batch slag-metal cakes and iron concentrates of slag complex JSC «EVRAZ ZSMK» ensuring liquid-phase reduction of iron oxide. The developed technology enables recycling of scrap iron, increase the yield of liquid metal.

Key words: steel, converter, ferrous metals, recycling, slag

Сталеплавильные шлаки составляют значительную часть металлургических отходов. Их выход составляет в среднем от 150 до 200 кг/т стали. При существующих объемах производства стали в Российской Федерации ежегодно образуется около 9 млн. т шлаков сталеплавильного производства. В их состав входит до 10 % чистого металла, а также 15 – 40 % в виде оксидов железа. Общее количество железа достигает 20 – 30 % от массы шлака.

Для переработки образующихся сталеплавильных шлаков на АО «ЕВРАЗ ЗСМК» в конце 2014 г. введен в эксплуатацию комплекс шлакопереработки, который представляет собой технологическую линию, позволяющую поэтапно выделять из конвертерного шлака железосодержащие включения за счет использования методов магнитной сепарации. Производительность комплекса составляет до 1400000 т шлака в год, выход металлосодержащих концентратов составляет 250 тыс. т. в год. Образующийся железосодержащий концентрат представляет собой материал фракций: 0-10 мм (У4), 10-80 мм (29АДУЖ) и 80-250 мм (29ШСК).

Для оценки возможности рециклинга железосодержащих концентратов в сталеплавильном производстве и разработки соответствующей технологии конвертерной плавки были проведены лабораторные исследования концентратов У4 и 29АДУЖ, которые заключались в последовательном истирании материала массой 1 кг в течение 5 мин и просеивании через сито с размером ячейки 0,5 мм. При этом надрешетный продукт подвергался повторному истиранию. После пятикратного истирания надрешетным продуктом являлись металлические частицы. Результаты проведенных исследований приведены в таблице 1.

* Работа выполнена в СибГИУ по государственному заданию Минобрнауки России, проект 2556.

Таблица 1 – Масса подрешетного продукта при последовательном истирании и просеивании железосодержащих концентратов

| Стадия истирания | У4 | 29АДУЖ |
|-------------------------------|------------------|------------------|
| | масса, г | |
| 1 | 693,14 | 145,97 |
| 2 | 130,49 | 121,86 |
| 3 | 32,93 | 22,45 |
| 4 | 21,29 | 28,37 |
| 5 | 15,25 | 14,57 |
| Остаток (металлическая часть) | 106,90 (10,69 %) | 666,77 (66,68 %) |

Выполненный химический анализ подрешетного продукта показал, что в среднем в минеральной части У4 и 29АДУЖ содержится 40,7 и 27,0 % $Fe_{общ}$, соответственно. Таким образом, общее содержание железа в исследуемых концентратах составляет 47 и 76 %, соответственно.

При этом, в виде оксидов FeO и Fe_2O_3 среднее содержание железа составляет в концентрате У4 – 25,6 и 11,06 %, соответственно, а в концентрате 29АДУЖ – 25,8 и 9,98 %.

Разработанная технология конвертерной плавки с восстановлением железа из оксидов шлаковой составляющей концентратов комплекса шлакопереработки или шлакостальных коржей предусматривает двухстадийное газокислородное рафинирование расплава в конвертере с элементами жидкофазного восстановления. В соответствии с предлагаемым вариантом технологии плавка ведется в две стадии (рисунок 1):

– на первой, восстановительной стадии, обеспечивается высокая степень восстановления железа из шлаковой составляющей концентратов, для чего залитый чугуна («подложка»), присаживаемые в агрегат концентраты КШП и углеродсодержащий материал (кокс, антрацит) для интенсификации массообменных процессов при восстановлении, перемешивают азотом (с расходом до 400 – 500 $m^3/мин$) или газокислородной смесью (азот 300 – 350 $m^3/мин$ и кислород 50 – 150 $m^3/мин$);

– на второй стадии реализуется окислительная продувка в конвертере по разработанному дутьевому и шлаковому режиму плавки.

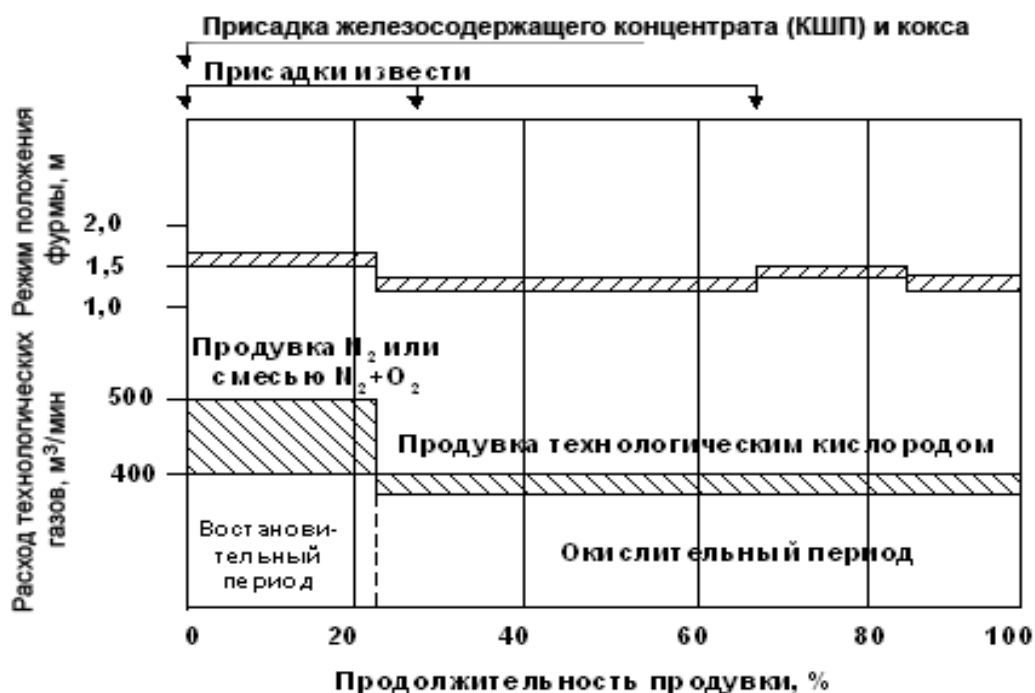


Рисунок 1 – Технологический режим двухстадийной конвертерной плавки с элементами жидкофазного восстановления

Таблица 2 – Химический состав подрешетного продукта

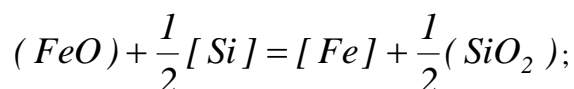
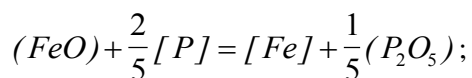
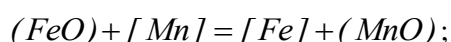
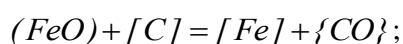
| | № пробы | Содержание элементов, % | | | | | | | | | | | | | | |
|--------|---------|-------------------------|-------|------|------------------|------|------|------|------|--------------------------------|-------------------|------------------|------------------|-------|-------------------|--------------------------------|
| | | Fe _{общ} | S | CaO | SiO ₂ | FeO | MgO | Mn | P | Al ₂ O ₃ | Na ₂ O | K ₂ O | TiO ₂ | ZnO | Fe _{мет} | Fe ₂ O ₃ |
| У4 | 1 | 21,8 | 0,095 | 31,5 | 15,0 | 14,7 | 9,55 | 3,96 | 0,37 | 3,0 | 0,13 | 0,099 | 1,28 | 0,031 | - | 14,9 |
| | 2 | 29,5 | 0,085 | 28,9 | 12,7 | 31,5 | 9,16 | 3,94 | 0,39 | 1,42 | 0,12 | 0,070 | 1,28 | 0,023 | - | 7,22 |
| | 3 | 37,9 | 0,080 | 25,1 | 11,2 | 41,7 | 8,25 | 3,58 | 0,37 | 0,94 | 0,12 | 0,066 | 1,18 | 0,022 | 5,58 | - |
| | 4 | 55,8 | 0,055 | 16,9 | 7,22 | 21,6 | 6,41 | 2,49 | 0,31 | 0,93 | 0,12 | 0,078 | 0,75 | 0,019 | 41,1 | - |
| | 5 | 58,5 | 0,103 | 16,3 | 7,54 | 18,7 | 4,86 | 2,22 | 0,31 | 2,20 | 0,13 | 0,14 | 0,64 | 0,023 | 44,7 | - |
| | Среднее | 40,7 | 0,084 | 23,7 | 10,73 | 25,6 | 7,65 | 3,24 | 0,35 | 1,70 | 0,12 | 0,091 | 1,03 | 0,024 | 30,46 | 11,06 |
| 29АДУЖ | 1 | 26,0 | 0,065 | 34,1 | 13,4 | 23,5 | 8,47 | 2,8 | 0,34 | 3,96 | 0,090 | 0,055 | 0,63 | 0,019 | - | 11,1 |
| | 2 | 28,0 | 0,081 | 32,4 | 12,9 | 26,2 | 8,06 | 2,94 | 0,33 | 3,26 | 0,070 | 0,054 | 0,59 | 0,017 | - | 11,0 |
| | 3 | 27,2 | 0,092 | 33,8 | 13,2 | 28,0 | 8,81 | 2,79 | 0,35 | 2,77 | 0,070 | 0,051 | 0,62 | 0,022 | - | 7,82 |
| | 4 | 27,8 | 0,094 | 31,5 | 13,8 | 26,2 | 9,04 | 3,27 | 0,31 | 2,90 | 0,080 | 0,057 | 0,61 | 0,026 | - | 10,7 |
| | 5 | 25,9 | 0,076 | 31,4 | 14,2 | 25,0 | 9,03 | 3,52 | 0,32 | 3,22 | 0,080 | 0,061 | 0,63 | 0,021 | - | 9,29 |
| | Среднее | 27,0 | 0,082 | 32,6 | 13,5 | 25,8 | 8,68 | 3,06 | 0,33 | 3,22 | 0,08 | 0,056 | 0,62 | 0,021 | - | 9,98 |

Для решения поставленных задач предварительно проведен термодинамический анализ процессов, сопровождающих выплавку стали в кислородных конвертерах с использованием железосодержащих концентратов. При кислородно-конвертерном переделе окислительный характер процессов проявляется в наибольшей степени, в связи с этим реализация процесса восстановления железа из оксидов встречает наибольшие трудности.

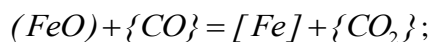
При определении оптимальных параметров технологического режима целесообразно установить возможные пределы восстановления железа из оксидной составляющей, вклад сопровождающих процессов в тепловой баланс плавки, а также скорости их протекания.

С учетом дополнительных компонентов шихтовки конвертерной плавки возможно протекание следующих физических и химических процессов:

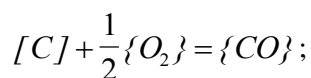
- нагрев твердых окислителей до температуры ванны (T_v) и растворение их в оксидном расплаве;
- нагрев твердого углерода до температуры ванны и растворение его в металле;
- восстановление железа из оксидов растворенными в металле углеродом, марганцем, фосфором, кремнием:



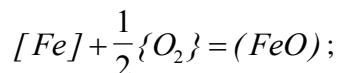
- восстановление железа из оксидов монооксидом углерода:



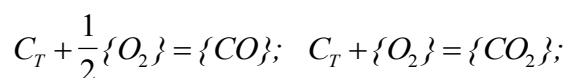
- окисление растворенного в металле углерода газообразным кислородом:



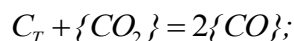
- окисление железа кислородом:



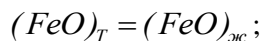
- горение твердого углерода:



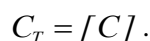
- реакция газификации:



- растворение оксида железа в шлаке:



- растворение углерода в металле:



Принципиальная схема конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением техногенных отходов представлена на рисунке 2.

Реакционные зоны восстановления: Зона 1 – Поверхность контакта всплывающих частиц железосодержащих отходов (ЖО) с жидким чугуном; Зона 2 – Поверхность контакта всплывающих капель шлака (ШЛ) с жидким чугуном; Зона 3 – Поверхность контакта всплывающих капель шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом (УМ); Зона 4 – Поверхность контакта шлака с жидким чугуном; Зона 5 – Поверхность контакта шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом.

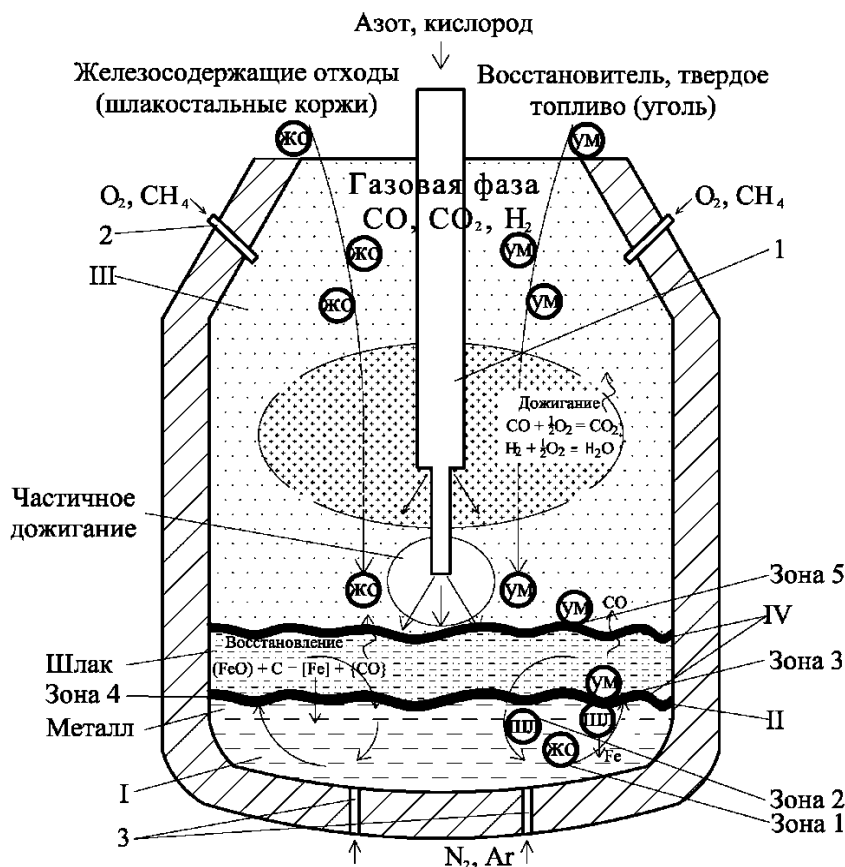


Рисунок 2 – Схема конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением железосодержащих материалов

Жидкий чугун I является начальной «ёмкостью» тепла и постоянной «ёмкостью» для восстановления жидкого железа.

II – твердая смесь из ШСК (концентрата) и углерода (антрацит, энергетический уголь, угольная пыль), в которой протекают основные восстановительные процессы; здесь впоследствии выделяются жидкие фазы – оксидная (шлак) и металлическая (на основе железа), которая переходит в I.

III – газовая фаза, зона смешения продуктов конверсии, природного газа и горения монооксида углерода и водорода. Эта зона распределена практически по всему внутреннему объему агрегата при возможности подачи технологических газов через верхнюю основную и возможно вспомогательные фурмы в зону смешения газов, в оксидную фазу и через, возможно, донные фурмы в металлическую фазу.

IV – разделительная «вспомогательная фаза», твердый углерод (восстановитель и топливо) состоит из двух условных областей: в нижней части между металлической (I) и оксидной (II) фазами поддерживается концентрация углерода в металле на уровне насыщения и восстанавливается железо из его монооксида; в верхней области между зоной смешения газов и зоной оксидов проходит условная граница раздела пространства с преобладанием восстановительных (II) и окислительных (III) свойств; кроме того, в IV определенная часть углерода горит при взаимодействии с неусвоившимся кислородом технологических газов и служит источником тепла.

Для реализации представленной технологической схемы технически приемлемо следующее распределение технологических газов по фурмам. Через верхнюю фурму 1 в определенные периоды подается технически чистый кислород, нейтральный газ или газовые смеси для окисления, нагрева и перемешивания ванны. Через фурмы 2 – природный газ и кислород для дожигания отходящих газов. Смесь природного газа с кислородом в соотношении 2:1 для реализации реакции конверсии металла. Донные фурмы 3 предназначены в основном для подачи нейтрального газа с целью дополнительного перемешивания ванны. Для улучшения теплового баланса процесса и более полного развития реакций восстановления возможна подача через дойные фурмы кислорода в смеси с нейтральным или природным газом.

Представленная технологическая схема конвертерной плавки позволит более полно использовать потенциал металлургических техногенных материалов при производстве стали.

СЕКЦИЯ 2: МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА, ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ. ЭКОЛОГИЯ И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 621.762

УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕВИДНЫХ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ КРЕМНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Кондратьев В.В., Карлина А.И., Ершов В.А., Немаров А.А., Иванчик Н.Н.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия, karlinat@mail.ru*

Аннотация: Представлены результаты расчета регулирующего органа управления технологическим процессом флотационной переработки пылевидных тонкодисперсных отходов кремниевого производства. Построена расходная характеристика среды и зависимость коэффициента передачи от процента открытия регулирующего органа.

Ключевые слова: флотация, автоматизация, отходы кремниевого производства, управление технологическим процессом.

CONTROL OF TECHNOLOGICAL PROCESS OF FLOTATION PROCESSING OF FINE DUST WASTE SILICON PRODUCTION

Kondratiev V.V., Karlina A.I., Ershov V.A., Nemarov A.A., Ivanchik N.N.

*Irkutsk national research technical university
Irkutsk, Russia, karlinat@mail.ru*

Abstract: The results of the calculation of the regulatory body management of technological process of flotation processing of fine dust waste from silicon production. The flow characteristic of the built environment and the dependence of the transmission factor of the opening percentage of the regulatory authority.

Key words: flotation, automation, waste silicon production, process control.

Введение

Функциональная схема основывается на анализе технологического процесса как объекта автоматизации, в котором выделяются основные управляющие и управляемые воздействия, которые необходимо регулировать и поддерживать в заданных пределах, для того чтобы получить конечный продукт с необходимыми качественными характеристиками.

Расчет регулирующего органа

При протекании технологического процесса плотность пульпы, приготавливаемой в репульпаторе, может колебаться, как за счет изменений в составе исходной пыли, так и за счет слива в репульпатор содержимого ковша фильтра 1, при его переполнении. Несоответствие плотности пульпы на выходе из репульпатора нужному диапазону может существенно нарушать нормальную работу всего процесса, так как от этой величины напрямую зависит качество процесса флотации. Что бы этого не произошло необходимо, поддерживать плотность в заданных пределах с помощью регули-

рующего органа подачи воды в репульпатор.

Исходные данные:

1. Среда – вода;

2. Температура среды – 25 °С;

3. Плотность воды $\rho = 997,07 \text{ кг/м}^3$;

4. Динамическая вязкость воды $\mu = 0,8902 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$;

5. Максимальный массовый расход $G_{\max} = 1333,33 \text{ кг/ч}$;

6. Минимальный массовый расход: $G_{\min} = 1000 \text{ кг/ч}$;

7. Высота водяного столба в исходном баке $h_1 = 3 \text{ м}$, в конечном баке, над выходным отверстием линии – $h_2 = 1 \text{ м}$;

8. Разность уровней:

– от начала расчётного участка до регулирующего органа (РО) $h_n = 1,5 \text{ м}$,

– от конца расчётного участка до РО $h_k = 0 \text{ м}$;

9. Данные трубопроводной линии: до регулирующего органа 1 резкий поворот на 90 градусов.

Расстояние от начала линии до РО $l_1 = 1,8 \text{ м}$, после РО и до конца трубопроводной линии $l_2 = 0,1 \text{ м}$.

$L = 2 \text{ м}$.

10. Расходная характеристика – линейная.

Переводим массовый расход в объёмный:

$$Q_{\max} = \frac{G_{\max}}{\rho} = \frac{1333,33}{997,07} = 1,337 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_{\min} = \frac{G_{\min}}{\rho} = \frac{1000}{997,07} = 1,003 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Вычисляем диаметр трубопровода по заданному максимальному расходу среды и допустимым скоростям потока для жидкости – 1 – 2 м/с (примем $w_{\text{доп}} = 2 \text{ м/с}$):

$$D = \sqrt{\frac{4 * Q_{\max}}{3600 * \pi * w_{\text{доп}}}} = \sqrt{\frac{4 * 1,337}{3600 * 3,14159 * 2}} = 0,01538 \text{ м} = 15,38 \text{ мм}.$$

Округляем D до ближайшего стандартного значения $D_T = 15 \text{ мм}$, и уточняем скорость среды в соответствии с выбранным диаметром:

$$w_{\max} = \frac{353,4 * Q_{\max}}{D_T^2} = \frac{353,4 * 1,337}{15^2} = \frac{472,585}{225} = 2,1 \text{ м/с}.$$

$$w_{\min} = \frac{353,4 * Q_{\min}}{D_T^2} = \frac{353,4 * 1}{15^2} = \frac{353,4}{225} = 1,56 \text{ м/с}.$$

Находим давление в начале и конце расчётного участка:

$$P_n = \rho * g * h_1 = 997,07 * 9,81 * 3 = 29343,7701 \text{ Па} = 0,0293 \text{ МПа};$$

$$P_k = \rho * g * h_2 = 997,07 * 9,81 * 1 = 9781,257 \text{ Па} = 0,00978 \text{ МПа}.$$

Находим перепад давления в системе:

$$\Delta P_c = P_n - P_k = 0,0293 - 0,00978 = 0,0196 \text{ МПа}.$$

Определяем режим движения жидкости:

$$Re = \frac{\omega * D_T * \rho}{\mu} = \frac{1,1815 * 0,02 * 997,07}{0,8902 * 10^{-3}} = 35287,95.$$

Режим движения жидкости турбулентный, т.к. $Re > 10000$.

Находим коэффициент гидравлического трения (при бесшовных стальных трубах в хорошем состоянии, абсолютная шероховатость поверхности трубы $\Delta = 0,014 \text{ мм}$):

$$\frac{\Delta}{D_T} = \frac{0,014}{15} = 0,00093 < 0,01, \text{ значит рассчитываем коэффициент гидравлического трения по}$$

формуле Альтшуля:

$$\lambda_{\text{тр.}} = 0.11 * \left(\frac{\Delta}{D_{\tau}} + \frac{68}{\text{Re}} \right)^{0.25} = 0.11 * \left(\frac{0.014}{15} + \frac{68}{35287.95} \right)^{0.25} = 0.025.$$

Используем его при нахождении приведённых коэффициентов сопротивления участков трубопровода до РО и после:

$$\xi_{\text{н}}^{\text{пр}} = \frac{10^3 \cdot \frac{\lambda \cdot K_0 \cdot l_1}{D_{\tau}} + \xi_i}{D_{\tau}^4};$$

где K_0 – поправочный коэффициент на сварные швы и фланцы ($K_0 = 1$);

$\xi_{\text{н}} = 1,1$ – коэффициент местного сопротивления до РО (резкого поворота трубы на 90 градусов).

Для простоты дальнейших расчётов, D_{τ} в этой формуле принять в мм.

Тогда

$$\xi_{\text{н}}^{\text{пр}} = \frac{10^3 \cdot \frac{\lambda \cdot K_0 \cdot l_1}{D_{\tau}} + \xi_{\text{н}}}{D_{\tau}^4} = \frac{1000 \cdot \frac{0.025 \cdot 1 \cdot 1.8}{15} + 1.1}{15^4} = 0.00009 \text{ мм}^{-4}$$

$$\xi_{\text{к}}^{\text{пр}} = \frac{10^3 \cdot \frac{\lambda \cdot K_0 \cdot l_2}{D_{\tau}} + \xi_{\text{к}}}{D_{\tau}^4} = \frac{1000 \cdot \frac{0.025 \cdot 1 \cdot 0.2}{15} + \xi_{\text{к}}}{15^4} = 0.000008 \text{ мм}^{-4}$$

После этого определяем потери давления в трубопроводной линии до РО и после:

$$\Delta P_{\text{л1}} = \frac{0,0626 * \xi_{\text{н}}^{\text{пр}} * Q_{\text{max}}^2 * \rho}{D_{\tau}^4} = \frac{0,0626 * 0.00009 * 1.337^2 * 997.07}{15^4} = 0.0000002 \text{ МПа.}$$

$$\Delta P_{\text{л2}} = \frac{0,0626 * \xi_{\text{к}}^{\text{пр}} * Q_{\text{max}}^2 * \rho}{D_{\tau}^4} = \frac{0,0626 * 0.000008 * 1.337^2 * 997.07}{15^4} = 0.00000002 \text{ МПа.}$$

Общие потери давления в трубопроводной линии:

$$\Delta P_{\text{л}} = \Delta P_{\text{л1}} + \Delta P_{\text{л2}} = 0.0000002 + 0.00000002 = 0.00000022 \text{ МПа.}$$

Теперь находим перепад давления на РО:

$$\Delta P_{\text{ро}} = \Delta P_{\text{с}} - \Delta P_{\text{л}} = 0.0196 - 0.00000022 = 0.0195623 \text{ МПа.}$$

Делаем проверку на возможность возникновения кавитации по формуле:

$$\Delta P_{\text{кав}} = K_{\text{с}} * (P_1 - P_{\text{нп}});$$

где $K_{\text{с}}$ – коэффициент начала кавитации (при малых расходах $K_{\text{с}} = 0,55$);

$P_{\text{нп}}$ – давление насыщенного пара воды, (при 25 °C $P_{\text{нп}} = 0.003169$ МПа);

P_1 – давление на входе РО,

$$P_1 = P_{\text{н}} - \Delta P_{\text{л1}} = 0.0293 - 0.0000002 = 0.029343567 \text{ МПа.}$$

Для дальнейших расчётов найдём давление на выходе РО:

$$P_2 = P_1 - \Delta P_{\text{ро}} = 0.029343567 - 0.0195623 = 0.00978127 \text{ МПа.}$$

Тогда

$$\Delta P_{\text{кав}} = K_{\text{с}} * (P_1 - P_{\text{нп}}) = 0.55 * (0.029343567 - 0.003169) = 0.01308728 \text{ МПа.}$$

Т.к. $\Delta P_{\text{кав}} < \Delta P_{\text{ро}}$, $0.01308728 \text{ МПа} < 0.0195623 \text{ МПа}$, то возникновение кавитации возможно.

Значит надо определить эффективный перепад давления, при котором можно еще регулировать расход.

$$\Delta P_{\text{м}} = K_{\text{м}} * (P_1 - r * P_{\text{нп}});$$

где $K_{\text{м}}$ – коэффициент критического расхода кавитации (при малых расходах $K_{\text{м}} = 0,65$);

r – поправочный коэффициент, определяемый фирмой «Масонейлан» по формуле:

$$r = 0,96 - 0,28 * \sqrt{\frac{P_{\text{нп}}}{P_{\text{кр}}}}$$

где $P_{кр}$ – критическое давление (для воды $P_{кр} = 22,12$ МПа).

Тогда,

$$r = 0,96 - 0,28 * \sqrt{\frac{P_{нп}}{P_{кр}}} = 0,96 - 0,28 * \sqrt{\frac{0,003169}{22,12}} = 0,957.$$

$$\Delta P_m = K_m * (P_1 - r * P_{нп}) = 0,65 * (0,029343567 - 0,957 * 0,003169) = 0,0171 \text{ МПа.}$$

$\Delta P_m < \Delta P_{po}$, $0,0171$ МПа $< 0,0195612$ МПа, значит максимальная пропускная способность РО находится через эффективный критический перепад давления по формуле:

$$K_{v \max} = 0,01 * Q_{\max} * \sqrt{\frac{\rho}{\Delta P_m}} = 0,01 * 1,337 * \sqrt{\frac{997,07}{0,0171}} = 0,01337 * \sqrt{58300,95} = 3,229$$

Минимальная пропускная способность РО:

$$K_{v \min} = 0,01 * Q_{\min} * \sqrt{\frac{\rho}{\Delta P_m}} = 0,01 * 1,003 * \sqrt{\frac{997,07}{0,0171}} = 0,01003 * \sqrt{58300,95} = 2,422$$

Находим условную пропускную способность для РО по формуле:

$$K_{vy} = K_{v \max} * \eta;$$

где η – коэффициент запаса (при линейной расходной характеристике, $\eta = 1,1 \div 1,25$).

$$K_{vy} = K_{v \max} * \eta = 3,229 * 1,25 = 4,04.$$

Выбираем типоразмер РО: регулирующий модернизированный клапан с электроприводом ПОУ-7М-Э, $D_y = 15$ мм, т.к. он удовлетворяет условию $0,25 * D_r \leq D_y \leq D_r$; $3,75 \leq D_y \leq 15$.

При этом, допустимое значение скорости среды не должно превышать 5м/с (для жидкостей).

$$w_{доп} = \frac{353,4 * Q_{\max}}{D_y^2} = \frac{353,4 * 1,337}{15^2} = \frac{472,585}{225} = 2,1 \text{ м/с.}$$

Т.к. $D_y = D_r$; $15 < 20$, нет необходимости уточнять K_{vy} .

Находим гидравлический модуль системы по формуле:

$$n = \sqrt{\frac{\Delta P_n}{\Delta P_{po}}} = \sqrt{\frac{0,00000022}{0,0195623}} = 0,0034.$$

В зависимости от заданной расходной характеристики и полученного гидравлического модуля выбираем форму пропускной характеристики. При $n < 1,2$, выбранная расходная характеристика – линейная.

Рассчитывается максимальная и минимальная пропускная способность РО по формулам:

$$\sigma_{\max} = \frac{K_{v \max}}{K_{vy}} = \frac{3,229}{3,7} = 0,873;$$

$$\sigma_{\min} = \frac{K_{v \min}}{K_{vy}} = \frac{2,422}{3,7} = 0,654;$$

Определяется максимальный относительный расход среды по формуле:

$$q_{\max} = \sigma_{\max} * \sqrt{\frac{1 + n^2}{1 + n^2 * \sigma_{\max}^2}} = 0,873 * \sqrt{\frac{1 + 0,0034^2}{1 + 0,0034^2 * 0,873^2}} = 0,873.$$

Вычисляем минимальный относительный расход среды как

$$q_{\min} = q_{\max} * \frac{Q_{\min}}{Q_{\max}} = 0,873 * \frac{1,003}{1,337} = 0,654.$$

Находим значения максимального и минимального относительного хода по формуле для линейной характеристики:

$$l = \frac{\sigma - \sigma_0}{1 - \sigma_0};$$

где σ_0 – начальная пропускная способность, при линейной характеристике принимается $\sigma_0 = 0$. Тогда,

$$l_{\max} = \sigma_{\max} = 0.873;$$

$$l_{\min} = \sigma_{\min} = 0.654.$$

Строим расходную характеристику ($q = f(l)$):

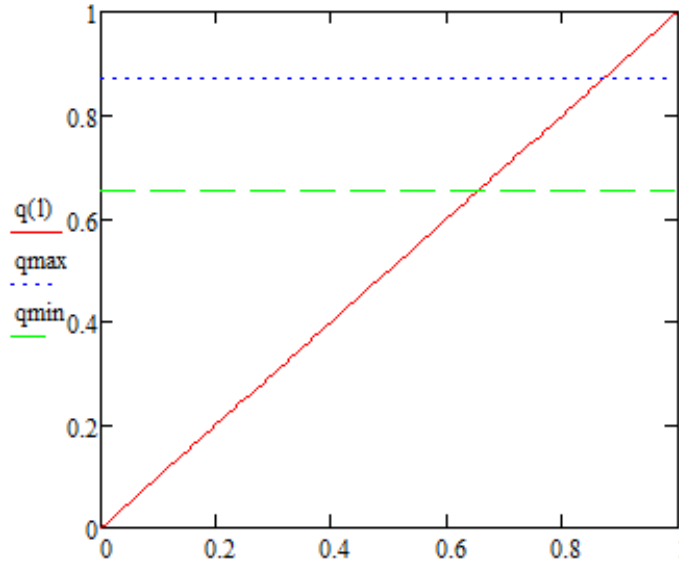


Рисунок 1 – График расходной характеристики

Определение коэффициента передачи РО, и построение графика его зависимости:

$$K_{PO \max} = (1 - \sigma_0) * \sqrt{\frac{1 + n^2}{(1 + n^2 \sigma_{\max}^2)^3}} = (1 - 0) * \sqrt{\frac{1 + 0.0034^2}{(1 + 0.0034^2 \cdot 0.873^2)^3}} = 0.999;$$

$$K_{PO \min} = (1 - \sigma_0) * \sqrt{\frac{1 + n^2}{(1 + n^2 \sigma_{\min}^2)^3}} = (1 - 0) * \sqrt{\frac{1 + 0.0034^2}{(1 + 0.0034^2 \cdot 0.654^2)^3}} = 0.999.$$

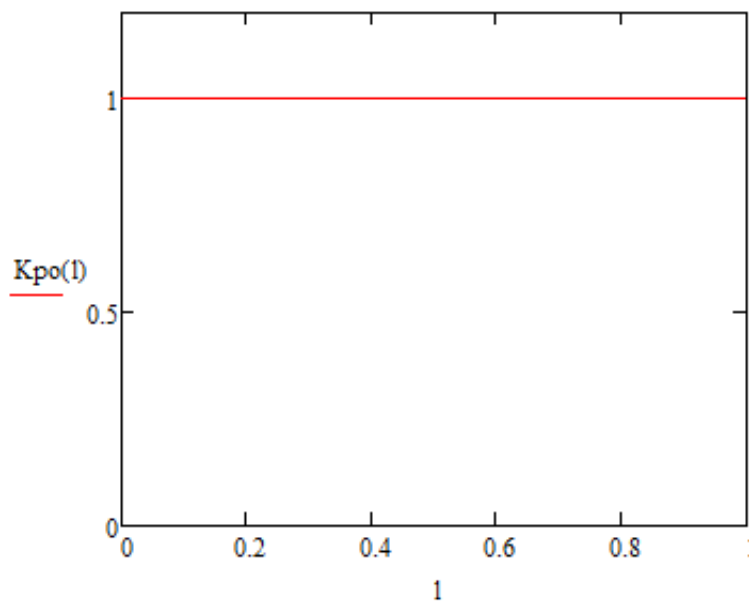


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента передачи от процента открытия РО

Из графика видно, что коэффициент передачи РО постоянен при любой величине хода затвора, без любых отклонений.

Библиографический список

1. Кондратьев В.В., Немаров А.А., Иванов Н.А., Карлина А.И., Иванчик Н.Н. Теория и практика процессов флотационного обогащения наноразмерных сред: монография. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2015. – 160 с.
2. Кондратьев В.В., Немчинова Н.В., Иванов Н.А., Ершов В.А., Сысоев И.А. Новые технологические решения по переработке отходов кремниевого и алюминиевого производств // *Металлург*, №5, 2013г., с. 92-95.
3. Кондратьев В.В., Иванов Н.А., Ржечицкий Э.П., Сысоев И.А. Перспективы применения нанотехнологий и наноматериалов в горно-металлургической промышленности // *Вестник Иркутского государственного технического университета*, № 1, 2010г., с 168-174.
4. Афанасьев А.Д., Иванов Н.А., Ржечицкий А.Э., Кондратьев В.В. Наночастицы углерода в отходах производства алюминия и их модифицирующие свойства // *Вестник ИрГТУ*. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. -2009. № 4. С. 13-17.
5. Ястребов К.Л., Кондратьев В.В., Иванов Н.А., Дружинина Т.Я., Карлина А.И. Теория и практика прикладной гидроаэромеханики в обогащении полезных ископаемых и металлургии : монография. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2015. – 350с.
6. Ёлкин К.С., Карлина А.И. Аппаратурно-технологическое обеспечение производства кремния / *Современные технологии. Системный анализ. Моделирование*. -2015. №3. С. 73-79.
7. Кондратьев В.В., Карлина А.И., Немаров А.А., Иванов Н.Н. Теория и практика флотации наноразмерных кремнийсодержащих структур / «Цветные металлы и минералы-2015», 14-17 сентября 2015, г. Красноярск. С. 226-227.
8. Иванчик Н.Н., Кондратьев В.В., Иванов Н.А., Карлина А.И. Изучение свойств тонкодисперсных отходов кремниевого производства методами электронной микроскопии / «Цветные металлы и минералы-2015», 14-17 сентября 2015, г. Красноярск. С. 234-235.
9. Карлина А.И., Зельберг А.Б., Егоров Ю.С., Кондратьев В.В. К вопросу получения композиционных материалов на основе пылевых отходов производства кремния / «Цветные металлы и минералы-2015», 14-17 сентября 2015, г. Красноярск. С. 236-237.
10. Карлина А.И., Иванчик Н.Н., Кондратьев В.В., Петровская В.Н., Немаров А.А. Применение мелкодисперсных отходов производства металлического кремния в строительстве / «Цветные металлы и минералы-2015», 14-17 сентября 2015, г. Красноярск. С. 232-233.

УДК 53.07.11 + 541.18

РОЛЬ КОЛЛОИДНО-ХИМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ГЛИН, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ В ПРОИЗВОДСТВЕ ОГНЕУПОРОВ

Яковлева А.А., Рыбина М.Н.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия, ayakov@istu.edu*

Аннотация: Показано значение коллоидно-химических исследований суспензий глин, используемых в производстве огнеупоров, связанное с возможностью целенаправленного влияния на процессы структурообразования, протекающие на стадиях формовки и обжига. Изучены физико-химические закономерности протекания процессов на поверхности дисперсных частиц в суспензиях глинистых минералов на примере глин Трошковского и Никольского месторождений Иркутской области. Исследовано влияние электролитов с различными зарядами коагулирующих ионов на величину поверхностного заряда дисперсных частиц в суспензиях глин.

Ключевые слова: глина, суспензия, электролиты, поверхностные явления, адсорбция, ориентация, электрокинетический потенциал, потенциометрическое титрование, поверхностно-активные вещества.

THE ROLE OF COLLOID-CHEMICAL INVESTIGATIONS OF CLAYS USED IN PRODUCTION OF REFRACTORIES

Yakovleva A.A., Rybina M.N.

*Irkutsk National Research Technical University,
Irkutsk, Russia, ayakov@istu.edu*

Abstract: *The article shows the value of colloid-chemical investigation of suspension of clays used in production of refractories concerned with the possibility to results-oriented influence the processes of structurization carried in the stages of moulding and baking. The physicochemical mechanisms of behaviors on the surface of dispersed particle in the suspension of clay minerals are studied through the example of clays of Troshkovsk and Nikolsk deposits in Irkutsk region. The influence of electrolyte with different charges of coagulative ions on the quantity of surface charge of dispersed particles is investigated.*

Key words: *clay, suspension, electrolyte, surface phenomena, coagulation, orientation, electroendosmosis, electrokinetic potential.*

Глины – одни из наиболее распространенных типов горных пород и широко используются с древних времен. Однако до настоящего времени многие технологические процессы, в которых глины являются сырьем, ведутся зачастую на эмпирических и полуэмпирических основах, формировавшихся годами. Это относится к производству огнеупоров для металлургического оборудования, к случаям использования глин в производстве строительных кирпичей, керамики и др. [1, 2]. Предприятия, использующие керамические изделия, предъявляют высокие требования к их эксплуатационным свойствам, прежде всего, к механической прочности и термостойкости. Поэтому для производства таких изделий должны использоваться сравнительно чистые огнеупорные и тугоплавкие глины с повышенным содержанием глинозема и небольшим количеством оксидов кальция и железа.

Для получения высококачественных керамических изделий необходим контроль на всех стадиях производства, немаловажными при этом оказываются физико-химические процессы структурообразования. В настоящее время успехи в производстве изделий из глин возможны благодаря развитию научной базы – исследованиям в области физической химии силикатов. В таких исследованиях обычно рассматривают важные для технологии силикатов вопросы, связанные с особенностями структуры кристаллической решетки. Без знаний этих вопросов невозможно понять различные свойства многообразных изделий из глины [3].

При анализе состояния исследований в области физической химии силикатов обращает на себя внимание тот факт, что имеется достаточно обширный объем информации по изучению кристаллической структуры силикатов, влиянию дефектов кристаллической решетки на свойства продуктов; очень подробно изучены вопросы химической связи, фазовых равновесий в гетерогенных системах; многие технологические вопросы кристаллизации и спекания в зависимости от температуры процесса, его длительности, дисперсности частиц глины и др. В то же время явно недостаточно развиты и изучены вопросы, посвященные физико-химическим особенностям силикатных систем в состоянии суспензий, когда твердая фаза находится в высокодисперсном состоянии, имеет развитую границу раздела фаз. Процессы на поверхности таких частиц, прежде всего адсорбция, – это предыстория, которая определяет конечные свойства продуктов и изделий. Вопросы, посвященные оценке закономерности взаимодействия глинистых частиц, влиянию на такое взаимодействия различных факторов (температуры, pH, присутствию электролитов, их ионной силы), расчету энергии взаимодействия и определению особенностей поверхности минеральных дисперсий, их взаимной ориентации являются актуальной задачей. Такие исследования обеспечивают научную физико-химическую основу для разработки и совершенствования методов производства продуктов и материалов с заданными эксплуатационными характеристиками.

Цель исследования заключается в изучении физико-химических закономерностей протекания процессов на поверхности дисперсных частиц в суспензиях глинистых минералов ряда месторождений Иркутской области и исследование влияния на них ряда факторов, определяющих возможность регулирования эксплуатационных свойств.

Иркутская область располагает практически всеми видами минерального сырья, что позволяет развивать в больших масштабах промышленное производство, направленное на улучшение социальных условий населения [4]. В качестве объектов исследования использованы глины Никольского (тугоплавкие) и Трошковского (огнеупорные) месторождений (рисунок 1).

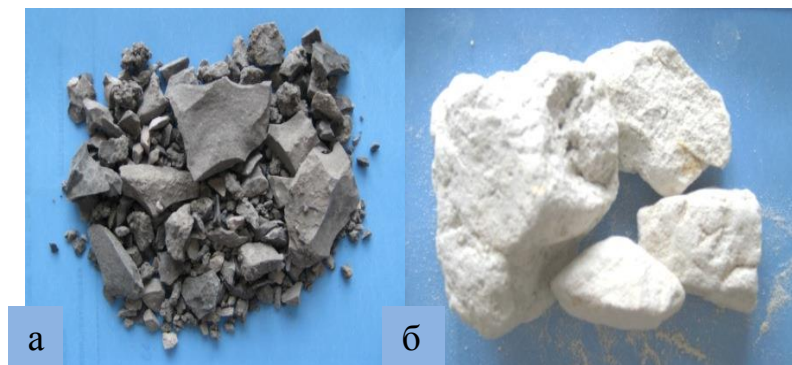


Рисунок 1 – Исходные глины Трошковского (а) и Никольского (б) месторождений

При подготовке глинистых минералов для коллоидно-химических исследований важной задачей является очистка исходной глины от примесей [5]. Она включает освобождение кусков минералов, отобранных непосредственно на месторождениях, от коричневых прожилок оксидов железа, темных зерен оксидов марганца и других заметных невооруженным глазом примесей и включений. После очистки кусков минералов их дробили, измельчали, применяя соответствующие механизмы или вручную в ступке, и рассеивали на ситах, чтобы получить порошок с размерами частиц менее 63 мкм. Дальнейшая очистка заключалась в отмучивании, которое проводили с 4 %-ной водной суспензией (40 г глины/л дистиллированной воды). Для удаления карбонатов и органических примесей применяли растворы соляной кислоты (0,001 М) и пероксида водорода (1 %) для обеспечения высокой чистоты препарата при анализе глинистых минералов. Полученные системы тщательно перемешивали на магнитной мешалке НИ-200М с постоянной скоростью вращения 1500 мин^{-1} в течение 3 часов. По окончании перемешивания суспензию отстаивали 5 мин для отделения от песка, оксидов железа и других тяжелых фракций. Надосадочную жидкость оставляли на 10 – 15 дней для осаждения глинистых минералов.

Отделяли глинистые минералы в виде осадка от жидкой фракции, осадок промывали дистиллированной водой 2 – 3 раза и удаляли остатки влаги седиментацией и центрифугированием. Глину высушили в сушильном шкафу с регулятором ОВЕН ТРМ10 при температуре $100 \text{ }^\circ\text{C}$ до постоянной массы. Полученный порошок глины вновь измельчали в ступке и сохраняли для исследования (рисунок 2).

Если посмотреть на свежий излом глинистой породы через оптический микроскоп, то можно увидеть лишь сплошную бугристую поверхность, в которой различаются только отдельные относительно крупные структурные элементы, такие, как песчаные и пылеватые зерна, поры, трещинки с размерами более чем 5 мкм. Все дело в том, что глинистые породы сложены частицами глинистых минералов, имеющих очень маленький размер до порядка 0,1 мкм. Столь мелкие частицы нельзя увидеть в оптический микроскоп.



Рисунок 2 – Порошки глин Трошковского (а) и Никольского (б) месторождений после обработки

Форму, размер и характер поверхности частиц глин исследовали с помощью сканирующего электронного микроскопа (СЭМ) JEOL JIB-Z4500 (рисунок 3).

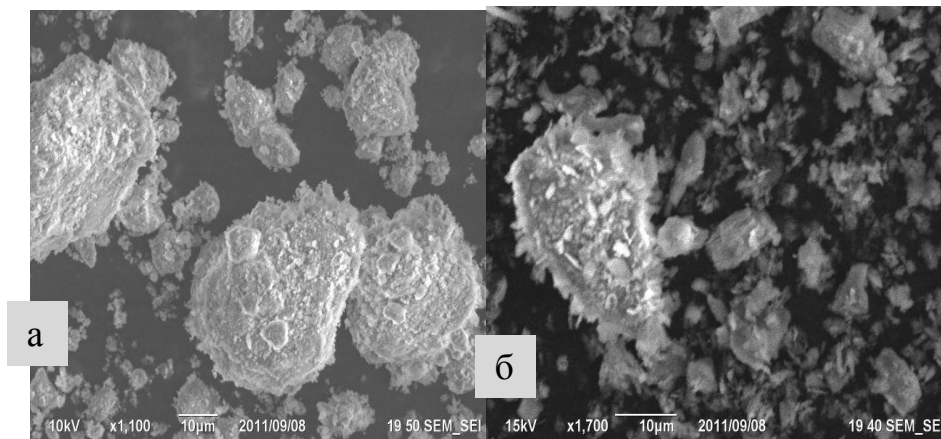


Рисунок 3 – Частицы глинистых минералов Трошковского (а) и Никольского (б) месторождений под сканирующим электронным микроскопом

Видно, что частицы имеют различные размеры и нерегулярную форму – чешуйчатую, пластинчатую, иногда в виде хлопьев со сложными рельефами поверхностями. В образцах существуют частицы с размерами от 1 до 60 мкм (размером считали больший линейный размер).

Минеральный состав используемых глин после очистки определяли методом рентгенографического фазового анализа с помощью дифрактометра Bruker D8 Advance. На рисунке 4 показаны результаты анализа в виде дифрактограмм. Результаты, полученные после их расшифровки с помощью программы Toras 3.0, приведены в таблице 1.

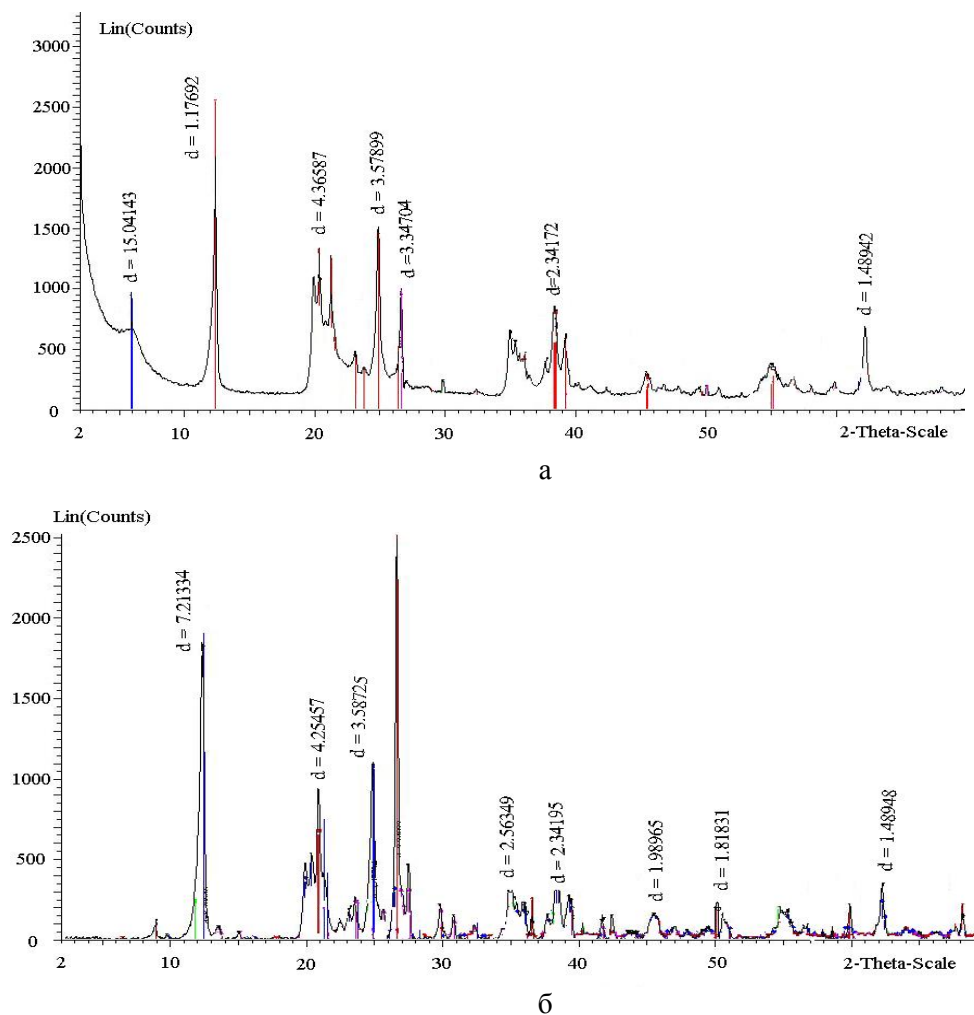


Рисунок 4 – Дифрактограммы глин Трошковского (а) и Никольского (б) месторождений

Таблица 1 – Минеральный состав глин после очистки

| Минерал | Состав, % | |
|--|---------------------------|--------------------------|
| | Трошковское месторождение | Никольское месторождение |
| Каолинит $Al_4[Si_4O_{10}](OH)_8$ | 94,92 ± 2,49 | 67,09 ± 1,36 |
| Кварц SiO_2 | 3,84 ± 1,71 | 10,20 ± 1,62 |
| Кальцит $CaCO_3$ | 1,24 ± 0,82 | - |
| Ортоклаз $K[AlSi_3O_8]$ | - | 22,71 ± 1,54 |
| (-) – на дифрактограмме минерал в образце не обнаружен | | |

Пороги коагуляции γ электролитов определили визуально, наблюдая за образованием хлопьев и осадка в суспензиях при добавлении электролитов – сульфатов натрия, магния и алюминия.

Порог коагуляции (ммоль/л) рассчитывали по формуле: $\gamma = \frac{\tilde{N}_1 + \tilde{N}_2}{2}$, где C_1 и C_2 – концентрации электролита в соседних пробирках, в которых прошла и не прошла коагуляция, ммоль/л.

Концентрация электролитов, находящихся в пробирках с суспензиями (C , ммоль/л), была рассчитана по формуле:

$$C = \frac{C_3 V_3}{5 + V_3} \times 1000$$

где C_3 – концентрация электролита, взятая для добавления, моль/л;

V_3 – его объем, мл.

Определение порога коагуляции проводили сериями, применяя промежуточные количества электролита между теми, которые в первой (второй) серии вызывали или не вызывали коагуляцию золя (таблица 2).

Для оценки правильности и воспроизводимости полученных результатов, исключения случайных ошибок использовали классические приемы математической обработки экспериментальных данных. При проведении опытов обычно выполняли по несколько параллельных определений.

Таблица 2 – Значения порога коагуляции катионов (γ , ммоль/л)

| Суспензии глин | Na^+ | Mg^{2+} | Al^{3+} |
|---------------------------|--------|-----------|-----------|
| Трошковское месторождение | 5,000 | 0,350 | 0,035 |
| Никольское месторождение | 4,500 | 0,550 | 0,010 |

Отношение порогов коагуляции между катионами составляет:

– для Трошковской глины

$$\gamma(Na^+) \approx 14 \gamma(Mg^{2+}) \approx 143 \gamma(Al^{3+});$$

– для глины Никольского месторождения

$$\gamma(Na^+) \approx 8 \gamma(Mg^{2+}) \approx 450 \gamma(Al^{3+}).$$

В логарифмических координатах строили графики зависимости порога коагуляции от валентности противоионов z и по углу наклона определяли показатель степени α в уравнении $\gamma = f\left(\frac{1}{z}\right)^\alpha$ (таблица 3).

Таблица 3 – Показатель степени α в зависимости $\gamma = f\left(\frac{1}{z}\right)^\alpha$

| Глина | α |
|--------------------------------|----------|
| Трошковское месторождение (ТМ) | 4,44 |
| Никольское месторождение (НМ) | 5,29 |

Полученные результаты соответствуют теории коагуляции ДЛФО и эмпирическому правилу Шульце-Гарди, согласно которым показатель степени α должен быть в интервале от 2 до 6. Коагули-

рующее действие электролитов по отношению к суспензии глины усиливается с ростом заряда коагулирующего иона. Это свидетельствует о важной роли электростатического фактора в механизме коагуляции данных суспензий. Кроме того, обнаруживается также влияние химико-минерального состава глинистого вещества.

Согласно теории ДЛФО с помощью показателя α можно оценивать степень заряженности (порядок величины потенциала диффузного ионного слоя φ_{δ}) поверхности глинистых минералов, так по полученным данным видно, что $\varphi_{\delta}(\text{НМ}) > \varphi_{\delta}(\text{ТМ})$.

Для определения электрокинетического ζ -потенциала использовали метод электрофореза. Для расчетов электрокинетического потенциала использовали формулу по теории Гельмгольца – Смолуховского с поправочной функцией, учитывающей эффекты электрофоретического торможения и релаксации (таблица 4).

В процессе электрофореза наблюдали перемещение граничных слоев суспензии глинистых минералов к аноду. Это свидетельствует и подтверждает, что поверхность глинистых минералов имеет отрицательный заряд.

Значения ζ -потенциала в растворах $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ не определены из-за быстрой коагуляции суспензий.

Известно, что отрицательный заряд глинистых минералов находится на тетраэдрическом слое (Т слой). Глинистые минералы со структурой кристалла Т–О (такие, как каолинит, галлуазит) характеризуются меньшим отрицательным зарядом по сравнению с минералами типа Т–О–Т (такими, как монтмориллонит, мусковит и др.), поскольку в одном пакете Т–О–Т число Т-слоев больше пакета Т–О на один Т-слой. Здоренко Н.М. указала, что ζ -потенциал каолинитов находится в пределах от -20 до -40 мВ [6]. В своей диссертации Болатова Д.К. находила среднее значение ζ -потенциала бентонита равным -47,3 мВ [7]. Отклонение величин ζ -потенциалов глин Трошковского и Никольского месторождений можно связывать с их минералогическими особенностями. Сжатие диффузного слоя и снижение электрокинетического потенциала частиц глинистых минералов под действием электролитов происходят по разным путям в зависимости от типа кристаллической решетки и природы потенциалоопределяющих ионов.

Таблица 4 – Значение ζ -потенциалов(мВ)

| Раствор | | Трошковское месторождение | Никольское месторождение |
|---------------------------------|----------|---------------------------|--------------------------|
| Без добавки | | -39,53 ± 3,47 | -36,11 ± 3,20 |
| Na ₂ SO ₄ | 0,0001 М | -32,63 ± 2,52 | -32,23 ± 1,92 |
| | 0,001 | -29,46 ± 1,43 | -26,36 ± 0,77 |
| | γ | -27,75 ± 2,15 | -25,26 ± 2,20 |
| MgSO ₄ | 0,0001 | -25,85 ± 2,80 | -31,68 ± 1,58 |
| | γ | -22,19 ± 1,75 | -27,51 ± 1,06 |

Для суспензий исследуемых глинистых минералов очевидно, что при повышении концентрации электролитов величина ζ -потенциала постепенно уменьшается. Адсорбция катионов на поверхности глин приводит к уменьшению плотности заряда на ней, сжатию ДЭС и снижению электрокинетического потенциала, следовательно, электростатические силы отталкивания между частицами падают, частицы притягивают друг друга, и суспензия теряет устойчивость. Потеря устойчивости происходит быстро при концентрации электролитов, соответствующей пороговому значению, когда уменьшение значения ζ -потенциала достаточно для того, чтобы силы отталкивания были способны удерживать частицы на расстояниях, не позволяющих им взаимодействовать.

При одной и той же концентрации сульфат магния оказывает влияние на значение ζ -потенциала более сильное, чем сульфат натрия. Это свидетельствует о способности катионов второй валентности вызывать коагуляцию сильнее и быстрее в сравнении с катионами первой валентности [8, 9].

Библиографический список

1. Горшков В.С., Савельев В.С., Федоров Н.Ф. Физическая химия силикатов и других тугоплавких соединений. – М. : Высш. шк., 1988. – 400 с.
2. Абдрахимова Е.С., Абдрахимов В.З. Физико-химические процессы при обжиге кислотоупо-

ров. СПб. : Изд-во «Недра»: 2003. – 288 с.

3. Фридрихсберг Д.А. Курс коллоидной химии. – М.-СПб-Краснодар. : Изд-во «Лань»: 2010. – 416 с.

4. Тальгамер Б.Л., Федорко В.П. Минерально-сырьевая база и перспективы развития горнодобывающей промышленности Иркутской области. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2002. – 91 с.

5. Тарасевич Ю.И., Овчаренко Ф.Д. Адсорбция на глинистых минералах. – Киев : Наукова думка, 1975. – 351 с.

6. Здоренко Н.М. Реологические свойства каолиновых и каолинитгидроослюженных глинистых масс с комплексной органоминеральной добавкой: автореф. дис. на соискание ученой степени к.т.н. – Белгород: – Изд-во Белгород. гос. техно. ун-та, 2009. – 22 с.

7. Болатова Д.К. Гидросуспензии магнитных глин: автореф. дис. на соискание ученой степени к.х.н. – Алматы: Изд-во Казахского нац. ун-та им. аль-Фараби, 2009. – 29 с.

8. Яковлева А.А., Во Дай Ту. Устойчивость суспензий глинистых минералов некоторых месторождений Иркутской области. Материалы XI Международной конференции «Современные проблемы адсорбции». М. : Изд-во «Граница», 2011, с. 212.

9. Яковлева А.А., Во Дай Ту. Устойчивость суспензий на основе глины Трошковского месторождения. Известия ВУЗов. Химия и химическая технология. Изд. ФГБОУ ВПО Ивановского гос. химико-технолог. ун-та, Иваново, 2012, том 55, вып. 3. С. 55 – 59.

УДК 53.07.11 + 541.18

КОЛЛОИДНО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ГЛИН, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ В ПРОИЗВОДСТВЕ ОГНЕУПОРОВ

Яковлева А.А., Пастухов М.П.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия, ayakov@istu.edu*

Аннотация: Изучены физико-химические свойства суспензий глин Трошковского и Никольского месторождений Иркутской области, необходимые для анализа коллоидно-химических явлений, сопровождающих процессы структурообразования, протекающие на стадиях формовки и обжига огнеупорных изделий. Дана оценка ионообменных способностей минеральных дисперсий и их зависимости от заряда ионов.

Ключевые слова: глина, суспензия, электролит, удельная поверхность, седиментация, ионный обмен, катионообменная емкость, потенциометрическое титрование.

THE COLLOID-CHEMICAL DISTINCTIVE FEATURES OF CLAYS USED IN PRODUCTION OF REFRACTORIES

Yakovleva A.A., Pastuchov M.P.

*Irkutsk National Research Technical University,
Irkutsk, Russia, ayakov@istu.edu*

Abstract: The physicochemical suspension of clays distinctive features of Troshkovsk and Nikolsk deposits in Irkutsk region are investigated that are necessary for colloid-chemical study of effects followed the processes of structurization carried in the stages of moulding and baking of refractory product. Evaluation is given to the anion-exchange capacity of mineral dispersions and their dependence on the ionic charge.

Key words: clay, suspension, electrolyte, specific surface area, subsidency, ionic replacement, cation-exchange capacity, potentiometric titration.

Металлургическое производство неотделимо от производства керамических огнеупоров, которые используются как футеровочный материал для защиты различных аппаратов и конструкций от высоких температур и агрессивного воздействия расплавленных сред. Одной из основных задач производства огнеупоров является проблема образования коагуляционных структур в минеральных дисперсиях и управления их механическими (деформационными) свойствами [1 – 3].

Характер деформационных процессов в дисперсных системах определяется реологическими свойствами. В свою очередь, реологические параметры определяются молекулярными силами сцепления между элементами структуры, взаимодействием элементов между собой и с молекулами дисперсной среды, особенностями их теплового движения. Изменяя эти факторы путем подбора композиций глины можно управлять реологическими свойствами дисперсной системы и тем самым процессами разрушения, возможными при формировке и сушке огнеупоров.

Глиняные частицы, являясь активными коллоидными компонентами дисперсной системы, определяют прочность и деформационные свойства готовых изделий. Степень этого влияния зависит от величины удельной поверхности дисперсий и их связующей способности, т. е. способности удерживать вместе как свои частицы, так и частицы посторонних тел. Так как удельная поверхность зависит от минерального состава, то структурообразовательная способность может быть большей или меньшей для минералов различного минералогического генезиса.

Для решения производственных задач необходимы подробные коллоидно-химические исследования процессов структурирования дисперсных фаз. Коллоидная природа суспензий глин вытекает из возникновения гидратных оболочек, двойных электрических слоев на поверхности частиц, ионного обмена, набухаемости и др. Водные суспензии глин и каолинов проявляют весь комплекс коллоидных свойств, что позволяет при их изучении использовать законы коллоидной химии [4, 5].

Необходимо отметить, что информация по физической химии силикатов основана, как правило, на модельных исследованиях, имеющих общий теоретический характер. Вместе с тем, глины разных месторождений имеют свои особенности по строению и структуре кристаллической решетки, ее дефектам, замещениям ионов и т. п. Изучению таких вопросов в привязке к конкретным месторождениям уделяется много внимания, но практически мало изученными остаются глины Сибири. В связи с этим особое значение приобретают исследования физико-химических особенностей процессов, протекающих на поверхности дисперсных частиц в суспензиях на основе глин ряда Иркутских месторождений.

Цель исследований – изучение коллоидно-химических особенностей глин Трошковского и Никольского месторождений (Иркутская область), оценка ионно-обменных способностей минеральных дисперсий и их зависимости от ряда факторов.

Подготовку глинистых минералов для коллоидно-химических исследований и очистку исходной глины от примесей проводили по разработанной схеме [6], в основе которой лежат рекомендации Ю.П. Тарасевича и Ф.Д. Овчаренко [7].

Были определены некоторых физико-химических характеристик исследуемых глин и их суспензий, важные для последующего коллоидно-химического анализа.

Для определения истинной плотности $\rho_{ист}$ глин в узкую трубку помещали жидкость объемом V и отмечали высоту жидкости в ней. В эту жидкость помещали навеску массой m глины, которую взвешивали на технических весах Ohaus–Scout.Pro с точностью $\pm 0,003$ г. Закрывая плотно трубку, сильно встряхивали ее, чтобы частицы хорошо диспергировались в жидкой среде и молекулы жидкости успевали занять все поры и каналы частиц. Для таких минералов, как глины, которые хорошо смачиваются водой, в качестве дисперсионной среды использовали дистиллированную воду. После встряхивания ставили трубку в центрифугу на 5 мин со скоростью 4000 мин^{-1} для быстрого установления четкой поверхности жидкости и удаления пузырьков в среде. При этом объем увеличивается на некоторое значение ΔV , которое равно суммарному объему всех частиц глины. В конце такого процесса измеряли суммарный объем системы и рассчитывали ΔV . Расчет плотности данного материала проводили по формуле:

$$\rho_{ист} = \frac{m}{V_{частиц}} = \frac{m}{\Delta V}.$$

Глинистые минералы подвергаются набуханию, которое вызывает изменение поверхность частиц и повышает их адсорбционную способность. В таких случаях определение $S_{уд}$ по адсорбции в растворах дает более надежную оценку по сравнению с методом низкотемпературной адсорбции азота по БЭТ [8]. Поэтому $S_{уд}$ глин оценена адсорбцией олеата натрия. Удельную поверхность $S_{уд}$ ($\text{м}^2/\text{г}$) определяли по формуле:

$$S_{уд} = \frac{A_{\infty}}{\Gamma_{\infty}},$$

где A_{∞} – предельная величина абсолютной адсорбции, моль/г;

Γ_{∞} – предельная величина избыточной (гиббсовской) адсорбции, моль/м². Для определения A_{∞}

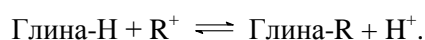
и Γ_{∞} изучали изотермы $\Gamma(c)$ и $A(c)$ [9].

Электропроводимость суспензий глинистых минералов измеряли кондуктометром «Эксперт-002». Калибровку кондуктометра проводили растворами KCl известной концентрации из приложенного к прибору комплекта. Измерения удельной электрической проводимости приготовленных растворов с концентрациями, близкими к калибровочным, подтверждают получение достоверных, воспроизводимых значений.

Известно, что суспензии относятся к полидисперсным системам, потому что частицы глинистых минералов имеют пластинчатую форму и различные размеры. Для облегчения расчета мы принимали, что частицы глины имеют сферическую форму и учитывали распределение частиц по размерам.

Для получения кривых распределения частиц по размерам, анализ которых позволяет установить, каково относительное содержание частиц в заданных интервалах радиусов или, иначе говоря, каков фракционный состав системы, проводили седиментационный анализ в гравитационном и центробежном полях. Размер частиц, не осаждающихся даже под действием центробежной силы, определялся турбидиметрическим методом с помощью фотоэлектрического колориметра КФК-3 [10].

Известно, что природные глинистые минералы в обычных условиях являются катионитами Н-формы. Поэтому ион водорода на поверхности глинистых минералов может выступать в реакцию обмена с другими катионами. Уравнение реакции катионного обмена глины с катионами щелочных металлов можно описываться как:



Значение pH раствора меняется, поэтому при исследовании обмена ионов щелочных металлов на глинистых минералах могут быть использованы методы потенциметрического титрования.

Для потенциметрического титрования использовали pH-метр «pH-150M» и комбинированный стеклянный электрод ЭСК-10601/7. Для получения точных результатов измерений pH-метр и электрод градуировали как минимум по двум буферным растворам, имеющим ту же температуру. В качестве буферных растворов использовали стандартные растворы фталевокислого калия – pH = 4,01 при 25 °С и тетраборнокислого натрия $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$ – pH = 9,18 при 25 °С.

Сущность определения обменной адсорбции потенциметрическим методом заключается в построении двух кривых титрования раствора соли щелочью и кислотой в отсутствие и при наличии ионита, причем ионитом является глина. Разность абсцисс точек, лежащих на двух кривых при одном значении pH, показывает количество адсорбированных Н-ионов (или ОН-ионов), нейтрализованных при этом значении pH, следовательно, количество металлических катионов (или анионов кислотного остатка), поступивших из раствора на их место. Измеряя эти разности для различных значений pH, находили ионообменную емкость $Q_{\text{H}^+/\text{OH}^-}$ (ммоль/г) для каждого заданного значения:

$$Q_{\text{H}^+/\text{OH}^-} = \frac{C(V - V_0)}{m},$$

где C – концентрация титранта, моль/л; V и V_0 – его объем в присутствии глины и без глины, мл; m – навеска глины, г.

Катионообменная емкость (E_k , мг-экв/г) определяется:

$$E_k = Q_{\text{H}^+/\text{OH}^-} \times M_{\text{об}},$$

где $M_{\text{об}}$ – молярная масса группы катиона ионита, г/моль. В случае природной глины она представляет собой ион водорода.

На рисунке 1 для примера приведены кривые титрования глин Трошковского и Никольского месторождений, проводимого длительное время (до 5 часов).

Для обеспечения высокого уровня точности при оценке погрешности экспериментов при проведении опытов обычно выполняли по несколько параллельных определений исследуемого параметра ($n > 5$). Для характеристики воспроизводимости полученных результатов, исключения случайных ошибок и оценки правильности результатов, являющихся следствием систематических ошибок, использовали классические приемы. Результаты исследований представлены в таблице 1.

Катионообменная способность глинистых минералов обусловлена двумя механизмами, связанными с гетерогенным распределением отрицательного заряда на поверхности: изоморфное замещение и разрыв связей гидроксильных групп на боковых гранях. В глинистых минералах обычными обменными катионами являются: Ca^{2+} , Mg^{2+} , H^+ , NH_4^+ , Na^+ .

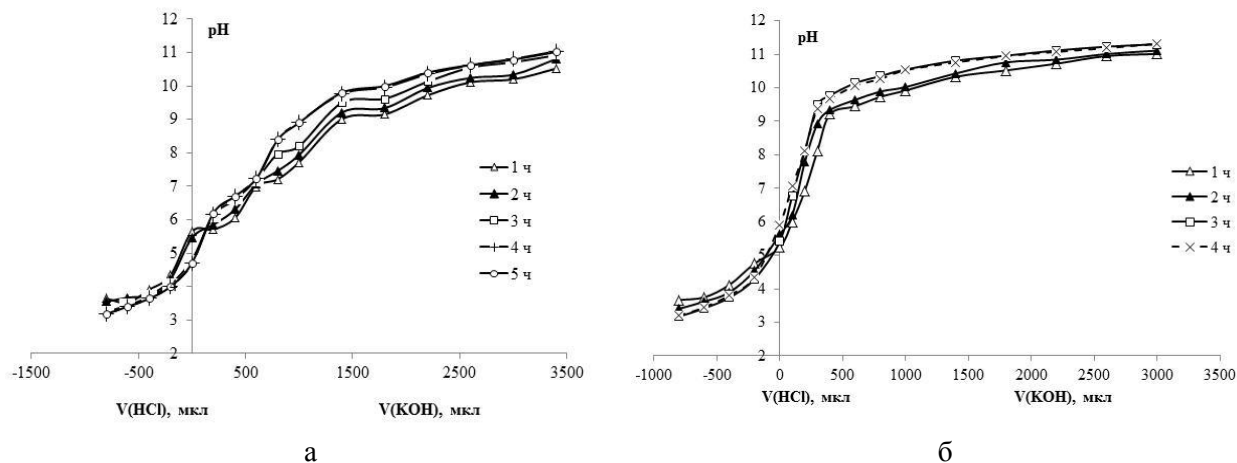


Рисунок 1 – Кривые титрования суспензий глин Трошковского (а) и Никольского (б) месторождений при разном времени контакта ее с дисперсионной средой

Таблица 1 – Некоторые физико-химические характеристики исследуемых глин

| Характеристика | Значение | |
|---|---------------------------|--------------------------|
| | Трошковское месторождение | Никольское месторождение |
| Истинная плотность, кг/м ³ | 2791 ± 30 | 2778 ± 45 |
| pH 0,5-ой водной суспензии | 6,08 ± 0,05 | 6,41 ± 0,04 |
| Электропроводимость 0,5-ой водной суспензии, мкСм/см | 6,13 ± 0,04 | 5,49 ± 0,03 |
| Удельная поверхность, м ² /г | 145 ± 5 | 82 ± 2 |
| Статическая ионообменная емкость при pH = 7, мг-экв/г | 0,051 ± 0,003 | 0,010 ± 0,002 |
| Точка нулевого заряда при концентрации KCl 0,01 M | 4,45 ± 0,03 | 5,90 ± 0,05 |

При рассмотрении причин катионообменной способности глинистых минералов, речь должна идти не о выборе между двумя указанными механизмами ионного обмена, а скорее о той роли, которую оба они играют в определении емкости катионного обмена того или иного представителя этой группы силикатов. В своей монографии Тарасевич Ю.И. указывает, что на долю «нарушенных связей» (фактически, на долю группировок $\equiv\text{Si}-\text{OH}$ на боковых гранях кристаллов) приходится около 15 % емкости катионного обмена монтмориллонита при pH около семи. Количество $\equiv\text{Si}-\text{OH}$ -группировок на внешней поверхности вермикулита, способных обменивать свои протоны, в расчете на 1 г образца ниже 15 %. Таким образом, основной причиной катионообменной способности минералов с расширяющейся структурной ячейкой гетеровалентный изоморфизм в структуре. Раньше многие исследователи считали, что пиррофиллит и тальк, равно как и каолинит, характеризуются отсутствием каких-либо изоморфных замещений в структуре. Однако в настоящее время синтезированы, например, образцы талька с катионами Fe^{2+} , Co^{2+} , Ni^{2+} , Zn^{2+} в октаэдрических позициях. Что касается каолинита, то для него характерны гетеровалентные изоморфные замещения, предположительно $\text{Al}^{3+} \rightarrow \text{Si}^{4+}$ в поверхностных тетраэдрических сетках [5].

В процессе обмена катионы с большей энергией обменного поглощения вытесняют катионы с меньшей энергией в раствор и занимают их места в диффузном слое глинистой частицы. Чем больше валентность иона, тем сильнее он притягивается противоположно заряженными поверхностями. Радиус ионов сильно влияет на их способность адсорбироваться. Из ионов одинаковой валентности максимальную адсорбционную способность проявляют ионы наибольшего радиуса. Гидратация препятствует адсорбции ионов, так как наличие гидратной оболочки уменьшает электрическое взаимодействие (рисунок 2). Сплошная линия обозначает границу самого иона, а пунктирная – границу его гидратной оболочки.

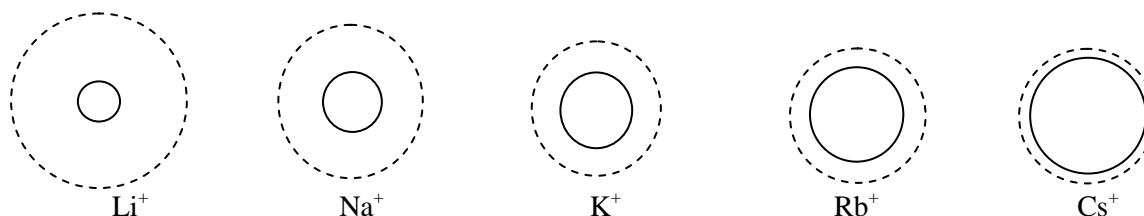
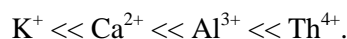
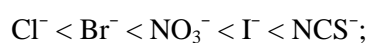
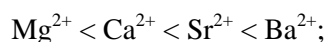


Рисунок 3 – Соотношение между истинными радиусами одновалентных катионов и их радиусами в гидратированном состоянии

Для глинистых минералов ион H^+ имеет важное значение, он наиболее трудно вытесняется по сравнению с другими катионами и не занимает определенного места в рядах адсорбционной способности ионов:



Глины обладают достаточно высокой удельной поверхностью и ионообменной емкостью. Удельная поверхность глин Трошковского месторождения в два раза больше чем у глины Никольского месторождения, ионообменная емкость выше в 5 раз. Высокую удельную поверхность и ионообменную емкость минералов обуславливают многие факторы: дисперсность, пористость, поверхностный характер, природа минералов, адсорбционная способность и др. При их определении способом адсорбции самым главным фактором является адсорбционная способность используемых соединений (ионов) на поверхности минералов. Известно, что группе каолинитов характерны невысокие ионообменная емкость и удельная поверхность, обычно не превышающая $100 \text{ м}^2/\text{г}$, например, удельная поверхность каолинитов известных месторождений составляет: Глуховецкого – $1,5 \text{ м}^2/\text{г}$, Глуховского – $94 \text{ м}^2/\text{г}$, Южной Каролины – $10 \text{ м}^2/\text{г}$ [7]. Точки нулевого заряда исследуемых глин не сильно отличаются от их значений рН, т. е. в глинах несложно регулировать кислотно-гидроксидные свойства и поверхностные кислотно-основные центры.

Библиографический список

1. Теплотехника металлургического производства./ Под научн ред. В.А. Кривандина. Т.2 М. : МИСИС, 2002. – 733 с.
2. Ляшков В.И. Теоретические основы теплотехники. М. : Высш. шк. 2008. – 317 с.
3. Абдрахимова Е.С., Абдрахимов В.З. Физико-химические процессы при обжиге кислотоупоров. СПб. : Изд-во «Недра»: 2003. – 288 с.
4. Горшков В.С., Савельев В.С., Федоров Н.Ф. Физическая химия силикатов и других тугоплавких соединений. – М. : Высш. шк., 1988. – 400 с.
5. Щукин Е.Д., Перцов А.В., Амелина Е.А. Коллоидная химия. – М. : Изд-во «Юрайт» : 2012. – 444 с.
6. Яковлева А.А., Рыбина М.Н. Роль коллоидно-химических исследований глин, используемых в производстве огнеупоров (в настоящем сборнике).
7. Тарасевич Ю.И., Овчаренко Ф.Д. Адсорбция на глинистых минералах. – Киев : Наукова думка, 1975. – 351 с.
8. Кировская И.А. Адсорбционные процессы. Иркутск : ИГУ, 1995. – 304 с.
9. Яковлева А.А., Во Дай Ту. Ионный обмен на глинистых минералах некоторых месторождений Иркутской области. ЖПХ. 2012. Том. 85. Вып. 3, с. 371–374.
10. Яковлева А.А., Во Дай Ту. Влияние электролитов на устойчивость суспензий каолинита Никольского месторождения. Вестник ИрГТУ. 2011, № 8 (55), с. 166–171.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОЛОШНИКОВОЙ ПЫЛИ В ПРОИЗВОДСТВЕ КОМПЛЕКСНОГО ФЛЮСА

Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиуллина Е.С.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, n.panishev@magtu.ru*

Аннотация. Агрегаты доменного и сталеплавильного производств генерируют около 50 кг/т стали пыли и шламов. Рециклинг этих отходов ограничен из-за содержания в них цинка. Известно, что при поступлении в доменную печь цинка его пары участвуют в образовании настывлей на стенах верхней части шахты, которые препятствуют ровному и стабильному ходу доменной печи. Основной задачей исследования было снижение содержания цинка в доменной шихте путем вывода из шихты части колошниковой пыли и участия ее в производстве комплексного флюса для конвертерного способа производства стали.

Ключевые слова. Пыль, шлам, цинк, доменная печь, комплексный флюс

PRODUCTION OF COMPLEX FLUX USING BLAST FURNACE DUST

Panishev N.V., Bigeev V.A., Galiullina E.S.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University
Magnitogorsk, Russia, n.panishev@magtu.ru*

Abstract. Iron and steelmaking processes generate large quantities of dusts and sludges (approximately 50 kg per ton of steel). These residues are restricted for recycling due to contamination of zinc. It is well known, if a lot of zinc in the recycled waste enters the blast furnace, vapor of zinc makes accretions on the wall of the upper part of the shaft. The accretions are obstacles for smooth and stable operation of the blast furnace. The main objective of investigation was to reduce zinc content in the blast furnace charge by means of the production of complex flux for BOF-process using blast furnace gas dust.

Key words. Dust, sludge, zinc, blast furnace, complex flux.

На предприятиях с полным металлургическим циклом выход цинксодержащих отходов после сухой и мокрой очистки технологических газов в доменном и сталеплавильном производствах достигает 50 и более кг/т выплавляемой стали. Вовлечение в металлургический передел таких отходов без специальной предварительной подготовки ограничено из-за присутствия в них цинка. Участие в доменной плавке цинка нежелательно, поскольку его соединения вместе со щелочами оседают в виде настывлей на стенах доменной печи, искажая ее внутренний профиль, что, в свою очередь, нарушает ровный сход шихты, сопровождающийся потерей производительности печи [1]. Кроме того, растет удельный расход кокса на выплавку чугуна, поскольку на каждый килограмм цинка при восстановлении в доменной печи требуется не менее 10 кг кокса. По этой причине основная масса уловленной пыли и шлама депонируется соответственно в отвалах и шламохранилищах, загрязняя окружающую среду. Уместно отметить, что содержание цинка в металлургических отходах будет постоянно расти с увеличением доли в металлоломе автомобильного скрапа. Так, в пыли электропечей содержание цинка может достигать 35 %.

В доменной печи цинк почти полностью восстанавливается при температурах более 900 °С. Имеет температуру плавления 419 °С и температуру испарения 906 °С, поэтому образует жидкую и парообразную фазу. Поднимаясь с газами, окисляется и переходит в твердое состояние, оседает на поверхности частиц шихты и вместе с ней возвращается в зону повышенных температур. Таким образом, частично циркулирует в объеме доменной печи и накапливается. Часть парообразного цинка проникает вместе с газом в швы и трещины огнеупорной футеровки, где конденсируется и окисляется, вызывая увеличение объема, что ведёт к разрушению футеровки и разрыву кожуха доменной печи.

По результатам исследований со шлаком удаляется 2 – 7 % цинка, с чугуном – 8 – 12 % [2]. Остальной цинк выносятся из печи с пылью, относительно крупные частицы, которой образуют ко-

лошниковую пыль, мелкие и тонкие, улавливаемые в системе мокрой газоочистки, – шлам. Повышенное содержание в них железа и наличие углерода кокса обуславливают целесообразность повторного использования путём введения в агломерационную шихту. Отметим, что цинк в процессе агломерации не удаляется. Для решения проблемы вредного влияния цинка при этом целесообразно предварительное удаление цинка из пыли [3, 4].

В России, являющейся экспортером железорудного сырья, не используются какие-либо технологии предварительной подготовки цинксодержащих отходов металлургического производства. В странах ЕС, Украине, Индии для этих целей используются вращающиеся трубчатые печи (процесс «Waelz»), отличающиеся высокими энергетическими затратами. В Японии, Китае, США для этих целей используют ПВП-печи с вращающимся подом (процесс «Fastmet»). Оба процесса обеспечивают удаление цинка на 98 % и производят DRI – металлизированное сырье с низким содержанием железа, поскольку пустая порода остается в конечном продукте. По этой причине DRI используется в доменной плавке. Уловленная в рукавных фильтрах пыль, содержащая оксид цинка, реализуется предприятиям, производящим цинк. Несмотря на то, что в настоящее время известно множество способов подготовки цинксодержащих отходов, проблема их рециклинга (главным образом, шламов) не решена ни в ресурсном, ни в экологическом аспектах.

В ОАО «ММК» образуется более 0,5 млн.т/г цинксодержащих мелкозернистых отходов (таблица 1).

Таблица 1 – Образование отходов металлургического производства

| Вид отхода | Выход | | Отходы содержат | | | | | |
|-------------------|---------|------|-----------------|------|---------|-------|---------|-------|
| | тыс.т/г | % | Fe | | Zn | | С | |
| | | | тыс.т/г | % | тыс.т/г | % | тыс.т/г | % |
| Колошниковая пыль | 220,245 | 43,9 | 98,23 | 43,0 | 0,385 | 10,26 | 43,17 | 63,14 |
| Доменный шлам | 183,947 | 36,7 | 89,77 | 39,3 | 2,263 | 60,28 | 25,20 | 36,86 |
| Пыль ЭСПЦ | 17,680 | 3,5 | 7,34 | 3,2 | 0,292 | 7,78 | - | - |
| Конвертерный шлам | 79,776 | 15,9 | 33,11 | 14,5 | 0,814 | 21,68 | - | - |
| Всего | 501,648 | 100 | 228,45 | 100 | 3,754 | 100 | 68,37 | 100 |

При этом колошниковая пыль полностью утилизируется в агломерационном производстве, аккумулируя содержание цинка в контуре аглодоменного передела.

Для снижения содержания цинка в агломерационной шихте доменный шлам перерабатывается совместно с первородным железорудным сырьем на обогатительной фабрике. При этом выход концентрата составляет 56 %, а содержание в нем железа и цинка составляет 64,5 и 0,57 % соответственно. Следует отметить, что с хвостами безвозвратно теряется весь углерод, 30 % железа и 70 % цинка или 25,2 тыс.т/г углерода (до 30 тыс.т/г кокса в пересчете на углерод), 27 тыс.т/г железа, из которого можно было бы выплавить 28,7 тыс. т/г чугуна и 1,6 тыс. т/г цинка. Низкая обеспеченность ОАО «ММК» собственным ЖРС вынуждает использовать доменные шламы в металлургическом переделе после неэффективной их подготовки.

В отличие от ОАО «ММК» на ведущих предприятиях России (ОАО «Северсталь» и ОАО «НЛМК», обеспеченных на 100 % собственным железорудным сырьем – ЖРС) утилизируется только колошниковая пыль. Остальные цинксодержащие отходы складываются либо реализуются на сторону, например, цементным заводам. Это объясняет высокое содержание цинка в доменной шихте ОАО «ММК» (до 520 г/т чугуна) в отличие от ОАО «НЛМК» (100 г/т чугуна) и ОАО «Северсталь» (180 г/т чугуна).

В сложившейся ситуации удачным решением вывода части цинксодержащих продуктов из контура материальных потоков аглодоменного производства явилось применение колошниковой пыли в производстве комплексного флюса для конвертерного производства стали. Такая технология была разработана в ОАО «ММК» [5].

Технология включает смешивание путем совместного мокрого помола шихты, состоящей из доломитизированного известняка и колошниковой пыли, сушку, обжиг и высокотемпературное окомкование шихты (при температурах 1360 – 1450 °С) в окислительной атмосфере во вращающейся трубчатой печи, последующее охлаждение продукта. Перед помолом в шихту вводят связующую добавку (глину) в количестве 1,5 – 3,5 % от массы шихты, проводят предварительное окомкование в низкотемпературной части печи, а в сухой шихте поддерживают отношение содержаний $\text{CaO}/\text{Fe}_2\text{O}_3$ в пределах 16 – 22.

Отличительной особенностью реализованного способа является то, что, используя законо-

мерности окомкования тонкоизмельченных материалов, создание благоприятных условий для формирования прочных и равномерных по крупности окатышей достигается введением в шихту глины. Это позволяет увеличить температуру термического шока окатышей за счет образования прочных связей, противостоящих давлению паров внутри окатышей при испарении воды. Таким образом, в зону обжига материал поступает в агрегированном состоянии и для образования кускового продукта требуется меньше расплавленного материала на основе ферритов кальция и магния, что, в свою очередь, снижает вероятность налипания материалов на кладку печи. Операция предварительного окомкования (до 1360 °С) позволяет снизить пылевынос из печи и минимизировать возможность настывлеобразования за счет снижения содержания ферритов кальция во флюсе путем контроля и поддержания в определенных пределах содержания соединений, участвующих в образовании ферритов кальция.

Способ улучшает гранулометрический состав обожженного продукта: снижается выход некондиционных фракций более 40 мм и менее 5 мм. В результате полученный флюс полнее и быстрее ассимилируется при использовании в конвертерном производстве стали как в процессе шлакообразования, так и при «залечивании» дефектов в магнезиальной футеровке конвертеров.

При содержании связующего материала в шихте менее 1,5% ухудшаются условия окомкования шихты в низкотемпературной части печи, окатыши получаются непрочными, что приводит к росту пылевыноса из печи и увеличению содержания мелких некондиционных фракций в обожженном продукте. Превышение верхнего предела (более 3,5 %) приводит к разубоживанию флюса по содержанию полезных соединений во флюсе (содержание СаО и MgO должно быть не менее соответственно 58 и 28 %), ухудшая его потребительские характеристики.

Содержание СаО и Fe₂O₃ в шихте регламентируется условиями шлакообразования в процессе получения стали и образования ферритов кальция в твердой фазе в процессе обжига. При значении отношения содержаний указанных соединений в сухой шихте для производства комплексного флюса ниже 16 чрезмерно развиваются процессы образования ферритов кальция в твердой фазе при температуре 590 °С, которые в зоне обжига при температурах, начиная с 1200 °С, дают много расплава, участвующего в настывлеобразовании. Превышение верхнего предела указанного отношения приводит к снижению прочностных характеристик обожженного продукта, увеличению в нем некондиционных мелких фракций, а также к замедлению процесса шлакообразования в производстве стали из-за снижения содержания оксидов железа во флюсе.

Исследования по обжигу шихт различного исходного состава проводили во вращающейся со скоростью 1,3 об./мин трубчатой печи ОАО «Магнитогорский цементно-огнеупорный завод» диаметром 4 м и длиной 150 м. Расход газа на обжиг составлял 6000 – 6700 м³/час.

Реализованная в ОАО «ММК» технология получения комплексного флюса для конвертерного способа производства стали позволила улучшить технико-экономические показатели обжига по сравнению с известными решениями:

- увеличить производительность вращающейся печи на 1,0 – 1,5 % (отн.);
- снизить энергетические затраты на производство флюса на 0,5 – 2,9 % (отн.);
- уменьшить пылевынос на 0,6 – 3,65 % (абс.);
- улучшить качество флюса: снизить выход некондиционных фракций во флюсе более 40 и менее 5 мм соответственно на 3,3 – 9,4 и 0,6 – 3,65 % (абс.).

Основной эффект получается в сталеплавильном переделе за счет увеличения срока службы футеровки конвертеров (с 2200 до 5500 плавов), а также за счет ускорения процесса шлакообразования, а, следовательно, увеличения производительности сталеплавильных агрегатов.

Кроме того, использование в качестве железосодержащего материала при изготовлении комплексного флюса колошниковой пыли позволяет снизить содержание цинка в контуре аглодоменного производства.

Так, в 2014 г. в ОАО «ММК» на производство 470 тыс. т комплексного флюса для конвертерного производства стали было направлено 34827 т колошниковой пыли, что позволило вывести из контура материальных потоков аглодоменного производства 118,4 т цинка. В свою очередь, это позволило сэкономить 1184 т кокса на выплавку чугуна.

Библиографический список

1. Панишев Н.В., Бигеев В.А., Черняев А.А., Пантелеев А.Н. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // Теория и технология металлургического производства. 2014. N 2(15). С. 101-105.

2. Панишев Н.В. Новые процессы в металлургии: учеб. Пособие / Н.В. Панишев, С.К. Сибага-

туллин. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 107 с.

3. Никифоров Б.А., Бигеев В.А., Сибатуллин С.К., Панишев Н.В., Ушеров А.И., Пантелеев А.В. Металлизация доменных шламов с удалением цинка // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. №2.С. 23-25.

4. Панишев Н.В., Бигеев В.А., Черняев А.А. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №4. С. 26-29.

5. Патент 2202627 РФ, МПК С21С5/36, С22В1/00. Способ получения комплексного флюса для сталеплавильного производства / Тахутдинов Р.С., Морозов А.А., Гамей А.И., Гибадулин М.Ф., Панишев Н.В., Затонский А.А., Тиховидов А.С., Панишев Н.Н., Кулаковский В.Т.; заявитель и патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (RU). 2001123529/02; заявл. 22.08.2001; опубл. 20.04.2003, Бюл. N 11. 6 с.

УДК 620.193

ИЗУЧЕНИЕ ПАРПРОНИЦАЕМОСТИ КОМБИНИРОВАННЫХ УПАКОВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ МЕТАЛЛОПРОДУКЦИИ

Коляда Л.Г., Кремнева А.В., Пономарев А.П.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, chem@magtu.ru*

***Аннотация.** В работе изучены барьерные свойства комбинированных упаковочных материалов на основе бумаги различных зарубежных фирм для защиты холоднокатаной стали в условиях атмосферной коррозии. Рассчитаны коэффициенты паропроницаемости, диффузии, сорбции. В условиях периодической конденсации влаги проведены коррозионные испытания герметично упакованных образцов холоднокатаной стали. Установлено: упаковочная бумага марки Fislage проявляет высокие антикоррозионные свойства, что обусловлено низким коэффициентом диффузии паров воды через упаковочный материал.*

***Ключевые слова:** комбинированный упаковочный материал, паропроницаемость, диффузия, сорбция, коррозия, холоднокатаная сталь.*

STUDY OF VAPOR PERMEABILITY OF COMBINED PACKING MATERIALS FOR STEEL PRODUCTS

L.G. Kolyada, A.V. Kremneva, A.P. Ponomarev

*Nosov Magnitogorsk State Technical University
Magnitogorsk, Russia, chem@magtu.ru*

***Abstract:** In this research work the barrier properties of combined paper packing materials of different foreign firms for protection of cold-rolled steel in the conditions of atmospheric corrosion are investigated. Coefficients of vapor permeability, diffusion and sorption are calculated. Corrosion tests of hermetic packed samples of cold-rolled steel are carried out by the periodic moisture condensation. It was found out: packing paper of Fislage brand shows high anticorrosive properties that is caused by low diffusion coefficient of water vapors through the packing material.*

***Key words:** combined packing material, vapor permeability, diffusion, sorption, corrosion, cold-rolled steel.*

Металлические изделия при эксплуатации, хранении и транспортировке подвергаются атмосферной коррозии. Одним из наиболее распространенных методов борьбы с коррозией металлов является применение ингибиторов коррозии. Ингибиторы коррозии применяются и как самостоятельные средства, и как добавки, повышающие защитные свойства других средств защиты, например, комбинированных упаковочных материалов [1, 6, 7].

Основой комбинированного упаковочного материала является крепированная бумага, ламинированная полиэтиленом для повышения барьерных свойств и армированная сеткой из полипропи-

леновых нитей для повышения прочностных характеристик. Бумажная основа выполняет функцию слоя носителя ингибитора коррозии, как летучего (VCI), так и контактного действия (RPC).

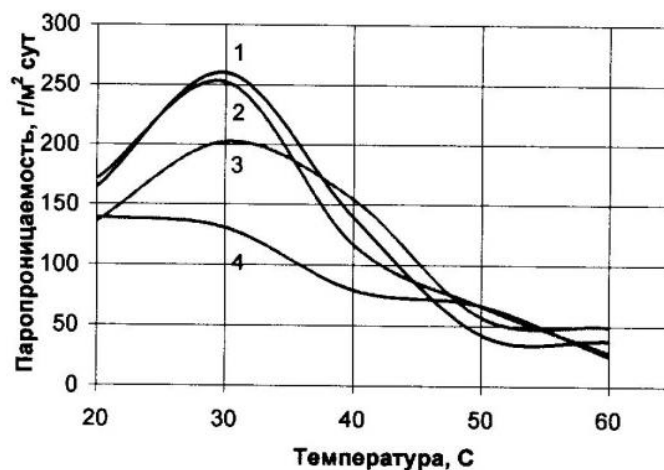
В настоящее время рынок комбинированных упаковочных материалов, предлагаемых зарубежными производителями, довольно широк [6]. Поэтому при выборе наиболее оптимального варианта упаковки металлопродукции следует руководствоваться конструктивными особенностями упаковываемых изделий, требуемым сроком консервации, прочностными и антикоррозионными свойствами упаковочного материала, видом ингибитора коррозии, условиями окружающей среды, экономическими соображениями. Особую актуальность приобретает проблема защиты от атмосферной коррозии в связи с экспортом металлопродукции через различные климатические зоны [3].

Цель исследований заключалась в изучении барьерных свойств комбинированных упаковочных материалов в условиях атмосферной коррозии, смоделированных на базе кафедры Химии МГТУ им. Г.И. Носова [5]. Объекты исследования – упаковочные бумаги, ламинированные полиэтиленом, армированные полипропиленовой сеткой, крепированные, содержащие ингибитор коррозии – представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Объекты исследования

| Фирма-изготовитель (страна) | Марка бумаги | Тип ингибитора | Масса ингибитора, г/м ² | Масса бумаги, г/м ² |
|-----------------------------------|--------------|----------------|------------------------------------|--------------------------------|
| «Fislage» (Германия) | Fislage | VCI | 11,6 | 167 |
| «Walki Wisa» (Финляндия) | Walki Promet | RPC | 11,9 | 145 |
| «Cormantec» (Чехия) | Cormantec | VCI | 10,0 | 153 |
| «Meuwissen industrie» (Голландия) | Steelex | VCI | 5,2 | 180 |

Одним из важнейших барьерных свойств упаковочного материала является его проницаемость, поскольку упаковка должна полностью исключать доступ к поверхности металлоизделий паров воды, вызывающих коррозию [1, 4]. Паропроницаемость определяли гравиметрическим методом по ГОСТ 9.038, сущность которого заключается в определении массы водяного пара, прошедшего через 1 м² материала за 24 часа при заданной температуре (20, 30, 40, 50 и 60 С⁰) и относительной влажности – 95 %. Температурная зависимость паропроницаемости имеет сложный характер (рисунок 1).



1 – Cormantec; 2 – Walki Promet; 3 – Fislage; 4 – Steelex

Рисунок 1 – Зависимость паропроницаемости от температуры

Можно предположить, что первоначальное повышение температуры вызывает разрушение непрочных водородных связей, образованных между гидроксогруппами элементарных звеньев целлюлозы. В результате макромолекулы целлюлозы, не имеющие химических связей, становятся более подвижными и проницаемыми для небольших по размерам молекул воды. Диффундирующие молекулы воды образуют связи с гидроксогруппами макромолекул целлюлозы (-ОН...НОН...НО-), что способствует набуханию целлюлозы [4].

По-видимому, дальнейшее повышение температуры приводит к разрушению водородных

связей, удалению молекул воды и образованию поперечных сшивок между макромолекулами. В результате происходит сближение макромолекул, возрастает плотность их упаковки, что сопровождается уменьшением паропроницаемости.

Существует два основных механизма проникновения низкомолекулярных веществ через материал: фазовая и диффузионная проницаемости. Фазовая проницаемость – это поток газа через сквозные капилляры твердого тела, который подчиняется закону Пуазейля. Диффузионная проницаемость – это сложные процессы сорбции газов (растворение их в полимере), диффузии растворенных газов через материал и их десорбции [4]. Диффузионная проницаемость описывается законами Фика. Если в полимерах перенос газов происходит по диффузионному механизму, то в бумажном слое он описывается уравнениями течения в капиллярах. Проницаемость комбинированных материалов будет близка к проницаемости полиэтиленового слоя, имеющего более высокие барьерные свойства.

Если с некоторым допущением предположить, что перенос паров воды через комбинированный материал протекает по диффузионному механизму, то можно экспериментально по методу Дейнесса-Баррера определить коэффициент диффузии D :

$$D = \frac{l^2}{6\theta}, \quad (1)$$

где l – толщина материала;

θ – время запаздывания.

Паропроницаемость определяли гравиметрическим методом по ГОСТ 9.038, сущность которого заключается в определении массы водяного пара, прошедшего через 1 м^2 материала за 24 часа при заданной температуре (20, 30, 40, 50 и 60 °С) и относительной влажности – 95 %. Коэффициент паропроницаемости (P) выражается в граммах паров воды, прошедших через единицу поверхности упаковочного материала в течение суток ($\text{г/м}^2 \cdot 24 \text{ ч}$), по формуле:

$$P = \frac{24 \cdot \Delta m}{S \cdot \Delta \tau}, \quad (2)$$

где $\frac{\Delta m}{\Delta \tau}$ – изменение массы за время $\Delta \tau$;

S – площадь образца, м^2 .

По коэффициентам паропроницаемости и диффузии рассчитан коэффициент сорбции (σ) водяных паров:

$$P = D \cdot \sigma. \quad (3)$$

Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Характеристики проницаемости

| Материал | θ , мин | P , $\text{г/м}^2 \cdot 24 \text{ ч}$ | $D \cdot 10^3$, $\text{см}^2/\text{час}$ | $\sigma \cdot 10^3$, $\text{г/см}^3 \cdot \text{мм.рт.ст.}$ |
|--------------|----------------|---|---|--|
| Fislage | 6,0 | 130 | 1,13 | 5,30 |
| Walki Promet | 2,0 | 170 | 3,16 | 2,88 |
| Cormantec | 2,0 | 160 | 3,16 | 3,13 |
| Steelex | 1,5 | 140 | 4,86 | 1,50 |

При паропроницаемости определяющим фактором является сорбция – объемное поглощение паров материалом. Проникновение молекул воды через полярную целлюлозу приводит к её набуханию: чем больше набухание целлюлозы, тем выше коэффициент сорбции. Из анализа таблицы следует, что бумага марки Fislage обладает наиболее высокой сорбционной способностью паров воды, а бумага марки Steelex наименьшей сорбционной способностью по сравнению с другими упаковочными материалами.

Оценку защитных (антикоррозионных) свойств упаковочных материалов провели весовым методом по ускоренным испытаниям (ГОСТ 9.054) [2]. Образцы холоднокатаной стали марки 08Ю, упакованные в исследуемые материалы, подвергались циклическому воздействию температуры и охлаждению в климатической камере. В первой части цикла образцы подвергались воздействию воздушной среды с температурой $40 \pm 2 \text{ }^\circ\text{C}$ и относительной влажности $95 \pm 3 \%$ в течение семи часов. Во второй части цикла создавали условия конденсации влаги в течение 17 часов. После 20 циклов в условиях периодической конденсации влаги оценивали площадь коррозионных поражений. Результа-

ты представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты антикоррозионных испытаний

| Площадь коррозии, % | | | |
|---------------------|--------------|-----------|---------|
| Fislage | Walki Promet | Cormantec | Steelex |
| 0,006 | 0,013 | 0,012 | 0,174 |

Из анализа полученных результатов следует, что упаковочная бумага марки Fislage обладает наилучшими защитными свойствами, что можно связать с диффузионным ограничением доставки молекул воды к поверхности металлической пластины. Для образца бумаги марки Steelex низкая эффективность защитного действия, по-видимому, обусловлена как высокой диффузией молекул воды через материал, так и сравнительно низким содержанием ингибитора.

Библиографический список

1. Антропов Л. И. Ингибиторы коррозии металлов / Л. И. Антропов, Е. М. Макушин, В. Ф. Панасенко. – Киев: Техніка, 1981. – 183 с.
2. Влияние первичной литой структуры жароизносостойких железоуглеродистых сплавов на их коррозионную стойкость / В.М. Колокольцев, А.С. Гольцов, Е.В. Синицкий // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. №2. С. 18-23.
3. Гун Г.С. Инновационные методы и решения в процессах обработки материалов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №4. С. 99-113.
4. Диффузия и растворение паров воды в пластифицированных ацетатах целлюлозы / А. П. Белокурова, В. А. Бурмистров, А. Е. Чалых и др. // Пластические массы. 2004. №8. С. 24–26.
5. Колокольцев В.М. Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова. История. Развитие // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №1(45). С. 5-6.
6. Коляда Л. Г. Изучение защитных свойств комбинированных упаковочных материалов / Л. Г. Коляда, Л. Р. Салихова, О. М. Катюшенко // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2007. – №1 (17). – С. 110-113.
7. Розенфельд И. Л. Ингибиторы атмосферной коррозии / И. Л. Розенфельд, В. П. Персианцева. – М.: Наука, 1985. – 280 с.

УДК 669.184

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБРАЗОВАНИЯ ДИОКСИНОВ В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРАХ ПРИ УТИЛИЗАЦИИ ОРГАНИЧЕСКИХ ОТХОДОВ

Кузнецов С.Н., Волюнкина Е.П., Протопопов Е.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kaf.erc@sibsiu.ru*

***Аннотация:** Высокотемпературное сжигание является одним из наиболее распространенных методов утилизации органических отходов. Однако при их сжигании существует опасность вторичного образования таких супертоксиантов как диоксины и фураны. В результате проведенных исследований опытных и сравнительных конвертерных плавов с использованием отходов бумаги и пластмасс в условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» показано отсутствие влияния отходов на концентрацию и изомерный профиль диоксинов и фуранов в пыли отходящих газов.*

STUDY OF THE DIOXINS FORMATION IN THE OXYGEN STEEL-MAKING CONVERTER DURING ORGANIC WASTE DISPOSAL

S.N. Kuznetsov, E.P. Volynkina, E.V. Protopopov

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kaf.erc@sibsiu.ru*

Abstract: High temperature incineration is one of the most common methods of recycling organic waste. However, during its incineration there is a risk of secondary generation of such supertoxicants as dioxins and furans. As a result of the conducted investigations of the experimental and comparative converter operations with the use of paper and plastic waste in the conditions of JSC «EVRAZ ZSMK» it is shown that there is no effect of the waste on the concentration and isomeric profile of dioxins and furans in the converter dust.

Высокотемпературное сжигание является одним из наиболее распространенных методов утилизации органических отходов [1 – 4]. Как отмечается в [1], сжигание применимо практически для всех разновидностей органических отходов, так как позволяет перевести основные элементы большинства органических соединений (углерод, водород, кислород) в безопасные для окружающей среды CO_2 и H_2O , а при наличии хлора – в хлористый водород, утилизируемый в системе мокрой газоочистки. Однако, для обеспечения полного разложения опасных органических соединений необходимо соблюдение целого ряда условий:

- температура сжигания не менее $1200\text{ }^\circ\text{C}$;
- время пребывания продуктов горения в камере сгорания не менее 2 с (правило двух секунд);
- избыток кислорода в зоне горения;
- быстрое охлаждение отходящих газов до температуры ниже $200\text{ }^\circ\text{C}$ при котором невозможно вторичное образование диоксинов.

Несоблюдение этих условий может привести к образованию в процессе сжигания полициклических ароматических углеводородов, многие из которых являются канцерогенами, например, бензапирен, и высокотоксичных полихлорированных дибензодиоксинов (ПХДД) и дибензофуранов (ПХДФ).

За последние десятилетия технология сжигания отходов в мире проделала большой путь от открытого сжигания и простых мусоросжигателей, сильно загрязнявших окружающую среду, до современных, эффективных инсинераторов, оборудованных сложной системой очистки отходящих газов и обеспечивающих минимальные выбросы загрязняющих веществ в окружающую среду.

В России в настоящее время производится несколько типов инсинераторов, которые предлагаются для сжигания различных видов твердых и жидких органических отходов, включая химические, медицинские отходы, биологические, нефтешламы, а также хлорорганические отходы, входящие в список СОЗ, например ПХБ-масла, пестициды, гербициды. Инсинератор представляет собой камеру, футерованную кирпичом, снабженную горелкой, работающей на дизельном топливе или природном газе. В инсинераторах, как правило, используется двухступенчатая технология уничтожения отходов путем их сжигания при температуре $850 - 900\text{ }^\circ\text{C}$, дожигания образующихся газов при температуре $1100 - 1200\text{ }^\circ\text{C}$ с последующей механической и химической очисткой.

За рубежом для утилизации опасных органических отходов широко используют вращающиеся цементные печи. В 2003 году в «Докладе первой сессии группы экспертов по наилучшим имеющимся методам и наилучшим видам природоохранной деятельности» ЮНЕП ООН [5] цементные печи рекомендованы для разложения ПХДД и ПХДФ.

В цементных печах технологически возможно обеспечение указанных выше условий, обеспечивающих полное разложение органических соединений отходов, включая хлорорганические:

Известным международным документом, содержащим реестр данных о выбросах ПХДД и ПХДФ в различных технологических процессах, является «Методическое руководство по выявлению и оценке выбросов диоксинов и фуранов», разработанное ЮНЕП в рамках программы ООН по окружающей среде [6]. В Руководстве указывается, что «ПХДД и ПХДФ могут поступать на сжигание с перерабатываемыми отходами, образоваться в процессе горения или по завершению процесса горения при охлаждении дымовых газов».

В связи с этим, в [5] указывается на следующие первичные способы и меры оптимизации производственного процесса в целях сокращения образования ПХДД/ПХДФ:

- непрерывная подача топлива и отходов с регистрацией и учетом содержания тяжелых металлов, хлора, серы;
- обеспечение контроля материалов, загружаемых в печь;
- предварительная обработка отходов с целью обеспечения более однородной загрузки, что способствует эффективному сгоранию при более стабильных условиях (сушка, измельчение, перемешивание, размалывание);
- загрузка отходов в основную камеру, или во вторичную камеру в печах с предварительным прокаливанием/нагреванием (температура $> 900\text{ }^\circ\text{C}$);
- отходы не подлежат загрузке вместе с сырьевой смесью, если они содержат органические вещества;

- стабилизация технологических параметров (постоянство свойств топлива, постоянная дозировка, избыток кислорода, контроль СО);
- не допускается загрузка отходов на этапах пуска и остановки печи;
- быстрое охлаждение отходящих газов до температур ниже 200 °С.

Доказана возможность достижения за счет первичных мер на существующих установках содержания ПХДД в отходящих газах на уровне менее 0,1 нг/м³, допускаемом европейскими нормами. Если все указанные способы не приведут к снижению показателя до уровня менее 0,1 нг/м³, в [5] рекомендовано использовать в качестве вторичных мер совершенствование методов очистки отходящих газов от пыли, например, использование фильтров из активированного угля или избирательное каталитическое восстановление.

Однако технология производства цемента во вращающихся печах не может гарантировать полное разложение органических отходов. В цементных печах существует несколько температурных зон, непрерывно переходящих друг в друга – зона подогрева (500 – 600 °С), зона кальцинирования (900 – 1200 °С), зона спекания (1450 °С), зона охлаждения (1000 – 1200 °С). Лишь одна из этих зон обеспечивает предотвращение образования ПХДД и ПХДФ, но при выдерживании временных условий. Однако именно это гарантировано быть не может, поскольку топочные газы последовательно проходят через все температурные зоны, причем время пребывания в каждой из зон вряд ли может быть точно выдержано в силу их непрерывности. Согласно нормативам Европейского Союза (НЕС) геометрия горячей зоны печи должна обеспечивать пребывание газов в зоне с температурой не ниже 850 °С в течение не менее 2 секунд (правило 2 с) при концентрации кислорода не менее 6 %. Это очень жесткое требование и выдержать его непросто. Повышение выбросов наблюдается в начале работы печи, поэтому НЕС предусматривают начало пиролиза или сжигания мусора только после разогрева печи до 850 °С [5].

Высокотемпературные металлургические агрегаты обеспечивают более безопасное сжигание горючих компонентов отходов, чем инсинераторы или цементные печи. Это обусловлено тем, что инсинераторы и цементные печи не могут конкурировать с такими высокотемпературными металлургическими агрегатами как доменная печь или кислородный конвертер по условиям обезвреживания токсичных отходов, включающим температуру до 2500 – 2700 °С, активную окислительную или восстановительную атмосферу, интенсивный тепло- и массообмен, наличие высокоактивных основных шлаков, обеспечивающих связывание негорючего остатка от сжигания отходов и его остеклование. В таких условиях практически невозможно образование диоксинов. Кроме этого, мощные металлургические агрегаты оснащены полным набором оборудования для улавливания и очистки выделяющихся газов, включая мокрую ступень газоочистки, а также имеют замкнутую систему водоснабжения.

В руководстве ЮНЕП по выявлению и количественной оценке выбросов диоксинов и фуранов [6] приведены следующие значения эмиссии ПХДД/ПХДФ в различных технологических процессах (таблица 1).

Таблица 1 – Эмиссия ПХДД/ПХДФ из различных источников, мкг ТЭ*/т продукта

| Вид источника | Воздух | Продукты | Отходы | |
|---|----------|----------|-----------|------|
| | | | Зола | Шлак |
| Сжигание ТБО на МСЗ со сложной системой газоочистки | 0,5 | н/п** | 15 | 1,5 |
| Сжигание медицинских отходов в инсинераторах со сложной системой газоочистки | 1 | н/п | 150 | - |
| Цементная печь | 0,15-5,0 | н/д** | 0,003-1,0 | - |
| Доменная печь | 0,01 | н/п | - | н/п |
| Кислородный конвертер | 0,06 | н/п | - | 1,5 |
| * – ТЭ – международный токсический эквивалент; ** – не переходит; *** – нет данных. | | | | |

Приведенные данные свидетельствуют о том, что высокотемпературные металлургические агрегаты (доменная печь, кислородный конвертер) обеспечивают минимальные выбросы в атмосферу диоксинов и фуранов – на один-два порядка ниже, чем все известные наиболее современные агрегаты, используемые в настоящее время в мире для сжигания опасных органических отходов. При этом

сжигание органических отходов в металлургических агрегатах обеспечивает дополнительный приход тепла и экономию традиционно используемых энергоносителей (кокс, уголь, мазут, природный газ и пр.). Технологически в доменной печи возможно обезвреживание жидких и твердых органических отходов крупностью менее 100 мм, а в кислородном конвертере – твердых органических отходов крупностью от 5 – 10 мм.

Рассмотрим технологическую возможность обезвреживания опасных органических отходов в кислородных конвертерах ОАО «ЗСМК».

Горение отходов в конвертере протекает в условиях следующих температур:

- период нагрева лома – 1250 – 1300 °С;
- период заливки жидкого чугуна – свыше 1380 °С;
- период продувки – от 1440 – до свыше 2000 °С.

Сжигание отходов в конвертере происходит в атмосфере технически чистого кислорода чистотой не ниже 99,5 %, подаваемого с высокой интенсивностью, обеспечивающей высокую интенсивность процессов тепло- и массообмена, что обеспечивает эффективное полное сгорание всех органических компонентов топлива и сырья и разрушение структурной решетки сложных органических соединений, в том числе и диоксинов.

Отходы находятся в конвертере в течение всего периода плавки, полное сгорание происходит в течение прогрева лома и последующей продувки. С самого первого момента поступления отходов в конвертер они находятся в тесном контакте с флюсами, основным из которых является известь. В течение продувки известь обеспечивает формирование основного Са-содержащего шлака. Наличие значительных количеств извести в конвертере способствует ускорению реакций разложения и окисления сложных органических веществ и разрушению диоксинов. Остатки от горения отходов переходят в расплавленный шлак, который поглощает все продукты горения, при последующем охлаждении остекловывается и не представляет опасности для окружающей среды.

Конвертеры оборудованы газоотводящими трактами, служащими для отвода, охлаждения, очистки и дожигания конвертерных газов. Газы, выходящие из конвертера, проходят котел-охладитель, где температура снижается до 850 °С, а затем направляются в первую ступень очистки – орошаемый газод. В орошаемом газод происходит дальнейшее охлаждение газов до 250 – 300 °С, грубая очистка и увлажнение их до полного насыщения. Насыщенные газы затем проходят I и II ступени прямоугольных труб Вентури, в которых происходит их основная очистка, и, пройдя каплеуловитель, осушенные поступают в дожигающее устройство. Мокрая очистка отходящих газов обеспечивает высокую степень улавливания пыли – 99,5 %. Обратная вода мокрой системы газоочистки характеризуется высокой величиной рН на уровне 11 – 12 ед., что свидетельствует о высоком содержании в ней извести. Высокая щелочность оборотной воды будет способствовать высокой эффективности улавливания хлорсодержащих газов (хлористый водород, газообразный хлор) из отходящих конвертерных газов. Таким образом, в существующей системе газоочистки конвертеров имеются благоприятные условия для улавливания хлорсодержащих примесей из отходящих газов в тех случаях, когда они образуются, например, при попадании в отходы изделий из ПВХ или дезинфекции отходов хлорсодержащими дезинфицирующими препаратами.

В таблице 2 приведена сравнительная характеристика условий образования диоксинов в различных технологических процессах, используемых для сжигания опасных органических отходов – инсинератор, вращающаяся цементная печь, а также в высокотемпературном металлургическом агрегате (кислородный конвертер).

Представленные данные показывают, что условия выплавки стали в конвертерном процессе соответствуют условиям, обеспечивающим бездиоксиновую переработку отходов:

- высокотемпературный режим сжигания при температурах выше 1250 °С;
- интенсивный тепло- и массообмен в конвертере;
- активная окислительная атмосфера с избытком технически чистого кислорода;
- высокоактивный жидкий шлак, поглощающий серо- и галогенсодержащие соединения, при затвердевании – остеклованный шлак;
- быстрое охлаждение дымовых газов в мокрой системе газоочистки до 40 – 60 °С;
- дожигание газов на факеле горелки с температурой 1500 °С.

Мокрая трехступенчатая очистка отходящих газов, обеспечивающая высокую степень улавливания пыли (99,5 %) и их быстрое охлаждение до 40 – 60 °С, а также дожиг отходящих газов исключают возможность повторного синтеза диоксинов.

Таким образом, высокотемпературные металлургические агрегаты, в частности кислородные конвертеры, являются наиболее безопасными из известных в настоящее время агрегатов для сжигания опасных органических отходов, в том числе хлорсодержащих.

Таблица 2 – Сравнительная характеристика условий образования диоксинов и технологических параметров агрегатов, используемых для сжигания опасных органических отходов

| Технологические параметры | Условия образования диоксинов | Технологические агрегаты | | |
|-------------------------------|---|---|--|--|
| | | инсинератор | цементная вращающаяся печь | кислородный конвертер |
| Способ загрузки отходов | Загрузка большими партиями | Загрузка большими партиями | Предварительная обработка отходов, обеспечивающая равномерную загрузку небольшими партиями | Загрузка отходов небольшими партиями с расходом – от 0,1 до 2 кг/т стали, что наряду с высокоинтенсивной кислородной продувкой обеспечивает хорошие условия тепло- и массообмена при их сжигании |
| Температура горения, °С | Менее 900 °С | 850 – 900 °С | Температурные зоны от 500 °С до 1450 °С | Высокотемпературный режим сжигания при температурах 1700 – 2700 °С |
| Содержание O ₂ , % | Недостаток окислителя | 21 | 21 | Избыток кислорода, кислородное дутье - 99,5% O ₂ |
| Очистка отходящих газов | Пылеуловители, функционирующие при повышенных температурах (более 200 °С) | Сухая очистка, в отдельных случаях мокрая в скруббере с эффективностью очистки от пыли 93 % | Очистка в электрофилтрах | Мокрая трехступенчатая очистка, обеспечивающая высокую степень улавливания пыли (99,5 %) и быстрое охлаждение газов до 40 – 60 °С |
| Дожигание отходящих газов | Отсутствие | Дожигание на факеле горелки с температурой 1500 °С | Отсутствие | Дожигание на факеле горелки (свеча) с температурой 1500 °С |
| Образование золы/шлака | | Зола | Зола | Высокоактивный жидкий шлак, содержащий более 50 % CaO, что создает хорошие условия для поглощения серы и галогенов. При затвердевании – остеклованный шлак. |

В условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» были проведены опытно-промышленные плавки с использованием специально подготовленных опытных партий твердых бытовых отходов: прессованные отходы бумаги, картона и полиэтилена; дробленые до крупности менее 20 мм корпуса электронной техники, состоящие из полистирола.

Опытные плавки проведены в ККЦ-2 на 350-т конвертере № 4. Продувка опытных и сравнительных плавок производилась по действующей технологической инструкции. Расход ТБО составлял от 1,0 до 8,8 кг/т стали. Установлено, что основные технологические параметры опытных и сравнительных плавок различались незначительно. Плавки с ТБО были проведены практически без использования углеродсодержащих теплоносителей, при этом температура стали на повалке превышала температуру стали на сравнительных плавках. В результате выполненных расчетов материального и теплового баланса конвертерной плавки установлено, что при вводе в конвертер горючих компонентов ТБО с расходом ТБО 7,2 кг/т стали в конвертер дополнительно вносится 8338,1 кДж тепловой энергии, или 4,21 % от общего прихода тепла.

Технология опытных плавок заключалась в подаче тьюков прессованной бумаги и полиэтилена и мешков с дробленным полистиролом в конвертер в завалку совместно с ломом и флюсами (известь). После завалки производился прогрев шихты путем сжигания отходов в струе технически чистого кислорода в течение 5 – 6 мин. Затем в конвертер заливали жидкий чугун и далее вели плавку обычным способом с продувкой расплава кислородом в течение 17 – 18 мин и добавкой по ходу плавки флюсов.

Результаты промышленных испытаний, подробно описанные в [7], показали, что основные технологические параметры опытных и сравнительных плавков различались очень незначительно. Отмечена более высокая температура стали на повалке на опытных плавках – 1706 и 1655 °С, в то время как на сравнительных плавках она составила соответственно 1619 – 1661 и 1629 °С, что свидетельствует о более высоком уровне температур в ванне в период плавки вследствие высокой теплоты сгорания отходов. Средняя запыленность отходящих газов после очистки составила 117 мг/м³.

В ходе опытных и сравнительных плавков выполнен анализ пыли на выходе потока газовых выбросов на содержание диоксинов. Анализ уловленной пыли выполнялся аккредитованной лабораторией ГУ БРЭЦ (г. Уфа) по методике US EPA – 1613, адаптированной к условиям РФ.

Методика заключалась в экстрагировании диоксинов растворителями из объекта окружающей среды, выделение диоксинов из матрицы, очистка их от присутствующих примесей на сорбентах. Количественный анализ осуществлялся методом изотопного разбавления с помощью хромато – масс – спектрометра высокого разрешения. В качестве внутренних стандартов использовались все 17 изомеров диоксинов и фуранов меченных изотопом углерода С¹³. Исследовались 5 изомеров тетрохлордиоксинов – 1,3,6,8 – ТХДД, 1,2,3,4 – ТХДД, 1,2,3,7 – ТХДД, 2,3,7,8 – ТХДД, 1,2,3,9 ТХДД.

Результаты количественного изомерспецифического анализа полихлорированных дибензо-пара-диоксинов и дибензофуранов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Количественный изомерспецифический анализ полихлорированных дибензо-пара-диоксинов и дибензофуранов в уловленной пыли на опытной и сравнительной плавках

| ПХДД/Ф | Проба №1 (опытная плавка) | | Проба №2 (сравнительная плавка) | |
|-------------------------|---------------------------|--------------------|---------------------------------|--------------------|
| | Концентрация, пг/г пыли | ТЕQ-ВНО, пг/г пыли | Концентрация, пг/г пыли | ТЕQ-ВНО, пг/г пыли |
| 2378-ТХДД | 5,36 | 5,36 | 5,78 | 5,78 |
| 12378-ПнХДД | 4,90 | 4,90 | 6,99 | 6,99 |
| 123478-ГкХДД | 2,89 | 0,29 | 1,78 | 0,18 |
| 123678-ГкХДД | 4,49 | 0,45 | 3,54 | 0,35 |
| 123789-ГкХДД | 0,86 | 0,09 | 0,06 | 0,01 |
| 123678-ГпХДД | 8,95 | 0,09 | 11,18 | 0,11 |
| ОХДД | 18,71 | 0,00 | 18,47 | 0,00 |
| 2378-ТХДФ | 898,51 | 89,85 | 651,86 | 65,19 |
| 12378-ПнХДФ | 262,34 | 13,12 | 247,41 | 12,37 |
| 23478-ПнХДФ | 269,53 | 134,77 | 342,77 | 171,39 |
| 123478-ГкХДФ | 86,53 | 8,65 | 96,35 | 9,64 |
| 123678-ГкХДФ | 99,76 | 9,98 | 123,17 | 12,32 |
| 123789-ГкХДФ | 6,61 | 0,66 | 8,46 | 0,85 |
| 234678-ГкХДФ | 43,69 | 4,37 | 64,36 | 6,44 |
| 1234678-ГпХДФ | 54,50 | 0,55 | 50,58 | 0,51 |
| 1234789-ГпХДФ | 15,44 | 0,15 | 13,71 | 0,14 |
| ОХДФ | 18,80 | 0,00 | 16,35 | 0,00 |
| Сумма ПХДД, пг/г пыли | 46,16 | 11,18 | 47,8 | 13,42 |
| Сумма ПХДФ, пг/г пыли | 1755,71 | 262,09 | 1615,02 | 278,82 |
| Сумма ПХДД/ф, пг/г пыли | 1801,87 | 273,27 | 1662,82 | 292,24 |

Для каждой из проб приведены концентрации изомеров в единицах измерения пг (1·10⁻¹² г) на 1 г сухого веса пробы и коэффициенты токсичности каждого из изомеров в пересчете на токсичность 2,3,7,8-ТХДД в соответствии с факторами эквивалентной токсичности (TEF).

По результатам исследований не установлено существенных различий ни в концентрациях, ни в изомерном профиле для обеих проб. Величина суммарного коэффициента токсичности пробы ТЕQ (сумма приведенной токсичности всех изомеров) также различалась незначительно и составляла

273,27 пг/г ТЕQ на опытной плавке и 294,24 пг/г на сравнительной плавке.

Полученные экспериментальные данные по содержанию ПХДД/Ф в пробах золы можно использовать для оценки загрязнения выбросов отходящих газов. Если принять, что проанализированные образцы являются осевшей пылью, выбрасываемой из трубы с топочными газами в атмосферу, то количество выбрасываемых диоксинов, связанных с частицами пыли будет зависеть от концентрации взвешенных частиц в отходящих газах.

Так, если концентрация взвешенных частиц в отходящих газах составляет 117 мг/м^3 , то по данным исследования суммарное содержание диоксинов и фуранов в отходящих газах опытной плавки составило $31,94 \text{ пг/м}^3$, сравнительной плавки – $34,40 \text{ пг/м}^3$. Следует отметить, что европейский стандарт для отходящих газов стационарных источников составляет $0,1 \text{ нг/м}^3$ ($1 \text{ нг}=1000 \text{ пг}=1 \cdot 10^{-9} \text{ г}$) или 100 пг/м^3 .

Таким образом, анализ условий протекания высокотемпературных технологических процессов в металлургических агрегатах и результаты проведенных исследований показывают, что высокотемпературные металлургические агрегаты являются на сегодняшний день наиболее безопасными для переработки опасных органических отходов, в том числе содержащих такие опасные для человека супертоксианты как диоксины или фураны, а также канцерогенные углеводороды, которые в значительных количествах образуются в процессе сжигания некоторых видов отходов даже на мусоро-сжигательных заводах и тем более при неорганизованном горении на свалках.

Библиографический список

1. Доусон Г., Мерсер Б. Обезвреживание токсичных отходов / Сокр. пер. с англ. В.А. Овчаренко. – М.: Стройиздат, 1996. – 288 с.
2. Крайнов И.П. Технологии уничтожения стойких органических загрязнителей (Обзор) / И.П. Крайнов, В.М. Скоробогатов // Эко-технологии и ресурсосбережение. 2002. - № 4. – С. 45-57.
3. Orris P., Chary L.K., Perry K., Astury J. Persistent organic pollutants (POPs) and human health. – Washington^ WEPHA, 2000. – 38 p.
4. Инженерная защита окружающей среды / под ред. Ю.А. Бирмана, Н.Г. Вурдовой. – М.: Изд-во Ассоциации строительных вузов. 2002. - 269 с.
5. Доклад сопредседателей Группы экспертов по наилучшим имеющимся методам и наилучшим видам природоохранной практики. Программа ООН по окружающей среде [Электронный ресурс]. – 5 января 2005г. – Режим доступа <http://mognovse.ru/loo-organizaciya-obedinennih-nacij-erp-unepropsegb-33.html>
6. Методическое руководство по выявлению и оценке выбросов диоксинов и фуранов. Программа ООН по окружающей среде [Электронный ресурс]. – Январь 2001 года, Женева. – Режим доступа www.chem.unep.ch/pops/pdf/toolkit/toolkitru.pdf
7. Переработка горючих компонентов твердых бытовых отходов в металлургии / Е.П. Волынкина, И.А. Климовская, Е.В. Протопопов [и др.] // Управление отходами - основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе : сб. докладов второй междунар. науч.-практ. конф., (8-10 окт., 2008 г.) / под ред. Е.П. Волынкиной ; СибГИУ. - Новокузнецк, 2008. – С. 241-251.

УДК 628.474.76

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА

Волынкина Е.П.¹, Зоря В.Н.¹, Коровушкин В.В.²

¹Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kaf.erc@sibsiu.ru

²Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
г. Москва, Россия

Аннотация: Показана эффективность проведения магнетизирующего обжига отходов углеобогащения для перевода содержащегося в минеральной части железа из слабомагнитных и немагнитных минералов (сидерит, пирит, марказит) в сильномагнитные (магнетит, маггемит). Продукты магнетизирующего обжига являются сырьем для последующего магнитного обогащения.

STUDY OF THE POSSIBILITY OF IRON EXTRACTION FROM WASTE COAL USING MAGNETIZING ROASTING

E.P. Volynkina, V.N. Zorya, V.V. Korovushkin

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Rusisa, kaf.erc@sibsiu.ru
National Research Technological University «MISiS»,
Moscow, Russia*

Abstract: *Shown the efficiency of roasting of waste of coal refining to convert the iron of mineral part of coal from non-magnetic minerals (siderite, pyrite, marcasite) in strong magnetic minerals (magnetite, maghemite). Products of roasting are the raw material for the subsequent magnetic separation.*

Отходы от добычи и обогащения полезных ископаемых являются наиболее массовым видом твердых отходов. Так, в России при общем образовании отходов в 2014 г. 5,15 млрд. т отходы добычи полезных ископаемых составили 4,7 млрд. т, или 91,2 % [1]. В Кемеровской области из общего количества образовавшихся в 2014 г. отходов в количестве 2,64 млрд. т доля отходов от добычи полезных ископаемых, главным образом вскрышные и вмещающие породы от добычи угля открытым способом, составляет 99,33 %, или 2,62 млрд. т [2]. В последние годы все большее развитие получает обогащение угля. В 2010г. только в Кузбассе на обогатительных фабриках было переработано 127,1 млн. т угля и получено 49,8 млн. т угольного концентрата [3], в результате чего образовалось 77,3 млн. т отходов от обогащения, представляющих собой минеральную породу. Углеобогажительные предприятия отрасли, расположенные в различных регионах страны, за длительный период работы накопили более 20 млрд. т отходов углеобогащения. При создании новых центров угледобычи предусматривается обязательное строительство современных обогатительных фабрик. В целом по России намечается повысить уровень обогащения углей с 40 % в настоящее время до 60 %. В результате работы предприятий углеобогащения ежегодно будет образовано около 240 млн. т отходов обогащения [4].

В настоящее время основным способом утилизации угольной породы отходов добычи углей является ее использование для закладки выработанных пространств, а отходов углеобогащения – в производстве строительных материалов: кирпич, пористые заполнители (аглопорит, керамзит), щебень [5]. Новые направления утилизации угольной породы еще недостаточно разработаны. В породных отвалах накоплены огромные запасы некоторых металлов, соизмеримые по объемам с природными месторождениями полезных ископаемых. В связи с этим отходы горного производства актуально рассматривать как альтернативный вариант пополнения природных ресурсов. Одним из перспективных направлений переработки угольных пород является извлечение из них железа.

Известно, что отходы углеобогащения в Кузбассе характеризуются достаточно стабильным составом минеральной части, в которой преобладают оксиды кремния, алюминия и железа. Содержание оксидов железа в минеральной части углей составляет в среднем 5 – 15 %, достигая в ряде случаев до 25 % [6].

Комплексные исследования отходов обогащения углей Кузбасса, заскладированных в шламо-накопителе ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», проведенные авторами [7], показали, что железо содержится в них преимущественно в составе сидерита, а также пирита и марказита. При этом, железосодержащие минералы находятся в сростках с углистыми частицами. В [7] отмечается, что для извлечения железа из отходов углеобогащения целесообразно использовать метод магнитной сепарации с предварительным магнетизирующим обжигом в слабоокислительной среде, в процессе которого произойдет выгорание углистых частиц, разрушение сростков, разложение карбонатов и сульфидов железа с образованием магнетита.

Пробы отходов углеобогащения крупностью 0-1 и 1-3 мм были подвергнуты обжигу в лабораторной муфельной печи при температуре 600⁰С в условиях ограничения доступа воздуха в течение 1,5 час. до достижения постоянства массы. Результаты химического и рентгенофазового анализов исходных и прокаленных проб, представленные в таблицах 1 и 2, свидетельствуют о полном разложении сидерита с образованием магнетита в обеих пробах, при этом в мелкой фракции крупностью 0-1 мм было обнаружено небольшое количество гематита, что свидетельствует об ее повышенном окислении. Таким образом, термическую обработку проб в лабораторных условиях можно охарактеризовать, как магнетизирующий обжиг.

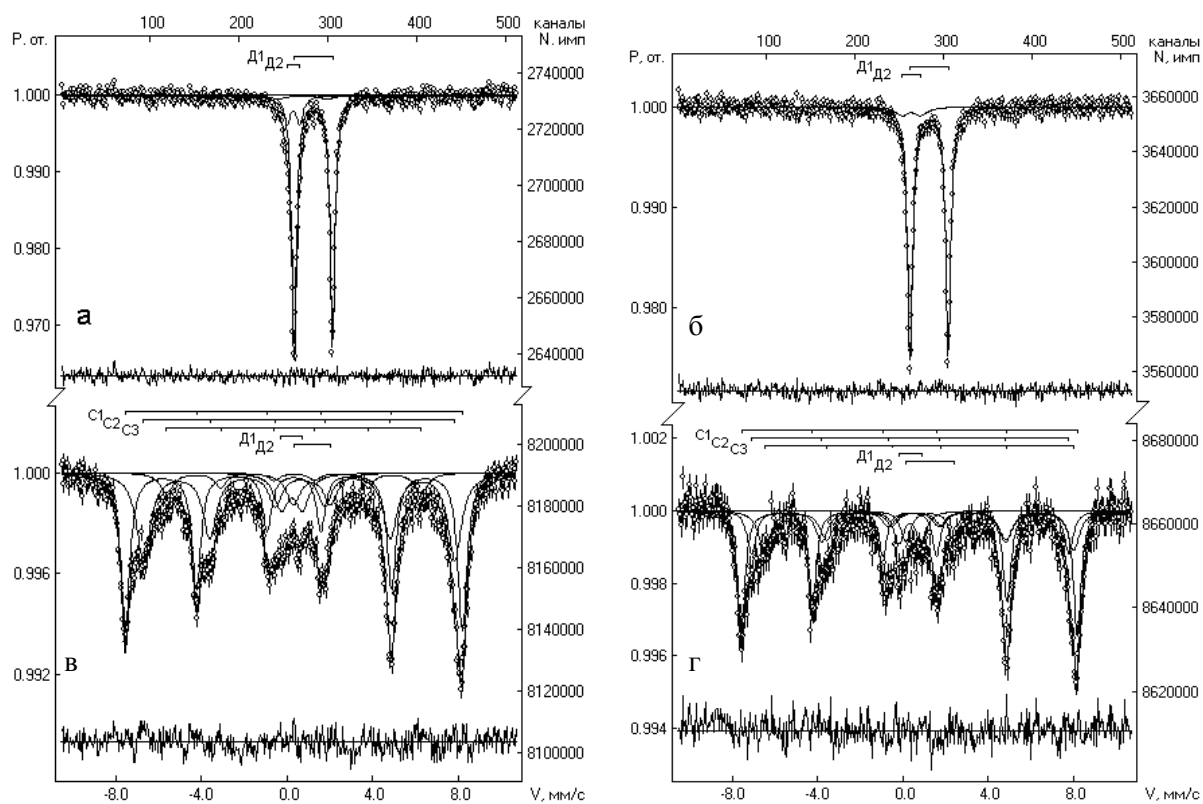
Таблица 1 – Содержание железа и железосодержащих фаз в отходах углеобогащения различной крупности

| Крупность частиц, мм | Fe _{общ.} | Fe _{мет} (доля от Fe _{общ.} , % отн.) | Fe ²⁺ (доля от Fe _{общ.} , % отн.) | Fe ³⁺ (доля от Fe _{общ.} , % отн.) |
|----------------------|--------------------|---|--|--|
| Исходная 0-40 | 14,0 | 0,98 (7,0) | 12,92 (92,3) | 0,10 (0,7) |
| 0-1 | 13,5 | 0,23 (1,7) | 13,5 (78) | 3,91 (20,3) |
| 1-3 | 14,6 | 1,37 (9,4) | 13,71 (73,2) | 3,62 (17,4) |

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа отходов углеобогащения

| Наименование пробы | Крупность частиц, мм | Преобладает минерал | Присутствуют минералы | Примеси |
|--------------------|----------------------|--|---|---|
| исходная | 0-40 | Гидромусковит $KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2 \cdot nH_2O$, сидерит $FeCO_3$, кварц SiO_2 | Гидрослюда, монтмориллонит, рентгено-аморфное вещество (РА) | Кальцит, полевой шпат, каолинит или хлорит, доломит, графит (углерод) |
| исходная | 0-1 | Сидерит $FeCO_3$, кварц | РА, гидрослюда, монтмориллонит | Кальцит, каолинит или хлорит, доломит, гр |
| исходная | 1-3 | Сидерит $FeCO_3$, кварц | РА, гидрослюда, монтмориллонит | Кальцит, каолинит или хлорит, долом |
| после обжига | 0-1 | Магнетит Fe_3O_4 | Гематит $\alpha-Fe_2O_3$, кварц, РА, гидромусковит | Кальцит, полевой шпат и др. примеси |
| после обжига | 1-3 | Магнетит Fe_3O_4 | Кварц, РА, гидромусковит | Кальцит, полевой шпат и др. прим |

Мессбауэровские спектры, их параметры и интерпретация для исходных и прокаленных проб крупностью 1-3 мм (ПК34-1 и ПК-34-3) и 0-1 мм (ПК34-2 и ПК34-4) представлены на рисунке 1 и в таблице 3.



а и б – исходные пробы крупностью 0-1 и 1-3 мм;
в и г – прокаленные пробы крупностью 0-1 и 1-3 мм

Рисунок 1 – Мёссбауэровские спектры отходов обогащения углей до и после прокаливания

Таблица 3 – Мессбауэровские параметры спектров отходов углеобогащения до и после магнетизирующего обжига и их интерпретация

| Наименование пробы | Компонента спектра | Изомерный сдвиг δ , мм/с | Квадрупольное расщепление Δ , мм/с | Магнитные поля на ядрах Fe^{57} Н, кЭ | Площади компонент S, % | Интерпретация |
|--------------------|-------------------------|---------------------------------|---|---|------------------------|-------------------|
| Исходная 1-3 мм | D1(Fe^{2+}) | 1,23 | 1,78 | 0 | 87,5 | Сидерит |
| | D2(Fe^{2+}) | 0,29 | 0,61 | 0 | 12,5 | Пирит |
| Исходная 0-1 мм | D1(Fe^{2+}) | 1,23 | 1,78 | 0 | 93,5 | Сидерит |
| | D2(Fe^{3+}) | 0,26 | 0,60 | 0 | 6,5 | Пирит |
| Прокаленная 1-3 мм | C1(Fe^{3+}) | 0,32 | 0,00 | 489 | 43,4 | Магнетит-маггемит |
| | C2($Fe^{2+}+Fe^{3+}$) | 0,58 | -0,04 | 452 | 36,0 | |
| | C3(Fe^{3+}) | 0,32 | -0,03 | 369 | 7,6 | |
| | D1(Fe^{3+}) | 0,22 | 1,00 | 0 | 6,8 | Гидрослюды |
| | D2(Fe^{2+}) | 1,16 | 1,73 | 0 | 6,2 | Сидерит |
| Прокаленная 0-1 мм | C1(Fe^{3+}) | 0,31 | -0,01 | 489 | 43,6 | Магнетит-маггемит |
| | C2(Fe^{3+}) | 0,42 | -0,16 | 462 | 20,7 | |
| | C3($Fe^{2+}+Fe^{3+}$) | 0,69 | -0,12 | 451 | 22,2 | |
| | D1(Fe^{3+}) | 0,34 | 1,07 | 0 | 6,8 | Гидрослюды |
| | D2(Fe^{2+}) | 1,27 | 2,28 | 0 | 6,7 | Сидерит |

Полученные результаты показали высокую эффективность магнетизирующего обжига для перевода железа из немагнитной (пирит) и слабомагнитной (сидерит) форм в сильномагнитные (магнетит и маггемит $\gamma - Fe_2O_3$). В обожженных продуктах выявлена нестехиометрия полученного магнетита, причем ионы Fe^{3+} тетраэдрической позиции образуют два неэквивалентных положения, что свидетельствует о возможных изоморфных замещениях, приводящих к их образованию. Дублет D1 от ионов Fe^{3+} имеет тетраэдрическую координацию, возможно он связан с гидрослюдами. Дублет D2 отнесен к сидериту.

Мессбауэровские спектры прокаленных проб различной крупности также, как и исходных, различались незначительно, главным образом, катионным распределением в магнетите. В прокаленной пробе крупностью 1-3 мм в отличие от пробы крупностью 0-1 мм отсутствует дополнительное тетраэдрическое неэквивалентное положение ионов Fe^{3+} , а появляется в октаэдрической координации. Суммарная доля железа в составе сильномагнитных фаз (магнетит и маггемит) мало зависела от крупности частиц исходных проб и составила для пробы крупностью 1-3 мм – 87 % отн., а для пробы крупностью 0-1 мм – 86,5 % отн. Как следует из рисунка 1, в результате обжига основная часть железа перешла из двухвалентного в трехвалентное состояние, часть ионов железа представлено ионами Fe^{3+} и Fe^{2+} октаэдрической позиции, которые связаны электронным обменом. Прокаленная проба мелкой фракции 0-1 мм характеризовалась более высоким содержанием трехвалентного железа, что свидетельствует о большей степени его окисленности. Однако окисленное трехвалентное железо сохранилось в составе сильномагнитных фаз (магнетит и маггемит).

Исходная и прокаленная пробы отходов углеобогащения были исследованы методом совмещенного термического анализа (СТА), который включал дифференциальную сканирующую калориметрию (ДСК) и определение потери веса (ТГ). Измерения проводились в атмосфере аргона со скоростью нагрева 20 град./мин до 1000 °С. Кривые ДСК и ТГ представлены на рисунке 2. Сравнение термогравиметрических кривых исходной и прокаленной проб (рисунок 2, а, б) демонстрирует эти пробы, как совершенно различные по минеральному составу.

В то время, как на кривой ДСК исходной пробы наблюдаются три ярко выраженных эндотермических пика с максимумами при температурах 508,2 °С (разложение сидерита), 759,5 и 860,5 °С (восстановление железа до вюститита и металла), на кривой ДСК прокаленной пробы наблюдаются два эндотермических эффекта – пологий в диапазоне 400 – 500 °С, что вероятно связано с диссоциацией остаточного сидерита и других низкотемпературных примесей, например, кальцита и доломита, и пик с максимумом при 737,8 °С, свидетельствующий об образовании вюститита. При этом, в отличие от исходной пробы у обожженной пробы наблюдается экзотермический пик при 806,3 °С, связанный по всей вероятности с выделением тепла при окислении углистого арриллита, а в диапазоне 850 – 975 °С наблюдается эндотермический эффект вследствие восстановления железа до α -Fe и γ -Fe. Мессбауэровский спектр образца после нагрева в условиях СТА подтвердил наличие этих фаз железа.

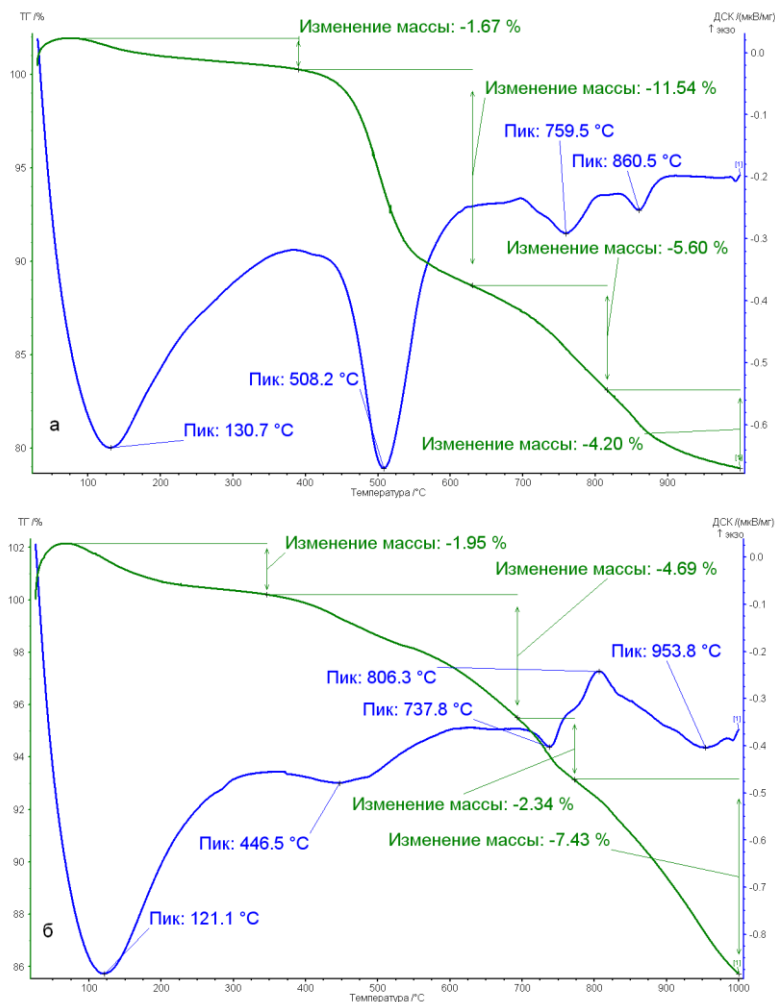


Рисунок 2 – Кривые дифференциальной сканирующей калориметрии (ДСК) и термогравиметрии (ТГ) отходов углеобогащения до (а) и после (б) магнетизирующего обжига

На рисунке 3 представлены диаграммы расчетного фазового состава железосодержащих компонентов исследованных проб с выделением сильномагнитных (магнетит, маггемит) и слабомагнитных (сидерит) фаз.



Рисунок 3 – Распределение сильномагнитных и слабомагнитных железосодержащих фаз в отходах углеобогащения

Как следует из рисунка 3, даже при прокалке в лабораторных условиях при довольно низкой для магнетизирующего обжига температуре (600 °С) из отходов углеобогащения был получен продукт, в котором около 90 % железосодержащих фаз являлись сильномагнитными. Следует ожидать, что в промышленных условиях при соблюдении технологического режима в результате магнетизирующего обжига все содержащееся в данном материале железо перейдет из слабомагнитных (сидерит) и немаг-

нитных (пирит) минералов в состав сильномагнитных минералов (магнетит, маггемит), что обуславливает целесообразность их извлечения магнитным методом. Магнетизирующий обжиг целесообразно проводить в слабоокислительной атмосфере с целью окисления углерода углистых частиц, что обеспечит образование СО и разрушение их сростаний с железосодержащими минералами.

Таким образом, полученные результаты подтвердили целесообразность проведения магнетизирующего обжига отходов углеобогащения для перевода содержащегося в минеральной части железа из слабомагнитного сидерита в сильномагнитные магнетит и маггемит. При этом содержащийся в отходах углеобогащения углерод обеспечит процесс обжига собственным теплом, что будет способствовать снижению затрат и себестоимости получаемого продукта. Продукты магнетизирующего обжига, обогащенные сильномагнитными минералами, являются сырьем для последующего магнитного обогащения.

Библиографический список

1. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2013 году» [Электронный ресурс]. – Москва, 2014. – Режим доступа <https://www.mnr.gov.ru/upload/iblock/6c7/gosdokladeco.pdf>.
2. Доклад о состоянии и охране окружающей среды Кемеровской области в 2014 году [Электронный ресурс]. – Кемерово, 2015. – Режим доступа http://ecokem.ru/wp-content/uploads/2015/08/NEW_DOKLAD-2014.pdf.
3. Антипенко Л.А., Ермаков А.Ю. Перспективы развития технологий обогащения углей Кузбасса и Восточной Сибири // Горная техника: каталог-справочник. – С.-Петербург, 2012. – Вып. №1 (9). – С. 136-140.
4. Ефимов В.И. Использование отходов углеобогащения и оптимизация ресурсов по экологическому фактору [Электронный ресурс] / Ефимов В.И., Никулин И.Б., Рыбак В.Л. // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2014. – № 1. – Режим доступа: <http://elibrary.ru/item.asp?id=23025053>.
5. Афанасьев М.М., Ткачева О.А. Перспективы развития угольной промышленности на основе комплексного использования техногенного сырья // Экономика и предпринимательство, 2014. – №6. – С. 662-665.
6. Вдовченко В.С. Энергетическое топливо СССР : Справочник / В.С. Вдовченко, М.И. Мартынова, Н.В. Новицкий, Г.Д. Юшина. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 184 с.
7. Зоря В.Н., Коровушкин В.В., Пермяков А.А., Волюнкина Е.П. Исследование минерального состава и кристаллической структуры железосодержащих компонентов в техногенных отходах металлургического комплекса // Известия вузов. Черная металлургия. – 2015.- № 5. – С. 359-366.

УДК 669.162.263

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕСУРСО- И ЭНЕГОСБЕРЕЖЕНИЯ В ДОМЕННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ*

Спирин Н.А.¹, Ярошенко Ю.Г.¹, Дмитриев А.Н.²

¹Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина,
г. Екатеринбург, Россия, n.a.spirin@urfu.ru

²Институт металлургии УрО РАН,
г. Екатеринбург, Россия, andrey.dmitriev@mail.ru

Аннотация. Рассмотрены проблемы энергосбережения и ресурсосбережения в черной металлургии. Основное внимание уделено оснащению новым оборудованием доменных печей, снижению энергозатрат на выплавку чугуна, новым технологиям, использующих новые виды сырья, топлива и отходов, а также информационно-моделирующим системам для управления производством чугуна.

Ключевые слова: Энергосбережение, ресурсосбережение, черная металлургия, производство чугуна, доменная печь, информационно-моделирующая система.

* Работа выполнена при финансовой поддержке постановления № 211 Правительства Российской Федерации, контракт № 02.A03.21.0006

The work was supported by Act 211 Government of the Russian Federation, contract № 02.A03.21.0006

THE MAIN DIRECTIONS OF ENERGY AND RESOURCE EFFICIENCY IN THE BLAST FURNACE PRODUCTION

N. Spirin¹, Yu. Yaroshenko¹, A. Dmitriev²

¹*Ural Federal University, Ekaterinburg, Russia, n.a.spirin@urfu.ru;*

²*Institute of Metallurgy of UB of RAS, Ekaterinburg, Russia, andrey.dmitriev@mail.ru*

Abstract: *The energy and resource efficiency problems in ferrous metallurgy are considered. The main attention is given to the new equipment of blast furnaces, decrease the energy consumption for the iron smelting, the new technologies, using new types of raw materials, fuel and waste, and also the information modeling systems for pig iron production management.*

Key words: *energy efficiency, resource conservation, ferrous metallurgy, pig iron production, blast furnace, information-modeling system.*

Основной причиной высокой энергоемкости промышленной продукции в России по сравнению с зарубежными странами являются устаревшие по современным стандартам технологии и, соответственно, технологические и тепловые агрегаты. Сам вывод является не новым, но при этом, по различным причинам, все кампании по энергосбережению направлены в основном на решение только организационно-правовых вопросов. Видимо, в этой связи и термин «энергосбережение» стал обозначать с некоторых пор самостоятельное научно-техническое направление вне всякой связи с технологией, процессом, агрегатом. Энергосбережение в промышленном производстве всегда связано, по большому счету, с технологией процесса и заниматься энергосбережением – значит заниматься снижением затрат энергии любого вида на осуществление конкретного технологического процесса в конкретном технологическом или тепловом агрегате.

Значительное же сокращение энергоемкости металлопродукции может быть достигнуто только за счет внедрения передовых малоэнергоемких металлургических технологий. В силу различных субъективных и объективных причин металлургическая промышленность развитых стран еще в 50 – 60 годы прошлого столетия пошла по пути интенсивного снижения энергоемкости продукции за счет применения современных малоэнергоемких технологий, в т.ч. созданных в нашей стране (непрерывная разливка стали, испарительное охлаждение и др.).

Сегодня металлургический комплекс России в балансе страны потребляет 30 % производимой электроэнергии, 25 % природного газа, 10 % нефти и нефтепродуктов. Удельный расход топлива на 1 т проката в России выше на 25,0 % , чем в Японии и на 37,5 %, чем в странах ЕС. Это связано как с использованием морально устаревших технологий и физически изношенной, выработавшей свой ресурс техники, так и с низким уровнем внедрения научных достижений в области энергосбережения и использования внутренних вторичных ресурсов.

Главная цель развития металлургической промышленности России - преобразование ее в динамично развивающуюся, высокотехнологичную, и конкурентоспособную отрасль, интегрированную в мировую металлургию в рамках международного разделения труда [1]. Для достижения указанной цели главными задачами являются:

- техническое перевооружение действующего производства;
- внедрение современных энерго- и ресурсосберегающих экологически безопасных технологий. Развитие отечественной металлургии в XXI веке происходит в новых условиях [2]:
- Практически сформировались рынки сырья и топлива. Импорт сырья для производства металлов и экспорт продукции стал повсеместным явлением отечественной металлургии.
- В мире происходит сокращение, а для некоторых регионов исчезновение месторождений чистых по примесям руд.
- В России наблюдаются изменения экологических систем, что неизбежно приведет к смене приоритетов в технологической деятельности. Производительность, как главный приоритет в плановой экономике, уступит свое место энерго- и ресурсосбережению. Возрастут требования к экологической чистоте металлургического производства.
- В ближайшие годы следует ожидать сокращения использования в металлургии природного газа.
- В XXI веке вряд ли можно прогнозировать рост масштабов производства черных металлов альтернативными способами. На протяжении последних 20 лет доля черных металлов, производимых внедоменным путем в мире, не превышала 5 – 6 %.

Факторами, лимитирующими развитие черной металлургии в большинстве стран, в том числе и России, в настоящее время являются дефицит природных и энергетических ресурсов и загрязнение окружающей среды [3 – 4].

Сложные, энергоемкие, высокотемпературные, зачастую быстротекущие процессы, повышенные требования к экологической безопасности технологий и агрегатов, требуют проведения детального как предпроектного математического моделирования этих процессов, так и создания математических моделей реального времени для автоматизированных систем управления. Разработка новых технологий, математическое моделирование процессов возможны лишь на основе дальнейшего развития теории тепломассообменных процессов с учетом специфики пирометаллургических технологий.

Среди переделов современной черной металлургии доменное производство остается самым энергоемким, на долю которого приходится 40 – 50 % используемого в черной металлургии топлива. Одна из главных задач совершенствования доменного производства – сокращение расхода кокса – основного энергоносителя [5 – 9].

Пути совершенствования технологий доменного производства и результаты этой работы хорошо известны. На рубеже XXI века достигнуты рекордные показатели работы доменных печей по производительности, по удельному расходу кокса и углеводородных добавок – природного газа, мазута, пылеугольного топлива, по расходу кислорода и температуре дутья.

Достижение таких показателей обусловлено [10].

- применением окускованного и офлюсованного железорудного сырья с высоким, до 59 – 61 %, содержанием железа;
- применением металлизированных окатышей и брикетов;
- применением комбинированного дутья за счет обогащения воздушного дутья углеводородными добавками – природным газом, мазутом и пылеугольным топливом, а также кислородом;
- возможностями нагрева дутья до 1200 – 1300 °С и более;
- применением бесконусных загрузочных устройств, позволяющих легко регулировать распределение рудной нагрузки по радиусу печей;
- применением компьютерных информационно-управляющих систем, специальных средств измерения и контроля состояния доменной печи и параметров доменной плавки.
- работой на устойчивых кислых шлаках с последующей десульфурацией выплаваемого сернистого (до 0,06 %) чугуна;
- применением высококачественных огнеупоров и эффективных систем охлаждения;

Анализ себестоимости чугуна, выплаваемого на предприятиях России, показывает, что более 50 % затрат приходится на железорудную (агломерат, окатыши) часть шихты и металлдобавки и около 40 % на топливо (кокс и природный газ). При этом затраты на кокс составляют более 90 % общих затрат на топливо. Таким образом, генеральным направлением в политике энерго- и ресурсосбережения в технологиях выплавки чугуна является борьба за экономию кокса – наиболее дорогой и дефицитной составляющей доменной шихты. Эта политика отражает применение дополнительных видов топлива, как заменителей части кокса, и обогащение дутья кислородом. Результаты работы доменных печей на протяжении последних десятилетий подтверждают перспективность такой технологии.

Не следует пренебрегать и железорудной частью шихты. Однако проблемы, связанные с уменьшением удельного расхода железорудных составляющих шихты при выплавке чугуна, лежат за пределами доменного производства, так как в значительной степени они определяются химическим составом руд, условиями их добычи и обогащения, а также технологиями окускования в производстве железорудного сырья.

Основными направлениями развития мирового доменного производства и в XXI веке являются минимизация расхода природных ресурсов и негативного влияния на окружающую среду за счет [5 – 10]:

– *технического оснащения доменных печей.* Новыми высокоэффективными российскими техническими разработками, превышающими мировой уровень являются воздухонагреватели Калугина и загрузочное устройство с роторным распределителем шихты. Отечественные доменные печи оснащены в основном устаревшими двухконусными загрузочными устройствами. Замена их на бесконусные лотковые и роторные загрузочными устройствами обеспечивает рост производства и экономию кокса 5 – 6 %.

– *снижения энергозатрат на выплавку чугуна.* Температура дутья находится в среднем по России на уровне 1100 – 1150 °С. При применении воздухонагревателей конструкции Калугина температура дутья может быть увеличена до 1400 °С, что позволит сократить расход кокса и повысить производительность печей на 5 – 8 %. Отечественный воздухонагреватель Калугина, по сравнению с лучшими зарубежными воздухонагревателями, имеет меньшую материалоемкость, в десятки раз меньшее содержание СО в отходящих газах. В настоящее время в мире эксплуатируют 184 таких воздухонагревателей и 51 находятся в стадии проектирования и строительства. Как правило, не используются (за исключением ОАО «Северсталь» и ОАО НТМК) энергия сжатого доменного газа для вы-

работки электроэнергии, теплота дымовых газов воздухонагревателей, система испарительного охлаждения с выработкой пара технологических параметров, современная сухая очистка от пыли доменного газа и аспирационных отсосов.

– *разработки инновационных технологий, расширяющих использование низкосортных руд, некоксуемых и слабококсуемых углей и отходов.* Основным энергоносителем, замещающим 15 – 20 % кокса в России, является природный газ, цена которого непрерывно увеличивается и может достичь критического значения 0,7 – 0,8 от цены кокса за 1000 м³. В этих условиях использовать природный газ становится экономически невыгодным. Снижение стоимости чугуна может быть достигнуто за счет использования более дешевых энергоносителей и в частности за счет подачи в доменные печи пылеугольного топлива. Большинство доменных печей за рубежом работает с вдуванием пылеугольного топлива (в среднем 150 кг/т. чугуна, а на лучших заводах до 240 кг/т. чугуна), в первую очередь это заводы Японии и Западной Европы. При использовании пылеугольного топлива, как свидетельствует мировой опыт, уже в настоящее время достигнута экономия топлива 20 – 30 %, а в перспективе эта экономия может достичь 40 – 50 %. Не осуществляется в полной мере рециклинг железосодержащих отходов и др. Объективными факторами более высоких энергетических затрат в черной металлургии России являются низкое содержание железа в руде, повышенные затраты на ее обогащение и получение товарного концентрата. Так, среднее содержание железа в добываемой руде в России составляет 36 %, в Бразилии – 58 %, в Индии – 61 %, в ЮАР – 62 %, в Австралии – 64 %. В связи с этим особое внимание следует уделять утилизации отходов на предприятиях черной металлургии: окалины, сухой пыли и шлама газоочисток технологических газов, аспирационного воздуха. Полной переработке подлежат все текущие шлаки доменного, сталеплавильного и ферросплавного производств, выход которых составляет более 30 млн. т/год. Все текущие и отвальные железосодержащие отходы следует полностью использовать в производстве, при этом мощности по переработке отходов должны быть рассчитаны на ликвидацию отвалов в течение 15 лет, что исключит загрязнение почвы и бассейнов рек тяжелыми металлами. Использование всех текущих и отвальных железосодержащих отходов позволит сократить затраты на добычу, обогащение и транспортировку первородного железорудного сырья, исключить загрязнение почвы и бассейнов рек оксидами тяжелых металлов и другими вредными веществами.

– *разработка и совершенствование технологии доменной плавки комплексных железных руд, в том числе титаномагнетитовых.* На Урале и далее на восток железорудная база черной металлургии России представлена преимущественно рудами подобного типа – месторождения Медведевское, Копанское, Чинейское, Кручининское, Куранахское, Большой Сэйим, содержащие свыше 30 % запасов титана России. При разработке этих месторождений встанет на повестку дня вопрос об извлечении из железованадиевых руд не только титана, но и железа и ванадия. Кроме того, при переработке руд по схеме «доменная печь – конвертер» потребуется совершенствование технологии доменной плавки с учетом повышения содержания соединений титана в доменном шлаке [18].

– *разработка мер, направленных на продление кампании доменных печей до 20 и более лет.* Разработка систем контроля состояния огнеупорной футеровки горна доменной печи получает все большее развитие. Также необходима разработка мер, направленных на управление формированием гарнисажа в нижней части доменной печи, например путем введения в шихту титаносодержащих материалов. Такие меры используются на доменных печах ряда стран мира [19].

– *внедрения современных информационно-моделирующих систем, максимальное приближение управления доменным производством к автоматизированному.* Отечественный и зарубежный опыт убедительно доказывает, что развитие предприятий металлургического комплекса, его техническое перевооружение, решение проблем качества и конкурентоспособности металлопродукции на мировом рынке требуют коренного совершенствования систем сбора, хранения, обработки, передачи и использования информации, применяемых как для управления технологическими процессами, так и управления производством в целом [11 – 17]. Период экономического финансового кризиса характеризуется нестабильным спросом на металлопродукцию, изменением условий снабжения предприятий железорудными материалами и коксом, а также изменением цен на сырье и железнодорожные тарифы. В период кризиса условия работы доменных цехов существенно изменились. Эти изменения приводят к необходимости частых перешихтовок и периодической остановке и переводу печей на тихий ход. Следует отметить, что анализ в целом состояния вопроса по реально используемым математическим моделям в практике технологии ведения доменной плавки показывает: в настоящее время разрыв между потенциальными возможностями средств автоматизации и реальными возможностями используемого программного обеспечения огромен. В связи с этим следует выделить научные и технические проблемы, первостепенными из которых являются [12 – 14]:

– использование современных достижений в области математического моделирования, моде-

лирования знаний, распознавания образов, теории и практики доменной плавки, теории управления при разработке автоматизированных систем управления;

– разработка на основе современных принципов соответствующего математического, алгоритмического и программного обеспечения;

– создание интегрированных интеллектуальных компьютерных систем поддержки принятия решений для управления как доменной печью, так и комплексом доменных печей цеха в целом.

Решение этих проблем возможно только при наличии финансовых средств, интеграции интеллектуальных ресурсов вузов, НИИ, проектных институтов, металлургических предприятий.

Выводы

1) Все энергетические программы должны быть направлены, в первую очередь, не на обеспечение роста производства энергоресурсов, а на их экономное и рациональное использование. Для этого должны быть созданы соответствующие механизмы и условия, которые в настоящее время отсутствуют или практически не работают.

2) Проведение энергосберегающей политики в области пирометаллургии и, доменном производстве в частности, разработка и реализация энерго-экологосберегающих технологий и агрегатов возможны только на основе теоретических представлений, базирующихся на фундаментальных науках, таких как математика, теплофизика, термодинамика и гидродинамика.

3) Одной из важнейших задач, решаемых научной школой металлургов-теплотехников, является развитие теплофизики процессов, теории тепломассообмена применительно к металлургическим технологиям, поэтому на государственном уровне следует заинтересовать компании в реальной поддержке отечественных ведущих научных школ в области ресурсо-энергосбережения в промышленности (в металлургии, в частности). В противном случае не только развитие, но и сохранение отечественных ведущих научных школ, а также подготовка необходимого квалифицированного научного и инженерно-технического и производственного персонала, способного решать проблемы ресурсо-энергосбережения в России, станет проблематичным.

Библиографический список

1. Стратегия развития металлургической промышленности Российской Федерации на период до 2020 года. Приказ Министра промышленности и энергетики Российской Федерации 18.03.2009 года, № 150.

2. Лисин В.С. Стратегические ориентиры экономического развития черной металлургии в современных условиях. М.: Экономика, 2005. – 404 с.

3. Юзов О.В., Седых А.М., Афонин С.З. Экономические показатели и проблемы развития черной металлургии России//Черная металлургия: бюл. Ин-та «Черметинформация», 2005, № 4. – С.3–11.

4. Юзов О.В., Седых А.М., Афонин С.З. Тенденции изменения экономических показателей развития черной металлургии России//Проблемы черной металлургии и материаловедения, 2008, №2. –С.67–73.

5. Юсфин Ю.С. Основные направления ресурсосбережения в доменном производстве и его влияние на окружающую среду//Сталь, 2010, №4. – С.12–13.

6. Металлургия чугуна /Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев [и др.]. Под ред. Ю. С. Юсфина. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.

7. Савчук Н.А, Курунов И.Ф. Доменное производство на рубеже XXI века. М.: ОА «Черметинформация». 2000. – 42 с.

8. Курунов И.Ф. Доменное производство в Китае, Японии, Северной Америке, Западной Европе и России // Металлург, 2010, №2. С. 69-77.

9. Теплотехника доменного процесса / Б. И. Китаев, Ю. Г. Ярошенко, Е.Л. Суханов [и др.]. – М.: Металлургия, 1978. – 248 с.

10. Ярошенко Ю.Г., Гордон Я.М., Ходоровская И.Ю. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии. Екатеринбург: ОАО «УИПЦ». 2012. – 670 с.

11. Математические модели оптимального использования ресурсов в доменном производстве. А.В. Бородулин, Х.Н. Гизатуллин, А.Д. Обухов [и др.]. Под ред. В.Д. Мазурова и Ю.Г. Ярошенко. Свердловск: УНЦ АН СССР. 1985. – 148 с.

12. Ченцов А. В., Чесноков Ю. А., Шаврин С. В. Балансовая логико-статистическая модель доменного процесса. М.: Наука, 1991. – 92 с.

13. Компьютерные методы моделирования доменного процесса / О.П. Онорин, Н.А.Спирин, В.Л.Терентьев [и др.] – Екатеринбург: УГТУ – УПИ, 2005. – 301 с.

14. Оптимизация и идентификация технологических процессов в металлургии / Н. А. Спирин, В. В. Лавров, С. И. Паршаков – Екатеринбург: УГТУ – УПИ, 2006. – 307 с.

15. Модельные системы поддержки принятия решений в АСУ ТП доменной плавки металлургии // Н.А.Спирин, В.В.Лавров, В.Ю.Рыболовлев [и др.]. Под ред. Н. А. Спирина. – Екатеринбург: УрФУ, 2011. – 462 с.

16. Дмитриев А. Н. Математическое моделирование доменного процесса – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 162 с.

17. Математическое моделирование металлургических процессов в АСУ ТП/ Н.А.Спирин, В.В.Лавров, В.Ю.Рыболовлев [и др.]. Екатеринбург: УрФУ, 2014.- 558 с.

18. Леонтьев Л.И., Дмитриев А.Н. О проблеме обеспечения сырьем производства пигментного диоксида титана / Комплексное использование минерального сырья. №1. 2015. С. 37-45.

19. Hartig W., Amirzadeh-Asl D., Fünders D. Economical effects of the metallurgical use of synthetic TiO₂ Products in order to prolong the campaign of blast furnace / Proceedings of METEC & 2nd ESTAD, 15 to 19 June 2015, Düsseldorf, Germany. Düsseldorf, 2015. Track C. Session 3.

УДК 620.113.412

МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ КОРПУСОВ МОДУЛЕЙ СВЧ И ИХ ПОКРЫТИЙ

Побаченко М.В., Гафарова А.В.

*Томский государственный университет систем управления
и радиоэлектроники;
г. Томск, Россия*

Аннотация: В процессе проектирования устройства важным этапом жизненного цикла изделия является внедрение в производство. Для этого необходимо разработать конструкторскую документацию, в которой указываются материалы, покрытия, применяемые при изготовлении. В первой части статьи рассмотрены климатические условия, материалы для изготовления СВЧ корпусов и их покрытия. Во втором свойства, материалы, покрытия печатных плат, их достоинства и недостатки.

Ключевые слова: аттенюатор, алюминий-марганец, покрытия металлические, климатические условия.

MATERIALS FOR THE MANUFACTURE OF MICROWAVE MODULE HOUSING AND THEIR COVERAGE

Pobachenko M.V., Gafarova A.V.

*Tomsk State University of Control Systems and Radioelectronics,
Tomsk, Russia*

Annotation: In the process of designing the device an important stage of the product lifecycle is the introduction into production. To do this, the design documentation, which specifies the materials, coatings used in the manufacture. In the first part of the article the climatic conditions, the materials for the manufacture of microwave towers and cover them. The second property, materials, coating printed circuit boards, their advantages and disadvantages.

Key words: attenuator, aluminium-manganese, coating of metal, climatic conditions.

Требования к выбору материалов, применяемых при изготовлении корпусов модулей СВЧ и их покрытий Климатические исполнения изделий

В процессе внедрения устройства в производство необходимо произвести выбор сплава. Основными критериями при выборе материала для изготовления корпуса устройства являются: его место размещение, прочностные характеристики и масса изделия. В предыдущей статье был рассмотрен процесс проектирования аттенюатора с последовательным и параллельным управлением.

Так как разработанное устройство будет применяться в составе лабораторного оборудования, а именно в помещении с умеренной влажностью воздуха и невысокими колебаниями температуры, то согласно ГОСТу 15150-69 [1] (таблицы 1, 2) соответствует категории В 4.2.

Таблица 1 – Климатические исполнения изделий

| Климатическое исполнение изделий | Обозначения | | |
|---|-------------|-----------|----------|
| | русские | латинские | цифровые |
| Для макроклиматического района с умеренным климатом | У | N | 0 |
| Для макроклиматического района с умеренным и холодным климатом | УХЛ | NF | 1 |
| Для макроклиматического района с влажным тропическим климатом | ТВ | ТН | 2 |
| Для макроклиматического района с сухим тропическим климатом | ТС | ТА | 3 |
| Для макроклиматического района как с сухим, так и с влажным климатом | Т | Т | 4 |
| Для всех макроклиматических районов на суше кроме района с очень холодным климатом (общеклиматическое исполнение) | О | U | 5 |
| Для макроклиматического района с умеренно-холодным морским климатом | М | М | 6 |
| Для макроклиматического района с тропическим морским климатом | ТМ | МТ | 7 |
| Для макроклиматического района как с умеренно-холодным так и тропическим морским климатом | ОМ | MU | 8 |
| Всеклиматическое исполнения (изделия, предназначенные для эксплуатации во всех макроклиматических районах на суше и на море | В | W | 9 |

Таблица 2 – Категории размещения изделий

| Укрупненные категории | | Дополнительные категории | |
|---|-------------|--|-------------|
| Характеристика | Обозначение | Характеристика | Обозначение |
| Для эксплуатации на открытом воздухе. | 1 | Для хранения в процессе эксплуатации в помещениях категории 4. | 1.1 |
| Для эксплуатации под навесом или в помещениях, где колебания температуры и влажности несущественно отличаются от колебаний на открытом воздухе (например, в палатках, кузовах, прицепах и т. п.). | 2 | Для эксплуатации в качестве встроенных элементов внутри комплектных изделий категории 1, 1.1, 2. | 2.1 |
| Для эксплуатации в закрытых помещениях с естественной вентиляцией без искусственно регулируемых климатических условий, где колебания температуры, влажности воздуха и воздействия песка меньше чем на открытом воздухе (например, в каменных, бетонных, деревянных помещениях). | 3 | Для эксплуатации в нерегулярно отапливаемых помещениях. | 3.1 |
| Для эксплуатации в помещениях с искусственно регулируемыми климатическими условиями (например, в закрытых отапливаемых или охлаждаемых и вентилируемых производственных и других помещениях) | 4 | Для эксплуатации в помещениях с кондиционированным или частично кондиционированным воздухом. Для эксплуатации в лабораторных, капитальных жилых и других подобного типа помещениях. | 4.1 4.2 |
| Для эксплуатации в помещениях с повышенной влажностью (например, в неотапливаемых и невентилируемых подземных помещениях, в том числе шахтах, подвалах, почве, судовых, корабельных и других помещениях). | 5 | Для эксплуатации в качестве встроенных элементов внутри комплектных изделий категории 5, конструкция которых исключает возможность конденсации влаги на встроенных элементах (например, внутри радиоэлектронной аппаратуры). | 5.1 |

В зависимости от места размещения при эксплуатации в воздушной среде на высотах до 4300 м, в том числе под землей и под водой, корпуса изделий изготавливают по категориям размещения изделий, указанным в таблице 2.

Материалы, применяемые для изготовления корпусов модулей СВЧ

В процессе выбора материала для аттенюатора было необходимо руководствоваться такими характеристиками как место расположения устройства, его прочностные характеристики, вес изделия. Как было сказано в предыдущем пункте, так как изготавливаемое изделие не подвержено воздействию промышленной атмосферы, сильной коррозии и высоким нагрузкам то при выборе покрытия будем руководствоваться следующими условиями.

Основным материалом изготовления корпусов изделий является алюминий, так как технически чистый алюминий (содержание примесей до 0,7 % масс.) отличается высокой химической стойкостью во многих средах. Высокая химическая стойкость алюминия объясняется образованием на его поверхности тонкой, но достаточно плотной окисной пленки. При контакте алюминия с воздухом окисная пленка образуется мгновенно, толщина этой пленки от 5 до 100 нм.

Легирующие добавки определенных металлов, вводимые в алюминий, с целью повышения его прочностных свойств, оказывают влияние на химическую стойкость образующихся сплавов. Коррозионную стойкость снижают: медь, железо, цинк, свинец. Из всех деформируемых сплавов алюминия самой лучшей коррозионной стойкостью обладают сплавы системы алюминий–магний. Очень хорошей коррозионной стойкостью обладают сплавы алюминий–марганец. Данные сплавы стойки в условиях промышленной атмосферы и морского воздуха.

Алюминий–медные сплавы (содержание меди больше 0,25 % масс.) характеризуются низкой коррозионной стойкостью в среде морского воздуха и промышленной атмосферы и не могут применяться без адекватного защитного покрытия.

Корпуса и комплектующие корпусов радиотехнических изделий, изготавливаемые резанием (фрезерование, точение), при эксплуатации не подвержены значительным механическим нагрузкам. Следовательно, нет необходимости использовать для их изготовления полуфабрикаты (плиты, прутки и т.п.) из сплавов с высокими прочностными свойствами, тем более подверженным различным видам коррозии.

Сплавы марки АМгЗ, АДЗ1 по прочностным свойствам относятся к сплавам средней прочности, проявляет высокую коррозионную стойкость к воздействию промышленной атмосферы. Данные сплавы не склонны к коррозионному растрескиванию, расслаивающей и межкристаллитной коррозии. Данные сплавы удовлетворительно поддаются обработке резанием, свариваются, сварной шов является коррозионностойким [3]

Сплав марки АМгЗ полностью удовлетворяет нас по всем параметрам и был выбран основным материалом изготовления корпуса аттенюатора.

Покрытия металлические и неметаллические для приборного производства. Требования к выбору покрытий.

Для придания поверхностям деталей функциональных свойств, таких как – износостойкость, электропроводность, паяемость, твердость, светопоглощения, электроизоляции и т.п. корпуса изделий принято покрывать защитными покрытиями. При этом поверхность изделия приобретает структуру, отличную от структуры соответствующих металлов, благодаря чему покрытия могут иметь превосходящие эксплуатационные характеристики.

Покрытия могут быть однослойными, многослойными, сплошными (нанесенными на всю поверхность детали) или локальными (нанесенными только на рабочую поверхность детали).

При выборе покрытия необходимо учитывать:

- назначение и материал деталей;
- геометрию и конфигурацию покрываемых деталей;
- условия эксплуатации и хранения деталей и покрытий;
- стоимость материалов деталей и покрытий;
- влияние покрытий на эксплуатационные характеристики деталей.

Выбор покрытий для аттенюатора был произведен в соответствии ОСТ92-9501-2002 [2] (таблица 3).

Так как изготавливаемое устройство работает в СВЧ диапазоне то рассмотрим покрытия, применяемые для корпусов СВЧ модулей (таблица 4).

Согласно ОСТ 9501-2002 [2], изделия, эксплуатируемые в легких условиях эксплуатации и хранения, группы 1 (отапливаемые помещения, герметичный объем, вакуум и т.д.), алюминиевые сплавы А995, А99, А5, АД1, АМг2, АМг-2С, АМг3, АМг6, АМЦ, а так же высоколегированные коррозионностойкие стали могут применяться без защитных покрытий, поэтому было принято решение не покрывать изготавливаемое устройство.

Согласно рекомендациям по выбору материала для СВЧ корпусов был выбран коррозионно-стойкий сплав алюминия с марганцем АМгЗ. В соответствии с отраслевым стандартом на покрытия [2] было установлено, что данный сплав не требует покрытия, поэтому изготовленное покрытие будет использоваться без покрытия.

Таблица 3 – Характеристика и назначение некоторых видов металлических покрытий

| Наименование покрытия и его характеристика | Назначение |
|--|---|
| Медное по обозначению (М...) | В качестве основных не применяются. Хорошее сцепление с металлом. |
| Никелевое по обозначению (НI...НI8) | Покрытие обладает отличными барьерными свойствами. – придает хорошую поверхностную проводимость детали. – коррозионно-устойчиво – гальванически можно наносить непосредственно на большинство металлов и сплавов. Применяются: – под сварку и высокотемпературную пайку |
| Никелевое химическое по обозначению (Хим. НI;... Хим. Н24; ...Хим. Н9 и т.п.) | – обладает лучшими защитными свойствами по сравнению с никелевым (коррозионно-устойчиво) – износоустойчиво |
| Никелевое черное по обозначению Нч... | – обладает свето- и теплоотражающими свойствами. – непригодно для работы в вакууме Применяют для повышения теплоотдачи поверхности и для увеличения поверхности. |
| Серебряное по обозначению (Ср3...Ср9) | – обладает лучшей тепло- и электропроводностью – работает в вакууме – пластичное, имеет невысокую твердость, низкие внутренние напряжения – коррозионно-устойчиво Предназначено для: – ВЧ аппаратуры – для контактных узлов. |
| Золотое по обозначению (Зл...) | – обеспечивает поверхностную проводимость – устойчиво во всех средах – обеспечивает низко стабильное сопротивление при малых токах – мягкое, пластичное – имеет низкий износ в вакууме Применяют: – для работы ВЧ аппаратуры – для слабонагруженных контактов – для зеркал |
| Сплавом золото-никель по обозначению Зл-Н(98,5-99,5).... | Покрытие характеризуется: – высокой износостойкостью, повышенной твердостью, пластичность, низкой пористостью – оптимальными условиями трения – более высокой по сравнению с золотом температурой плавления |
| Сплавом олово-свинец гальваническое или наносимое горячим способом по обозначению О-С(60)... | – хорошо воспринимает вибрацию и ударные нагрузки – незаменимо в качестве низкотемпературного припоя – коррозионно-устойчиво к воздействию промышленной атмосферы Покрытие применяют: – для монтажной пайки элементов электрической цепи – для придания поверхностной электропроводности – для контактных устройств и для ВЧ-аппаратуры |

Продолжение таблицы 3

| Наименование покрытия и его характеристика | Назначение |
|--|---|
| Хромовое по обозначению Х... | <p>Покрытие:</p> <ul style="list-style-type: none"> – является одним из самых твердых покрытий – хорошо выдерживает равномерно распределенную нагрузку – имеет высокую коррозионную стойкость – имеет высокую отражательную способность – стоек в термическом отношении – обладает низким коэффициентом трения – не воспринимает пайку и сварку <p>Применяют:</p> <ul style="list-style-type: none"> – для придания поверхностной твердости – для защиты от износа – в узлах трения – для обеспечения отражательной способности – в качестве защитно-декоративного. |

Таблица 4 – Покрытия, используемые в ВЧ аппаратуре

| Материал покрываемого изделия | | Обозначения покрытия по ГОСТ 9.306 | Назначение и свойство покрытия |
|---|--------------------|---|---|
| Медь и медные сплавы | | Н1.Ср3 Н1.Ср6 Ср3 | Для обеспечения электрических параметров деталей ВЧ-аппаратуры. |
| | | М-0(60)3 М-0(60)9 | Для обеспечения электропроводности, рекомендуется для замены серебряных покрытий, для ВЧ-аппаратуры |
| Алюминий и деформируемые алюминиевые сплавы | | Н18.0-С(60)6.опл Н18.0-С(60)9 Хим. Н18.М3.0-С(60)12 Хим. Н18.М3.М-0(60)9 Хим. Н18.М3.М-0(60)12 Хим. Н18.М3.Ср6 Хим. Н18.М3.Ср9 Хим.Окс.з. бесцветное | Для деталей ВЧ-аппаратуры (выбор покрытия определяется частотными характеристиками). |
| Литейные сплавы | Латунь | М3.М-0(60)9 М3.0-С(60)9 | Для обеспечения электропроводности, для ВЧ-аппаратуры |
| | Алюминиевые сплавы | Хим.Н18.М3.М-0(60)9 Хим.Н18.М3.0-с(60)9 Хим.Н18.М3.Ср6 Хим.Н18.М3.Ср9 | Для деталей из сплава АК7ч(АЛ9) ВЧ аппаратуры |

Библиографический список

1. ГОСТ 15150-69 Машины, приборы и другие технические изделия. Исполнения для различных климатических районов. Категории, условия эксплуатации, хранения и транспортирования в части воздействия климатических факторов внешней среды. – М.: Станартинформ, 2005. – 54с.
2. ОСТ92-9501-2002 Покрытия металлические неметаллические неорганические для приборного производства. М.: Станартинформ, 2002. – 140 с.
3. Днепровский С. Пояснительная записка к выбору алюминиевого сплава для изготовления корпусов приборов: статья. – Томск, 2011. – 3 с.

РЕШЕНИЕ АКТУАЛЬНЫХ ПРОБЛЕМ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕПЛОВОЙ РАБОТЫ СЛОЕВЫХ ПЕЧЕЙ И УСТАНОВОК С ПЛОТНЫМ СЛОЕМ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ*

Матюхин В.И., Ярошенко Ю.Г., Матюхина А.В., Журавлев С.Я.

*Уральский государственный технический университет – УПИ,
г. Екатеринбург, Россия, matyhin53@mail.ru*

Аннотация: Температурные условия обжига материалов в шахтных печах определяются распределением исходных материалов и газов по объему рабочего пространства. Изменяя объем фурменной зоны за счет оптимизации распределения воздуха по периметру агрегата, увеличивая глубину проникновения воздушного дутья к центральным зонам печи создают условия для наилучшего использования теплоты. Аналогичных результатов можно достичь с применением энергии акустического поля. Существенный положительный эффект тепловой работы шахтных печей может быть получен при использовании подогретого дутья и обогащении его кислородом. Замена твердого топлива газообразным при эффективных способах его применения позволяет снизить удельный расход топлива на 20 – 30 %.

С целью выравнивания условий тепловой обработки кусковых материалов по высоте слоя при обжиге окатышей и спекании агломерационной шихты был разработан и прошел промышленные испытания на ряде металлургических агрегатов способ слоевого сжигания газообразного топлива, позволяющий регулировать условия тепловой обработки дисперсных материалов по высоте слоя.

Ключевые слова: слоевые установки, распределение газов и материалов, акустическое поле, сжигание газа в слое.

SOLVING ACTUAL PROBLEMS IMPROVEMENT THERMAL PERFORMANCE FURNACES AND SYSTEMS LAYERS OF A DENSE BED OF HEAT ENGINEERING METHODS

Matyuhin V.I., Yaroshenko Y.G., Matyuhina A.V., Zhuravlev S.Ya.

*Ural State Technical University. the first Russian President Boris Yeltsin – UPI,
Ekaterinburg, Russia, matyhin53@mail.ru*

Abstract: Temperature conditions of firing materials in shaft furnaces by the distribution of raw materials and of gases by volume of the working space. By varying the amount of tuyere area by optimizing the air distribution around the perimeter of the unit, increasing the penetration depth of the air blast to the central zone of the furnace create conditions for the best use of the heat. Similar results can be achieved with the use of the energy of the acoustic field. A significant positive effect of thermal performance shaft kilns can be obtained by using the preheated blast and enriching it with oxygen. Replacing the solid fuel in the gas-effective way of using it to reduce fuel consumption by 20 – 30 %.

In order to align the conditions of heat treatment of lumpy material adjustment layer during firing pellets and sintering the sinter mix was developed and passed industrial tests on a number of metallurgical units a way to layer combustion of gaseous fuel to regulate the conditions of heat treatment of disperse materials adjustment layer.

Key words: Position layered distribution of gases and materials, the acoustic field in the combustion gas layer.

Основные технологии производства металлов из руд (кроме гидрометаллургических) предполагают переработку рудных компонентов через стадии тепловой обработки с последовательным изменением их свойств. В большинстве случаев исходные и промежуточные материалы в них требуют окускования с укрупнением размеров конечных кусков, увеличения прочностных характеристик и

* Работа выполнена при финансовой поддержке постановление № 211 Правительства Российской Федерации, контракт № 02.A03.21.0006.

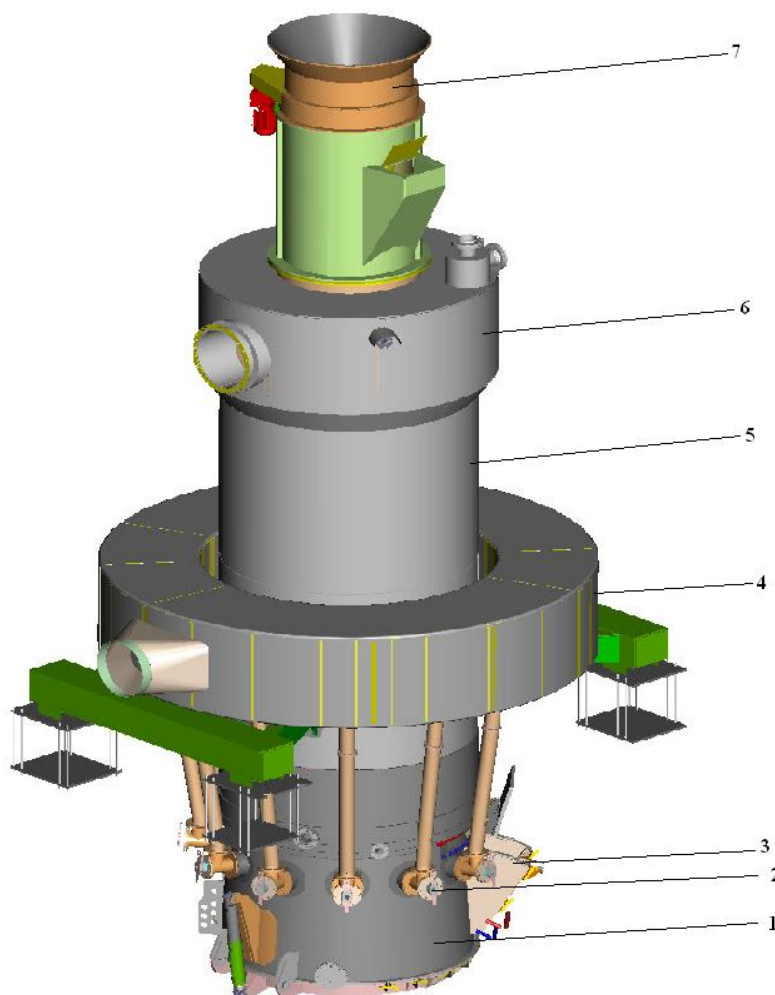
The work was supported by Act 211 Government of the Russian Federation, contract № 02.A03.21.0006.

улучшения структурного строения. Для этих целей в большинстве случаев применяют стадию термической обработки, которая осуществляется в основном в слоевых тепловых агрегатах, технико-экономические показатели которых во многом определяют экономичность всего передела.

Отличительной особенностью тепловой работы слоевых печей и установок является возможность передачи теплоты от газов к материалам всеми тремя видами теплообмена, доли которых зависят от вида термохимической обработки.

Неравномерность температурного поля по сечению шахтного агрегата может быть существенно уменьшена путем распределения твердого топлива при его загрузке в печь. Для этого подбирают способы его загрузки, оптимизируют размеры кусков топлива. Использование этих приемов способно снизить неравномерность распределения кокса в поперечном сечении агрегата, что практически всегда сопровождается улучшением газодинамической обстановки в рабочем пространстве шахтных печей с предотвращением подвисания шихты и образования продувов.

Температурные условия нагрева кусковых материалов в шахтных печах (рисунок 1) формируют процессы горения в фурменной зоне, где происходят максимальные тепловыделения. Изменяя объем этой зоны за счет оптимизации распределения воздуха по периметру агрегата, увеличивая глубину проникновения воздушного дутья к центральным зонам печи создают условия для наилучшего использования теплоты. С этой целью устанавливают на печи многорядные фурмы, конструкция которых обеспечивает указанные выше условия. Подобные конструктивные изменения позволяют достичь повышения производительности печи на 15 – 20 %, снижения расхода топлива на 10 – 15 %, увеличение уровня тепловой обработки материалов или перегрева расплава на 30 – 80 градусов, снижение объема вредных выбросов в атмосферу на 30 – 40 %.



1 – горн; 2 – воздушная фурма; 3 – летка с сифонным выпуском расплава; 4 – воздушный коллектор; 5 – шахта; 6 – сборный коллектор отходящих газов; 7 – загрузочная шахта шихты

Рисунок 1 – Шахтная плавильная печь с закрытым колошником

Эффективность использования способов улучшения равномерности распределения компонентов шихты усиливается при выборе рационального профиля рабочего пространства и правильной организации удаления газообразных продуктов из шахтной печи. Теоретически и экспериментально было убедительно показано, что наилучшие показатели работы таких агрегатов наблюдаются при использовании круглой шахты с ее расширением к низу печи. При этом поперечный размер горновой части печи должен составить примерно 0,85 от среднего диаметра ее шахты.

При выборе системы выгрузки конечного продукта следует учитывать разрыхляющий эффект зон разгрузки и распределение циркуляционных зон в фурменной части печи.

Высокие технико-экономические показатели работы шахтных печей были получены при рациональной организации удаления газообразных продуктов через отдельные распределенные газоотводы. При этом возможно достижение увеличения общей производительности агрегата на 10 – 15 % при снижении расхода топлива на 10 – 12 % за счет улучшения газораспределения.

Значительное увеличение окислительной фурменной зоны и температуры в этой зоне шахтной печи можно организовать за счет применения акустического поля, формируемого внутри рабочего пространства. Такое поле создают при помощи газоструйных звуковых генераторов, устанавливаемых за пределами рабочего пространства на воздушных фурмах (рисунок 2).



Рисунок 2 – Установка акустического излучателя на фурмах шахтных печей

Промышленные испытания этого способа на слоевых установках различного назначения (чугунолитейные и минераловатные вагранки, агломерационные и конвейерные машины, шахтные печи цветной металлургии) убедительно показали, что при определенных параметрах акустического поля в плотном и пересыпающемся слое шихты происходит разрушение пограничного слоя теплоносителя в межкусковом пространстве с расширением зон циркуляции. При этом снижается гидравлическое сопротивление обрабатываемого слоя на 15 – 40 %, увеличиваются скорости и полнота протекания химических процессов на 10 – 12 % и повышается производительность агрегата на 10 – 15 %. Возникающие при этом изменения газодинамической обстановки в слое позволяют снизить общие энергетические затраты на процесс на 5 – 10 %, а образующиеся усиленные зоны циркуляции кусковых материалов открывают возможность к существенному (в 2 – 2,5 раза) сокращению протяженности застойных зон в рабочем пространстве.

Существенный положительный эффект тепловой работы шахтных печей может быть достигнут при использовании подогретого дутья и обогащении его кислородом. Оба мероприятия воздействуют на температуру горения кокса в фурменной зоне, повышая ее значения.

Наиболее эффективно влияние подогретого дутья на технологический процесс проявляется при использовании отдельно стоящего теплообменника, обеспечивающего нагрев воздуха до температуры выше 300 °С. Расчеты показывают, что каждые дополнительные 100 градусов при нагреве дутья поднимают температуру в фурменной зоне на 30 – 70 градусов, что снижает расход кокса на 5 – 10 %. Отмеченный уровень изменения показателей работы шахтной печи в существенной степени за-

висит от исходного (базового) состояния ее тепловой и газодинамической работы. Наличие значительной неравномерности температурного и газодинамического полей в нагреваемом слое кусковых материалов снижают эффект от использования подогретого дутья.

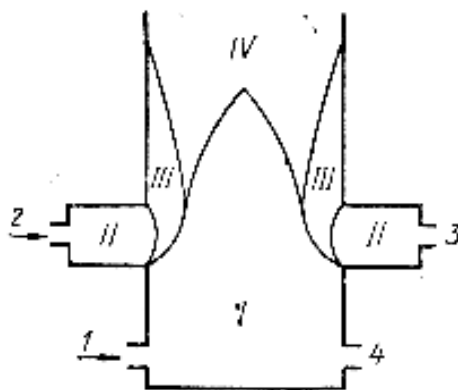
При обогащении дутья кислородом происходит уменьшение объема газов на единицу сгоревшего топлива, что снижает тепловые потери с продуктами горения и, как следствие, повышает температуру горения в фурменной зоне. Однако одновременно за счет уменьшения удельного расхода продуктов горения снижается соотношение теплоемкостей потоков шихты и газа, что приводит к замедлению процессов теплообмена в шахте вплоть до изменения схемы теплообмена при высоких концентрациях кислорода в дутье. Поэтому степень обогащения дутья кислородом следует ограничивать. Наиболее эффективно использование кислорода проявляется при обогащении дутья на 3 – 4 %. Обеспечение стабильности газодинамического режима работы особенно плавильных агрегатов позволяет существенно снизить эксплуатационные затраты по обслуживанию печей и повысить экономичность процесса.

Высокая стоимость металлургического кокса, используемого в шахтных печах, заставляет металлургов искать более дешевые виды топлива, способные стать источниками тепловой энергии в плавильных агрегатах. К ним относят каменные угли и природный газ.

Каменный уголь с пониженной зольностью и низким содержанием серы может вполне конкурировать с коксом. Теплотехническая эффективность работы шахтных печей практически не изменяется при замене до 40 % кокса каменным углем. В ряде случаев возможна кратковременная полная замена кокса углем, что связано с потерей производительности печи в 1,5 – 2,0 раза. Применение относительно дешевого (в 5 – 6 раз) угля создает условия привлекательности такого вида топлива.

Одним из направлений, позволяющим уменьшить расход дефицитного кокса является использование дополнительных дешевых углеродсодержащих компонентов (торф, шламы и др.) и добавки активных металлов (шлаки цветной металлургии), вводимых в шихту при брикетировании мелкодисперсных компонентов. Их применение позволяет не только повысить экономичность тепловой работы шахтных печей, но и сознательно корректировать химический состав и качественные показатели готового продукта с использованием дешевых отходов производства.

Использование природного газа для отопления шахтных печей может быть реализовано либо при сжигании его в выносных горелочных устройствах, установленных по периферии кожуха агрегата, либо подачей природного газа непосредственно в слой шихты. Применение первого способа (рисунок 3) ограничивается стойкостью выносных горелочных устройств. С другой стороны, при реализации такого способа в шахтных печах развивается периферийный ход газов, который сопровождается расширением зоны восстановления диоксида углерода, что снижает эффективность использования кокса.



I – IV – тепловые зоны; 1 – подача воздуха; 2 – газозвдушная смесь; 3 – носик горелки; 4 – фурма

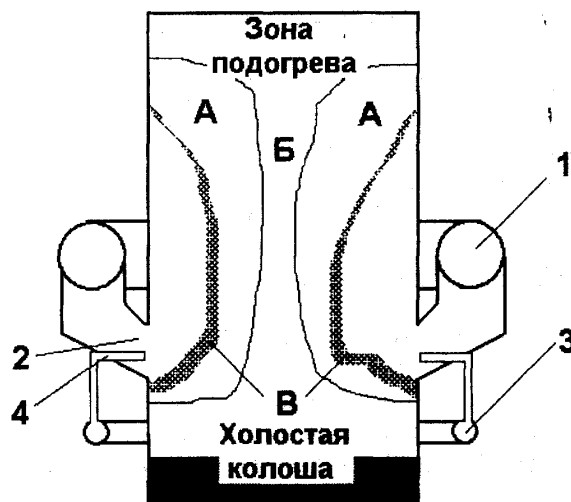
Рисунок 3 – Распределение тепловых зон при коксогазовом отоплении шахтных печей

Установка выносных газовых горелок расширяет зону высоких температур в его рабочем пространстве, а в ряде случаев образует вторую высокотемпературную зону. Уровень формирования зоны высоких температур в шахтных печах с коксогазовым отоплением оказывается выше аналогичного уровня с чисто коксовым, что обеспечивает большее время нахождения материалов в области высоких температур, повышая глубину протекания химических преобразований.

Испытания шахтной печи с коксогазовым отоплением в промышленных условиях показали,

что ее температурный режим определяется в основном условиями организации процесса горения кокса, а сжигание добавок природного газа выполняет вспомогательную роль как источник дополнительного тепла. Ограниченный выход продуктов горения природного газа и скорости их выхода из выносных топок обеспечивает в основном периферийный прогрев слоя. В этом случае повышается неравномерность температурного поля шихтовых материалов по сечению агрегата, а получаемый продукт отличается нестабильным химическим составом. Повышенный химический недожог топлива снижает эффективность использования твердого топлива.

Сжигание природного газа непосредственно в коксовой насадке шахтной печи (рисунок 4) предполагает предварительное образование газовой смеси перед поступлением в слой с коэффициентом избытка воздуха более 5,0. Зажигание такой смеси не происходит даже при наличии источника открытого пламени из-за того, что концентрация метана в ней находится ниже нижнего предела воспламенения газообразного топлива. Сжигание в слое холодной газовой смеси с повышенным значением коэффициента расхода воздуха можно осуществить, если обеспечить ее предварительный подогрев.



- А – окислительная зона горения кокса; Б – восстановительная зона горения кокса;
 В – зона горения кокса и природного газа
 1 – воздушный коллектор; 2 – воздушные фурмы; 3 – газовый коллектор; 4 – газовое сопло

Рисунок 4 – Схема работы шахтной печи с использованием комбинированного топлива

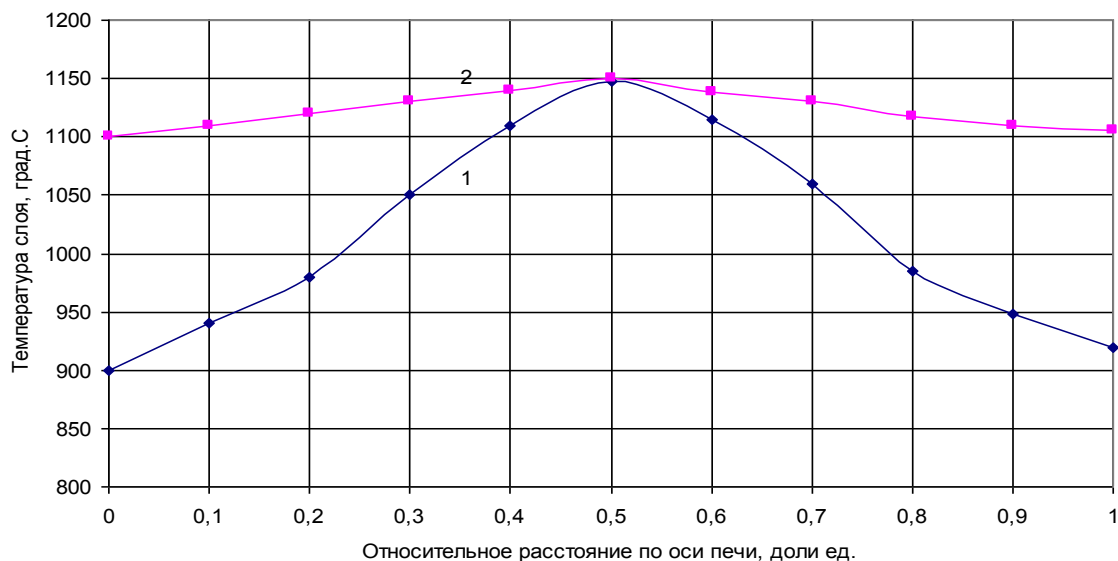
В результате этого при прохождении через разогретый слой шихты газозвушная смесь может быть нагрета до температур 250 – 300 °С и выше. При этом в слое вокруг фурм образуется высокотемпературная зона горения природного газа с температурой 1100 – 1150 °С протяженностью 50 – 60 мм.

Газозвушная смесь, проходя через зону горения газообразного топлива, подогревается и поступает в окислительную зону с повышенной температурой. Такой способ формирования температурного поля в шахтных печах позволяет уменьшить протяженность восстановительной зоны и повысить эффективность ее работы. При организации сжигания природного газа в таком режиме удельный расход кокса может быть снижен на 20 – 30 % при сохранении качественных показателей готового продукта.

Опыт работы шахтных печей, отапливаемых только газообразным топливом, позволил установить, что при непосредственной подаче газа в слой шихты существенно возрастает (в 2 – 3 раза) не только общий, но и удельный расходы тепла. Несмотря на эти особенности, расход финансовых средств на единицу расплава при замене кокса природным газом, непосредственно вдуваемым вместе с дутьем, оказывается ниже в сравнении с показателями работы коксовых шахтных печей.

Обжиг кусковых материалов в шахтной печи, отапливаемых только газообразным топливом, обычно осуществляют путем сжигания газозвушной смеси через несколько рядов периферийных горелочных устройств при заданном коэффициенте расхода воздуха. Исследования такого режима отопления показывают, что используемая холодная газозвушная смесь при подаче в разогретый слой обжигаемых материалов сжигается двумя способами. Одна ее часть меньшая по объему сжигается вблизи носика горелки, образуя поток высокотемпературных газов, которые фильтруются в ос-

новном в периферийной части печи. Оставшаяся же доля газозвдушной смеси, проходя через слой без изменения, охлаждает материалы пристеночной части агрегата и удаляется через центральную его часть, сгорая в ней. Эта особенность горения газообразного топлива приводит к увеличению неравномерности температурного поля по сечению агрегата (рисунок 5, кривая 1).



1 – периферийными горелками; 2 – при использовании комбинированного способа сжигания газа

Рисунок 5 – Изменение температуры слоя по сечению рабочего пространства газовой шахтной печи при отоплении

Существенное выравнивание условий нагрева кусковых материалов в шахтных печах по их сечению, работающих на газообразном топливе, можно достичь при использовании комбинированного способа сжигания природного газа (рисунок 5, кривая 2). Для этого часть горелочных устройств заменяют выносными топками, обеспечивающими подачу в слой продуктов полного сжигания газообразного топлива с высокой температурой для тепловой обработки периферийной зоны печи. Оставшаяся часть горелочных устройств, расположенных между первыми, обеспечивает условия сжигания природного газа непосредственно в плотном слое, обеспечивая температурные условия обжига центральной части агрегата. Таким образом, при комбинированном способе сжигания газообразного топлива нагрев материалов в периферийной зоне печи достигается за счет продуктов полного сжигания топлива в выносных топках, а в центральной зоне – за счет слоевого горения газообразного топлива. Описанный алгоритм управления тепловым режимом работы газовой печи позволяет снизить общий расход топлива на процесс на 20 – 25 %, повысить качество тепловой обработки кусковых материалов за счет улучшения равномерности распределения температур в фурменной зоне и стабилизации выхода годного.

Процессы окускования мелкодисперсных материалов наиболее часто осуществляются методом спекания при производстве агломерата или обжигом при производстве окатышей в условиях перекрестной схемы теплообмена на конвейерной машине.

Одной из основных причин снижения качественных показателей процесса агломерации является невозможность создания рациональных температурно-временных условий тепловой обработки исходных материалов на верхних горизонтах слоя.

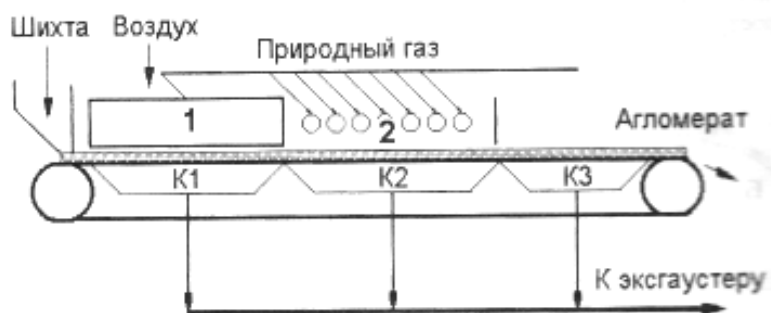
С целью выравнивания условий тепловой обработки кусковых материалов по высоте слоя был разработан и прошел промышленные испытания на ряде металлургических агрегатов способ слоевого сжигания газообразного топлива. Его отличительной особенностью является возможность реализации в продуваемом слое кусковых материалов различного состава и позволяющий обеспечивать требуемые температурные условия в интервале 1150 – 1350 °С практически на любом горизонте с формированием различных окислительно-восстановительных условий. Для его реализации требуется:

- предварительный разогрев слоя или его части с обеспечением условий предварительного подогрева и воспламенения исходной газозвдушной смеси и образования устойчивой зоны горения;
- организация газодинамического режима горения газа в слое. При этом скорость перемещения зоны горения по слою зависит от соотношения тепловых потоков в направлении движения газов

за счет конвекции и в противоположном направлении за счет теплопроводности.

На основании обобщения лабораторных и промышленных испытаний были установлены и сформулированы основные теоретические закономерности этого процесса и разработаны основные способы управления им. Это позволило нам предложить использовать режим слоевого сжигания природного газа при спекании мелкодисперсных шихт методом вакуумной агломерации на стадии зажигания и на начальном периоде спекания для выравнивания и стабилизации температурно-временных условий тепловой обработки материалов верхнего горизонта слоя.

В соответствии с предлагаемой схемой (рисунок 6) подготовка исходной шихты, укладка и начальный разогрев поверхностного слоя и воспламенения твердого топлива не отличается от традиционного. После образования зоны горения коксика в зажженный слой аглошихты через специальное газозвухораспределительное устройство (ГВРУ) подается бедная газозвухозная смесь определенного состава. Она, проходя через горячий слой агломерата верхнего горизонта, подогревается и воспламеняется непосредственно в слое. Формируемая при этом зона горения газообразного топлива совмещается с зоной горения твердого топлива и имеет температуру 1100 – 1150 °С. Общая протяженность зоны горения в этот период может достигать 30 – 60 мм. В силу особенностей кинетики воспламенения газообразного топлива большая часть зоны его горения располагается выше зоны горения твердого топлива. При этом избыточное газозвухое дутье проходит через слой горячего агломерата и поступает в зону окисления твердого топлива уже подогретое с незначительным изменением содержания кислорода.



1 – зажигательный горн; 2 – зона слоевого сжигания природного газа;
К1, К2, К3 – сборные коллектора отходящих газов

Рисунок 6 – Схема агломерационной машины с использованием комбинированного топлива

Анализ результатов исследования химического состава и прочностных свойств агломерата показал, что при реализации этой технологии:

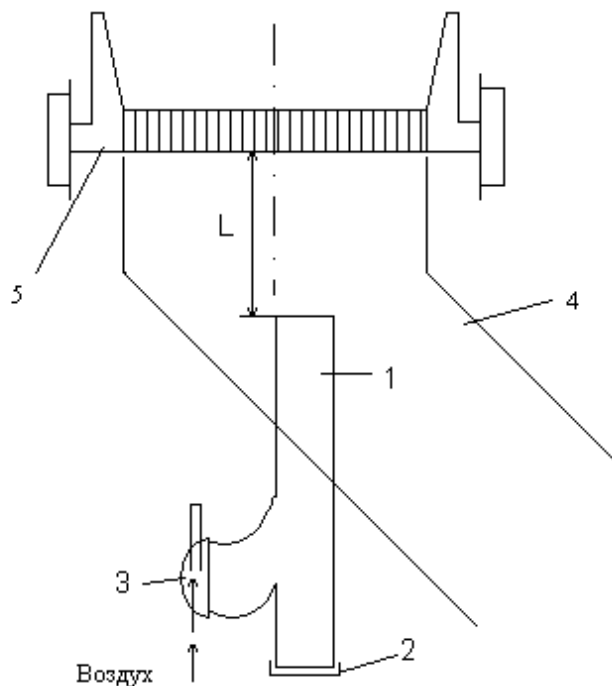
- получаемый агломерат имеет менее оплавленную структуру и характеризуется повышенной пористостью;
- возрастает количество крупных фракций как в готовом агломерате, так и в его барабанной пробе;
- скорость спекания практически не изменяется при замене до 20 – 30 % твердого топлива газозвухозным;
- снижается количества выбросов монооксида углерода в атмосферу в 2,0 – 2,5 раза;
- улучшается управление агломерационной машины в переходные периоды изменения режимов ее работы.

Сравнительный анализ показателей работы агломашин в обычном и экспериментальном режимах позволил установить, что при использовании комбинированного топлива ее производительность возрастает в среднем на 8,6 % на каждые 10 % повышения доли расхода природного газа на ГВРУ в пределах от 0 до 40 % при условии обеспечения рационального состава аглошихты по расходу твердого топлива за счет увеличения выхода годного.

Наиболее длительной стадией обжига железорудных гранул является зона сушки. Скорость обезвоживания окатышей может быть существенно увеличена при использовании энергии акустического поля формируемого непосредственно в слое (рисунок 7). При этом ускоряются процессы сушки как отдельных окатышей за счет возникновения кавитационного эффекта, так и всего слоя при создании предпосылок для интенсификации конвективных потоков в межкусковом пространстве.

Существующие схемы газопотоков обжиговых машин не обеспечивают одинаковые условия

обжига окатышей на всех горизонтах слоя: окатыши, расположенные ближе к колосниковой решетке, находятся в существенно худших температурно-временных условиях.



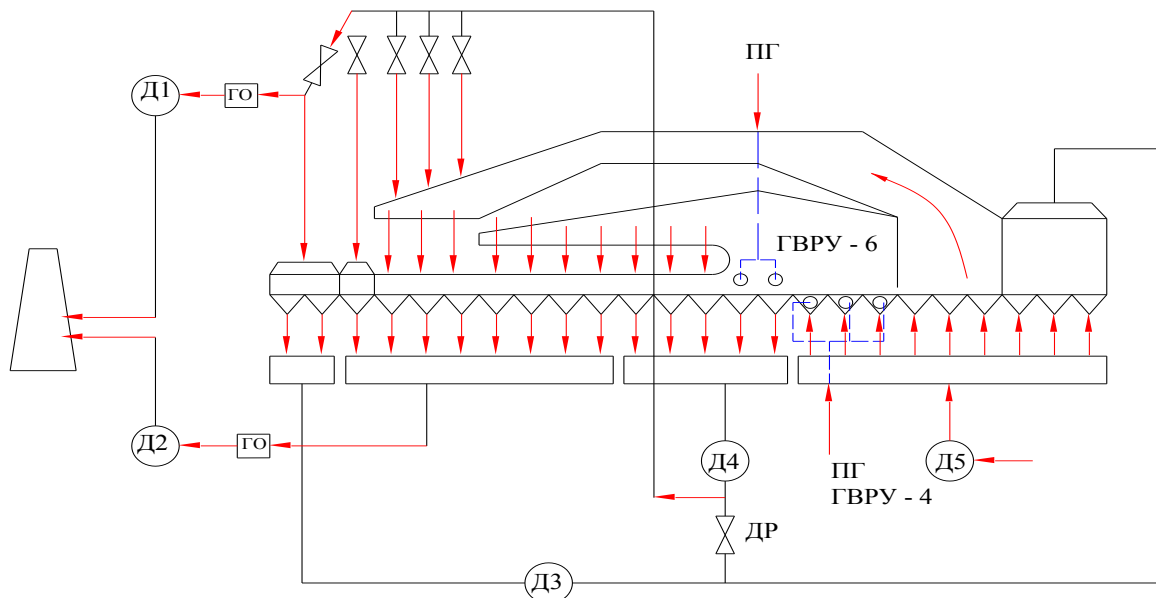
1 – волновод; 2 – люк для чистки от пыли; 3 – акустический генератор; 4 – вакуум-камера;
5 – спекательная тележка

Рисунок 7 – Схема установки акустического излучателя в вакуум-камере агломерационной машины

Для уменьшения неравномерности условий термообработки окатышей на конвейерной машине традиционный процесс обжига может быть дополнен комбинированным способом сжигания природного газа, при котором часть газа сжигается в надслоевом пространстве с использованием традиционных факельных горелочных устройств, а часть непосредственно в слое с помощью газозвухораспределительного устройства (ГВРУ). После достижения слоем определенного температурного уровня в него подают холодную газозвухную смесь заданного состава, которая, проходя через разогретые горизонты слоя, подогревается до температуры воспламенения. Состав исходной газозвухной смеси выбирается таким, чтобы исключить условия для ее факельного воспламенения над слоем окатышей. В результате в слое формируется высокотемпературная зона горения, которая может перемещаться по слою. При этом горячие продукты горения, проходя через горизонты слоя, лежащие ниже зоны горения по ходу движения газов, подогревают их, создавая условия для распространения высокотемпературной части. Обожженные же окатыши охлаждаются холодной газозвухной смесью. Подача такой газовой смеси может осуществляться как сверху слоя, так и через дутьевые камеры в любом месте технологической схемы обжиговой машины (рисунок 8).

Поскольку высота зоны горения в слое ограничена (20 – 60 мм), то по мере распространения режима горения газа в слое происходит не только создание заданных температурно-временных условий обжига окатышей, но и снижается общий температурный уровень всего слоя окатыши за счет нагрева исходной газовой смеси.

Отличительной особенностью слоевого способа сжигания природного газа при обжиге окатышей является возможность его осуществления как при коэффициенте расхода воздуха большим, так и меньшим единицы. Это позволяет без особых трудностей обеспечивать изменение состава газовой фазы в слое непосредственно на обжиговом агрегате от окислительной до восстановительной. Для снижения удельного расхода топлива наиболее целесообразным следует считать осуществление процесса горения газа в слое в потоке забалластированного продуктами сгорания воздуха. Использование комбинированного способа обжига окатышей позволяет повысить производительность агрегата на 10 – 15 % при соответствующем снижении расхода топлива, повысить качество получаемых окатышей, улучшить условия работы колосникового поля, снизить температуру разгружаемых с машины окатышей и, при необходимости, изменять состав газовой фазы в слое непосредственно на обжиговом агрегате.



Д1-Д6 – тягодутьевые средства; ГО – газоочистка; ПГ – подача природного газа; ГВРУ-В, ГВРУ-Н – газоздухораспределительное устройство соответственно верхнее и нижнее

Рисунок 8 – Схема обжиговой машины при комбинированном способе сжигания природного газа

Использование надежных, проверенных и мало затратных способов для решения наиболее актуальных вопросов рационализации тепловой работы слоевых установок позволяет при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах существенно улучшить их технико-экономические показатели.

УДК 628.543

ЭФФЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ОЧИСТКИ ПРОМЫШЛЕННЫХ И ЛИВНЕВЫХ СТОЧНЫХ ВОД МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Баус С.С.

*Национальный исследовательский Томский политехнический университет,
г. Томск, Россия, stanislav.baus@gmail.ru*

Аннотация. Актуальность данной работы обусловлена рассмотрением влияния металлургической промышленности на качество и состав воды. В данной статье предложены основные меры государства по регулированию и сохранению водных ресурсов, рассмотрены наиболее эффективные способы очистки воды от вредных веществ, а также ряд мероприятий по обеспечению экологической безопасности

Ключевые слова: качество воды, загрязнение, вредные вещества, эффективные способы очистки, экологические стандарты.

EFFECTIVE WAY OF PURIFICATION OF INDUSTRIAL AND STORM SEWAGE METALLURGICAL ENTERPRISES

Baus S.S.

*National Research Tomsk Polytechnic University
Tomsk, Russia, stanislav.baus@gmail.ru*

Abstract. The relevance of this work is due to consideration of the impact of the steel industry on the quality and composition of the water. In this article the main measures of the state regulation and conserva-

tion of water resources, are considered the most effective ways to purify water from harmful substances, as well as a number of measures to ensure environmental safety.

Key words: *water of quality, pollution, hazardous substances, efficient cleaning methods, environmental standards.*

71 % территории Земли занимает вода. Вода – самое распространенное неорганическое соединение на нашей планете. Вода – основа всех жизненных процессов, единственный источник кислорода в главном движущем процессе на Земле – фотосинтезе. Вода присутствует во всей биосфере: не только в водоемах, но и в воздухе, и в почве, и во всех живых существах. Последние содержат до 80 – 90 % воды в своей биомассе. Главным потребителем воды на Земле является человечество и его деятельность. И не случайно все великие цивилизации древности возникали и развивались вблизи воды, в больших речных долинах. Не существовало ни одной великой цивилизации в местности, лишенной воды. Мировому сообществу необходимо принимать все более эффективные способы очистки вод от загрязнения, которое несет созидательная деятельность человека. В списке производств, которые наносят наибольший урон водным ресурсам числится и металлургическая отрасль. Поэтому государство должно директивным способом подталкивать предпринимателей внедрять в производство системы очистки вод, вводить обязательную экологическую сертификацию, разрабатывать более совершенные экологические стандарты и способы очистки.

Серия стандартов ИСО 14000 затрагивает различные аспекты экологического менеджмента. Она предоставляет практический инструментарий для компаний и организаций, стремящихся определить и контролировать их воздействие на окружающую среду и постоянно улучшать свои экологические показатели. В ИСО 14001:2004 и ИСО 14004:2004 основное внимание уделено системам экологического менеджмента.

ИСО 14001:2004 устанавливает критерий для системы экологического менеджмента, и по этому стандарту может быть проведена сертификация. Он не устанавливает требований для экологических показателей, но намечает рамки, которым компания или организация может следовать, чтобы создать эффективную систему экологического менеджмента. Он может быть использован в любой организации, независимо от вида деятельности или отрасли. Использование ИСО 14001:2004 гарантирует руководству и сотрудникам компании, а также внешним заинтересованным сторонам, что воздействие на окружающую среду измеряется и улучшается.

Преимущества использования ИСО 14001:2004:

- Снижение затрат на утилизацию отходов;
- Экономия в потреблении энергии и материалов;
- Снижение затрат на распределение;
- Улучшение имиджа среди инспекторов, потребителей и общественности.

Металлургическую промышленность можно разделить на два больших класса: черная и цветная. Черная металлургия занимается выпуском:

– Агломератов. Вода используется для охлаждения оборудования, очистки газов, уборки помещений. Основные загрязнители – рудная и известковая пыль. Очищаются сточные воды в основном на сооружениях механической очистки.

– Литейного и переделанного чугуна, ферромарганеца. Источники образования сточных вод те же, а также разливочные машины и переработка шлака [1]. Загрязнители сточных вод: взвешенные вещества, цианиды, кислоты, при изготовлении ферромарганца прибавляется еще высокая щелочность, роданиды, сульфаты и хлориды (такой сток очищается в механическом блоке, состоящем из двух ступеней – отстойники-ловушки и отстойники (обычно радиальные)). Общие методы очистки – отстаивание на отстойниках, нейтрализация (при необходимости). При оборотном водоснабжении необходима стабилизация воды [2].

– Стали. Вода нужна для охлаждения оборудования и очистки газов. Сточные воды характеризуются высоким содержанием взвеси и высокой жесткостью. Для очистки могут применяться коагуляторы, отстойники, флотаторы, гидроциклоны, гравийные и песчаные фильтры.

Цветная металлургия включает в себя следующие заводы:

– Цинковые. Вода используется в цехах: тушения клинкера, кадмиевого и электролитного выщелачивания. Она загрязняется ($\text{pH} = 1 - 7,6$) взвесьями, медью, цинком, хлоридами, сульфатами.

– Свинцовые. Сточные воды образуются от охлаждения кессонов, газоочистки. Они содержат грубодисперсные примеси ($\text{pH} = 3 - 8,2$): сульфаты, хлориды, железо, медь, свинец.

– Медеплавильные. Вода загрязняется во время грануляции шлаков, охлаждения кессонов, грануляции меди. Загрязнители: взвеси, железо, медь, свинец, цинк, сульфаты, хлориды.

Современные методы очистки сточных вод на металлургических предприятиях включают в

себя сооружения для механической очистки (отстойники, фильтры, гидроциклоны) и технологии для выделения металлов из сточных вод (ионный обмен, обратный осмос, адсорбция, электродиализ, ультрафильтрация и т. д.) [7].

Выбор комбинации методов при очистке сточных вод металлургического завода обусловлен экологической и экономической целесообразностью. Схема переработки исходного материала должна включать не только очищение жидкости до соответствия нормативам, но и возможность извлечения из шлама ценных элементов для их повторного использования.

Например, на металлургическом заводе очистка гальванических стоков от СОЖ (смазочно-охлаждающих жидкостей) допускает возможность выделения технических масел и последующую регенерацию для повторного запуска в технологический цикл. Для этого применяются методы отстаивания, механического удаления твердых частиц, эмульгирование и добавление антибактериальных и антикоррозийных присадок. Собравшееся на поверхности масло удаляют из регенерационной камеры и возвращают в производственный цикл.

Определенные проблемы вызывает процесс удаления ионов тяжелых металлов. Оборудование для очистки сточных вод от тяжелых металлов металлургического производства, как правило, представляет замкнутую систему, в которой очищенная жидкость возвращается в производство, а выделенные твердые отходы, содержащие тяжелые металлы, подлежат захоронению. Очистные мероприятия для выделения ионов тяжелых металлов основаны на реагентных методах и электродиализе.

Работа доменных печей, используемых в литейных цехах, связана с выделением большого количества раскаленных газов. Коксовые газы содержат разнородную пыль, химический анализ которой показывает наличие железа, серы, свинца, углерода, оксидов кремния и кальция. Кроме того, в составе газов учеными были выделены аммиак и крайне токсичная циановодородная кислота. В результате, технологическая жидкость, используемая для охлаждения и очищения газа от пыли, насыщается всеми вышеперечисленными элементами и требует проведения очень серьезных очистительных мероприятий. Процесс проектирования газоочисток и очистка сточных вод предприятий цветной металлургии тесно связаны и должны предусматривать возможность многоэтапной комбинированной переработки технологической жидкости [4].

Аналогичные действия необходимы для очистки сточных вод черной металлургической промышленности. Выделение из состава охлаждающей жидкости большого количества разнородных по структуре и химическому составу элементов является задачей повышенной сложности, при решении которой значительное внимание следует уделить извлечению токсичных соединений. Трудность обработки усугубляется наличием в составе исходной жидкости большого количества аммиака, значительно усложняющего процессы окисления, на которых построены химические и электрохимические методы.

Химический состав сбросов обогатительных предприятий зависит от характеристик обрабатываемой руды и способов ее обогащения. Если говорить о параметрах этих сбросов в целом, то они отличаются повышенным содержанием разнородных веществ, химических соединений и примесей, что делает их переработку крайне затруднительной.

Универсального метода очистки загрязненных промышленных сточных вод, который отвечал бы всем современным требованиям, пока не существует.

Для очистки промышленных стоков используют механический способ и реагентную химическую очистку [5]. Также разрабатываются и внедряются безреагентные способы:

- электрохимический;
- электроионитовый;
- применение ионнообменных смол;
- озонирование.

Механические методы используются в основном как предварительные. Они предназначены для отделения от воды нерастворимых примесей различной крупности. Для этих целей используют:

- решетки;
- барабанные сетки;
- фильтры;
- песколовки;
- отстойники;
- нефтеловушки;
- смолжиромаслоуловители.

Основным оборудованием механической очистки сточных вод являются отстойники различных принципов действия, отстойные пруды. В настоящее время для механической очистки применяют гидроциклоны, требующие значительно меньших площадей и отличающиеся более высокой производительностью.

Сточные воды после механической очистки в зависимости от состава и предъявляемых к ним требований направляют на химическую, физико-химическую или биологическую очистку.

Химическую реагентную очистку применяют в случаях, когда выделение загрязнений возможно только в результате химической реакции между примесью и реагентом с образованием новых веществ, которые легко удалить. Для такой очистки используют реакции окисления, нейтрализации, перевод вредных примесей в безвредные, обезвреживание методом хлорирования и др.

Подобные методы требуют большого расхода реагентов. Кроме того, образующиеся в результате реакции соединения необходимо удалять из стоков и обрабатывать. Наиболее широко применяется нейтрализация сточных вод для удаления из них кислот, щелочей, солей металлов.

Физико-химические методы очистки подразделяют на реагентные и безреагентные. К реагентным относятся методы, при которых для осаждения и выделения соединений из стоков применяются специальные вещества – коагулянты (соли алюминия и железа, аммиачная вода и др.) и флокулянты (полиакриламид, синтетические полимеры, природные полимеры, неорганические вещества, например, кремниевая кислота). Очистка сточных вод реагентным способом включает несколько стадий: приготовление и дозирование реагентов, смешение их с водой, хлопьеобразование, отделение хлопьевидных примесей от воды.

К безреагентным методам относятся: сорбционные, электрохимические, радиационные и др. Безреагентные методы протекают без введения в реакционную среду дополнительных химических соединений. Тем не менее осуществление процесса требует дополнительных затрат энергии и использование нейтральных веществ в качестве сорбентов, которые при регенерации дают вторичное загрязнение в виде шлама.

К электрохимическим методам очистки относятся ионный обмен, электролиз и др. Наиболее широко применяются синтетические ионнообменные смолы, цеолиты, гидроксиды и соли поливалентных металлов. Ионный обмен является одним из основных способов обессоливания, опреснения и умягчения воды.

В последние годы широкое применение нашли мембранные процессы очистки сточных вод (ультрафильтрация, обратный осмос, микрофильтрация, испарение через мембраны, диализ, электродиализ). Мембраны изготавливают из ацетатов целлюлозы, полиамида, фторопласта, различных полимеров, стекла, графита, оксидов металлов.

Ультрафильтрация характеризуется большими скоростями движения разделяемой жидкости. При повышении давления и уменьшении скорости движения разделяемой жидкости наступает обратный осмос [6]. При обратноосмотическом процессе мембраны могут задерживать практически все растворимые вещества и взвеси минерального и органического происхождения.

Мембранные процессы разделения жидкостей, смесей, деминерализация воды, разделение и концентрирование сточных вод являются наиболее эффективными в экологическом отношении, т.к. позволяют извлекать из сточных вод ценные вещества, повторно использовать воды, регенерировать отработанные составы.

Биологический метод применяется для очистки воды от многих растворимых органических веществ, ионов тяжелых металлов и некоторых неорганических веществ (сероводорода, аммиака, нитритов). Процесс основан на способности микроорганизмов использовать эти вещества для питания. Контактывая с органическими веществами микроорганизмы частично разрушают их, превращая в воду, диоксид углерода и другие вещества. Другая часть органических веществ идет на образование биомассы.

Известны аэробные и анаэробные методы биологической очистки. Аэробный метод основан на использовании аэробных микроорганизмов, для жизнедеятельности которых необходимы постоянный приток кислорода и температура 20 – 40 °С [3]. Анаэробные методы осуществляются без доступа кислорода, их используют в основном для обезвреживания осадков.

Термические методы используют для очистки сильно минерализованных сточных вод, содержащих соли кальция, магния и др. Очищенную воду получают в основном путем её испарения в специальных установках. В некоторых случаях используют огневой метод, при котором сточные воды распыляют непосредственно в топочные горячие газы [2]. При этом вода полностью испаряется, органические примеси сгорают, а минеральные вещества превращаются в твердые или расплавленные частицы, которые затем улавливаются.

В ходе научных изысканий, касающиеся данной проблемы, были собраны и определены эмпирическим путем основные загрязняющие воду вещества. Данные результаты представлены в таблице 1. Предложены основные меры по их нейтрализации и очистке. Данные меры зарекомендовали себя, как одни из самых эффективных способов, которые соответствуют высоким международным стандартам в области экологии и природопользования.

Таблица 1 – способы очистки вредных веществ в воде

| Вредные вещества | Способ очистки |
|---|---|
| Никель | Биологическая очистка; химическая, физико-химическая очистка; метод обратного осмоса (эффект 92 – 96 %); адсорбция активированным углем (эффект – 95 – 99 %). |
| Молибден | Извлечение ионитами. Эффект очистки сточных вод от молибдена составляет при применении химических методов (квасцов) 85 %, извести 12 %, физических методов – 72 %. |
| Соединения аммония | Биологическая очистка |
| Алюминий (содержится в стоках от гальванических ванн) | Нейтрализация щелочами с последующим осаждением алюминия или извлечение ионитами |
| Ванадий | Биологическая, химическая очистка: извлечение ионитами, методами обратного осмоса; осаждение гидроксидом железа при pH 8,5-10, сульфидом железа, адсорбция активированным углем |
| Вольфрам | Извлечение ионитами |
| Кадмий | Биологическая очистка (извлекается 80 % кадмия); химическая очистка при добавлении щелочи, извести; осаждение и фильтрование (извлекается 60 % кадмия). Эффект очистки сточных вод от кадмия известью 98,9 %. |
| Железо | Наиболее распространенные методы извлечения – аэрация, осаждение, фильтрование, коагуляция, ионный обмен. Применяются осаждение известью, цементация, электролиз, метод обратного осмоса, адсорбция активированным углем. Механическая и биологическая очистка стоков снижает концентрацию железа в сточных водах на 86 %; снижает концентрацию железа с 11 до 0,01 мг/л. |
| Кремний | Осаждение, коагуляция, методы гидрометаллургии и методы физико-химической очистки |
| Медь и её соединения | Биологическая очистка, химическая очистка, осаждение известью или едким натром, осаждение ферроцианидом калия, физико-химические методы, ионный обмен, метод обратного осмоса |

Также хочется отметить, что известный способ, широко применяющийся в металлургии, – очистка сточной воды обогатительных фабрик бентонитом. Бентонитовые глины – уникальный природный материал, обладающий очень высокой способностью к адсорбции и влагозадержанию. Эти свойства позволяют использовать бентонит, как для очистных процедур, так и для захоронения жидких токсичных отходов, появляющихся в результате очистки сточных вод металлургического завода.

Значительного улучшения экологической обстановки можно добиться, переведя технологический процесс в замкнутый цикл с повторным оборотом воды. Система очистки сточных вод в металлургии, как правило, включает несколько этапов: механическая очистка и фильтрация, осаждение примесей и заключительное окисление. Если указанные процедуры не позволяют вывести из состава жидкости токсичные вещества, то такие отходы подлежат захоронению.

В заключении хочется отметить, что производственная деятельность человека ежегодно ухудшает экологическую обстановку на планете. Мероприятия по восстановлению экосистемы чрезвычайно трудоемки и дороги. Поэтому мы считаем, что гораздо разумнее и целесообразнее не бороться с последствиями, а предотвращать их. Оптимизация производства и оснащение предприятий современными высокотехнологичными очистными системами в значительной мере улучшит состояние окружающей среды и поможет сохранить природные ресурсы.

Библиографический список

1. Андрианов И.С., Рубахин Л.Г. Применение гидроциклона для очистки воды от производственной пыли. Волгоград, 1999.
2. Величенко Ю.П., Степанова Ю.А., Аксенов В.И. Обезвреживание травильных растворов на Верх-Исетском металлургическом заводе. Экспресс-информация, комплексное использование и охрана водных ресурсов. Москва, 1966.
3. Васильев В.И., Мухин В.А., Радциг В.А. Опыт работы отстойника и осветителя при очистке нейтрализованных сточных вод. "Водоснабжение и санитарная техника", N 4, 1969.

4. Вайнер Р. Сточные воды в металлургической промышленности. Москва, 2008.
5. Сватовская, Л.Б. Новый строительный материал из осадка сточных вод [Текст] / Л.Б. Сватовская, Т.С. Титова, Е.В. Русанова // Экология и промышленность России, № 10, 2005, 20-21 с.
6. Торп, Б. Путеводитель по экологически чистому производству [Электронный ресурс] // Экологический журнал «Волна», № 29, 2001.
7. Экологически чистое производство: подходы, оценка, рекомендации. Учебно-методическое пособие [Текст]/ под редакцией Пегова С.А. и Солобоева И.С. – 2000г.
8. Годин А.М. Экологический менеджмент. М: Дашков и К, 2013.

УДК 544.723

УТИЛИЗАЦИЯ БЕКАБАДСКОГО СТАЛЕЛИТЕЙНОГО ШЛАКА ПУТЕМ СОЗДАНИЯ СОРБЕНТОВ ДЛЯ ВОДООЧИСТКИ

Кадилова З.Ч.

*Ташкентский химико-технологический институт,
г. Ташкент, Узбекистан,
zuhra_kadirova@yahoo.com*

Аннотация: Методом термической активации получены и охарактеризованы образцы сорбентов на основе сталелитейного шлака Бекабадского металлургического завода. Изучена сорбционная активность по отношению к ионам никеля и фосфат-ионам.

Ключевые слова: Сорбция, термическая активация, утилизация.

UTILIZATION OF BEKABAD STEELMAKING SLAG BY PREPARATION OF SORBENTS FOR WATER TREATMENT

Kadirova Z. Ch.

*Tashkent chemical technological Institute,
Tashkent, Uzbekistan, zuhra_kadirova@yahoo.com*

Abstract: The samples of sorbents based on Bekabad Metallurgical Plant steel-making slag were obtained by thermal activation and characterized. The sorption activity related to nickel ions and phosphate ions was studied.

Key words: Sorption, thermal activation, utilization.

Актуальность создания неорганических сорбентов, содержащих $\text{CaO-Fe}_2\text{O}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$, связана с тем, что сочетание различных компонентов в этой системе (шлак сталелитейной промышленности) позволяет получить материалы, способные эффективно сорбировать, как неорганические катионы (тяжелые металлы, аммоний и др.), так и анионы (фосфат, арсенат и др.) из растворов. Известно, что шлаки сталелитейной промышленности могут быть эффективными сорбентами при очистке воды от тяжелых металлов, фосфат- и аммоний-ионов, которые являются одними из самых распространенных загрязнителей воды во всем мире. С другой стороны комплексная утилизация отходов металлургических производств является не менее актуальной задачей [1 – 4].

Цель работы состояла в анализе и проведении испытаний на сорбционную активность материалов, полученных из сталелитейного шлака Бекабадского металлургического комбината.

Для улучшения сорбционной активности шлак обжигали при разных температурах (500 – 900 °С). Сорбционные эксперименты проводили с использованием полученных образцов для исходных растворов хлорида никеля, дигидрофосфата аммония с концентрацией 2 мМ, масса сорбента 100 мг, объем раствора 100 мл, температура 25 °С, время до достижения равновесия – 24 часа. Концентрацию сорбата определяли с помощью атомно-абсорбционного анализа (AAS-30-USA-690, Perkin-Elmer), масс-спектрометрического анализа (Elan-600, ISP MS Perkin-Elmer), pH контролировали с помощью цифрового pH-метра. Для характеристики сорбента использовали рентгенофазовый анализ (XRD Shimadzu 6100), электронную микроскопию (Jeol), порозиметр (Autosorb Quantochrom).

Для исследования изотерм сорбции в химические стаканы емкостью 100 мл (V) помещали по

0,001 г (m) сорбента, вводили аликвоты рабочего раствора элемента с возрастающим содержанием элемента и доводили рН до определенного значения при оптимальном времени (24 часа) и температуре 25 ± 2 °С. Затем определяли концентрацию сорбированного вещества в элюате до и после сорбции (в фильтрате), в каждом опыте по полученным данным строили графическую зависимость – изотерму (рисунок 1) в координатах q_e (ммоль/л) от C_e – равновесная концентрация введенного элемента в растворе, ммоль /л, где: $q_e = \frac{(C_i - C_e) \cdot V}{C_i \cdot m}$.

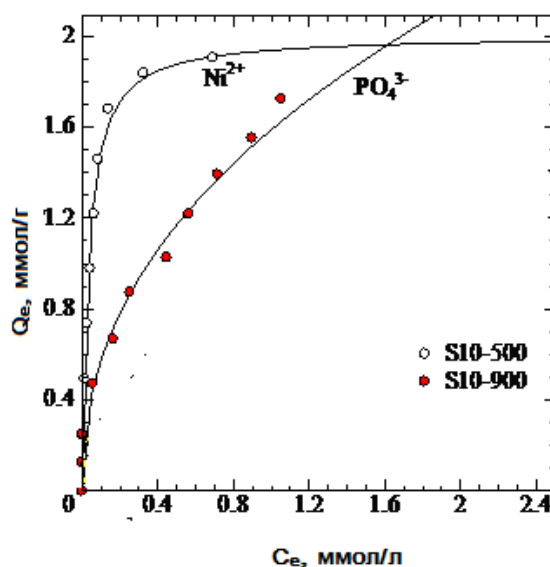


Рисунок 1 – Изотермы сорбции

В таблицах 1, 2 приведены экспериментальные данные по изучению сорбционной активности термически активированных образцов сталелитейного шлака. Для исследованных сорбционных систем характерны изотермы Лэнгмюровского типа и по Фрейндлиху, которые являются наиболее распространенными моделями для рассмотрения сорбции в растворе. Для оценки достоверности изотерм сорбции (по Лангмюру и Фрейндлиху) использовали квадратичное отклонение от рассчитанной прямой экспериментально найденных точек R^2 .

Таблица 1 – Сорбционные данные сталелитейного шлака Бекабадского металлургического комбината

| Температура обжига | C_f (ммоль/л) | Сорбция (%) | Сорбция (ммоль/г) | pH_i | pH_f |
|--------------------|-----------------|-------------|-------------------|--------|--------|
| Ni^{2+} | | | | | |
| 0 | 9,04 | 9,60 | 0,48 | 5,73 | 5,21 |
| 500 | 8,98 | 10,20 | 0,51 | 5,79 | 5,37 |
| 600 | 9 | 10,00 | 0,50 | 5,74 | 5,56 |
| 700 | 9,23 | 7,70 | 0,39 | 5,73 | 5,74 |
| 800 | 9,26 | 7,40 | 0,37 | 5,74 | 5,7 |
| 900 | 9,2 | 8,00 | 0,40 | 5,76 | 5,69 |
| 1000 | 9,32 | 6,80 | 0,34 | 5,75 | 5,66 |
| PO_4^{3-} | | | | | |
| 0 | 7,33 | 26,70 | 1,34 | 4,52 | 5,81 |
| 500 | 7,03 | 29,70 | 1,49 | 4,53 | 6,27 |
| 600 | 7,08 | 29,20 | 1,46 | 4,52 | 6,2 |
| 700 | 7,43 | 25,70 | 1,29 | 4,56 | 6,19 |
| 800 | 7,18 | 28,20 | 1,41 | 4,57 | 6,1 |
| 900 | 8,42 | 15,80 | 0,79 | 4,55 | 5,95 |
| 1000 | 8,79 | 12,10 | 0,61 | 4,51 | 5,84 |

Таблица 2 – Расчетные параметры изотерм сорбции

| Образец | Сорбат | Сорбция по Лангмюру | | | | Сорбция по Фрейндлиху | | |
|---------|-------------------------------|-----------------------------|----------------|----------------|------------------|-----------------------------|------|----------------|
| | | Q ₀ (ммоль/г) | b (л/ммоль) | R ² | ΔG (кДж/моль) | K _F (ммоль/г) | n | R ² |
| S10-500 | Ni ²⁺ | 2,03 | 25,41 | 0,9989 | -4,98 | 5,14 | 1,75 | 0,9601 |
| S10-900 | PO ₄ ³⁻ | 2,09 | 3,21 | 0,9599 | -3,96 | 1,61 | 2,26 | 0,9912 |

Уравнение Лэнгмюра:

$$\frac{C_e}{Q_e} = \left(\frac{1}{K_L Q_0}\right) + \left(\frac{1}{Q_0}\right)C_e$$

где C_e – равновесная концентрация после сорбции (мг/л);

Q_e – количество адсорбированного меди при равновесии (ммоль/г);

Q₀ – адсорбционная емкость, соответствующая образованию монослоя из адсорбированных ионов на поверхности адсорбента;

K_L – константа Лэнгмюра, показывающая энергию адсорбции. С помощью построения графика с отложенными на оси ординат (C_e/Q_e) и C_e на оси абсцисс, получали значения K_L по отрезку на оси ординат) и Q₀ (по тангенсу угла наклона прямой к оси абсцисс).

Уравнение Фрейндлиха:

$$\log Q_e = \log K_F + (1/n)\log C_e$$

где C_e – равновесная концентрация после сорбции (ммоль/л);

Q_e – количество адсорбированного вещества при равновесии на единицу массы сорбента (ммоль/г);

K_F и n – константы, рассчитанные из отрезка на оси ординат и угла наклона на графике зависимости log Q_e от log C_e. Значение n, находящееся между 1 и 10, соответствует преимущественной сорбции на сорбенте.

Согласно данным элементного анализа в составе шлака имеются следующие компоненты (%): SiO₂–23,40, Al₂O₃– 8,46, Fe₂O₃–31,66, TiO₂–0,95, CaO–22,14, MgO–6,47, Na₂O–3,26, MnO–3,66, плотность 3,72 г/см³. По данным рентгенофазового анализа на рисунке 2 в составе шлака имеются следующие кристаллические фазы – FeO, гибсит – Ca₃Al₂(SiO₄)₃OH₄, браунмиллерит – Ca₂(Al,Fe⁺³)₂O₅ и ларнит – Ca₂SiO₄. Причем две последние фазы присутствуют во всех образцах, нагретых до 1000 °С. При нагревании исходного шлака до 500 °С не разрушаются исходные FeO, Ca₂(Al,Fe⁺³)₂O₅, Ca₂SiO₄, но исчезает фаза гибсита и происходит образование новых фаз, содержащих Mg и Mn, Al, Ca, Fe (54CaO·16SiO₂·Al₂O₃·MgO, CaMn₂O₄, Mn₃O₄, CaFeO₂, CaO). В таком виде шлак остается неизменным до 700 °С, когда происходит переход фазы FeO в магнетит Fe²⁺(Fe³⁺)₂O₄, а также исчезает кристаллическая фаза CaMn₂O₄. При 800 °С полностью исчезают пики 54CaO·16SiO₂·Al₂O₃·MgO, который разлагается до CaO, а также появляются кристаллические магнийсодержащие фазы магнезиоферита – MgFe²⁺Fe³⁺O₄ и энстантита – MgSiO₃. Вместо кристаллической фазы CaMn₂O₄ появляется фаза Mn₃O₄. Дальнейшее нагревание до 900 °С приводит к исчезновению этой фазы – Mn₃O₄ и фаз – MgFe²⁺³⁺O₄ и CaFeO₂ и появлению новой магний- и марганецсодержащей фазы - Mg₆MnO₈. При 1000 °С образуется новая фаза кандилита – (Mg,Fe⁺²)₂(Ti,Fe³⁺,Al)O₄.

Данные электронной микроскопии также подтверждают неоднородную структуру и наличие частиц нескольких компонентов составе шлака (рисунок 3).

Данные термического анализа подтверждают данные рентгенофазового анализа и свидетельствуют о фазовых трансформациях, начиная с 800 °С, сопровождающихся прибылью массы (рисунок 4).

При сравнении данных сорбционной активности видно, что активность сорбента по отношению к ионам PO₄³⁻ выше, чем по отношению к ионам Ni²⁺. После обжига наиболее активным образцом для сорбции фосфата является образец, активированный при температуре 900 °С, а для сорбции никеля – образец, активированный при температуре 500 °С.

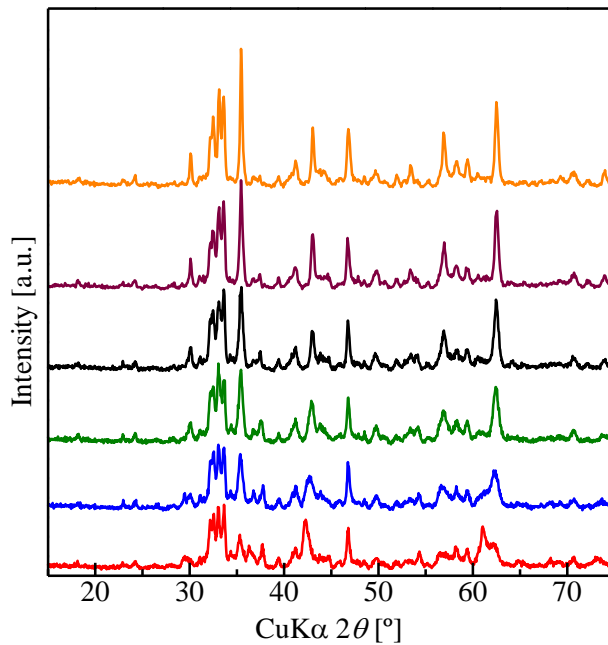


Рисунок 2 – Данные рентгенофазового анализа образцов сталелитейного шлака, обожженных при разных температурах

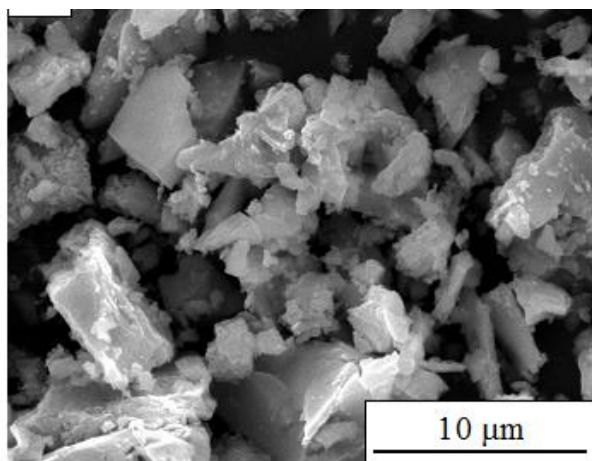


Рисунок 3 – Микрофотография образца сталелитейного шлака

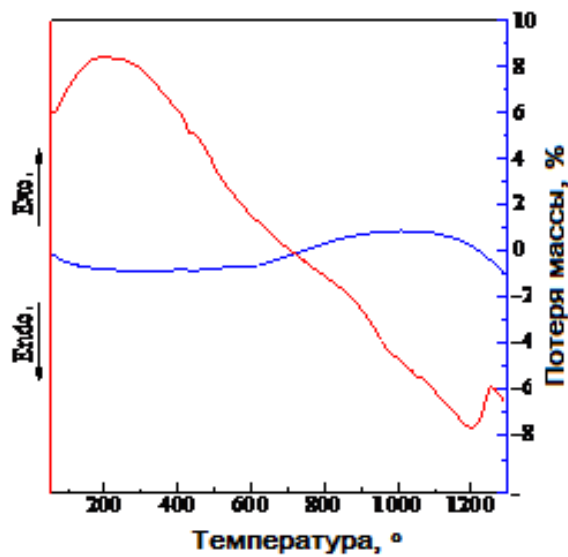


Рисунок 4 – Данные термического анализа образца сталелитейного шлака

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что образцы, термически активированного сталелитейного шлака, обладают способностью сорбировать ионы никеля и фосфата из водных растворов и могут быть потенциальными сорбентами при водоочистке.

Библиографический список

1. T. Takahashi, K. Yabuta, New applications for iron and steelmaking slag. NKK Technical Review 87 (2002) 38-44.
2. S. V. Dimitrova, Metal sorption on blast-furnace slag, Water Res. 30 (1996) 228-232.
3. V. K. Jha, Y. Kameshima, A. Nakajima, K. Okada, Hazardous ions uptake behavior of thermally activated steel-making slag, J. Hazard. Mater. B114 (2004) 139-144.
4. V. K. Jha, Y. Kameshima, A. Nakajima, K. Okada, Utilization of steel-making slag for the uptake of ammonium and phosphate ions from aqueous solution, J. Hazard. Mater. 156 (2008) 156-162.

УДК 662.869:65.011.056

ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕЕ ОПТИМАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ СЖИГАНИЕМ ТОПЛИВА В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Бондарева А.Р.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, asm@magtu.ru, albina_bondareva_2012@mail.ru*

Аннотация: Типовой способ управления сжиганием топлива путем объемного пропорционирования расходов топлива и воздуха и стабилизации коэффициента расхода воздуха недостаточно эффективен в условиях нестационарного режима работы промышленной нагревательной печи. Зависимость рационального значения коэффициента расхода воздуха от расхода топлива имеет нелинейный вид и подвержена действию различного рода неконтролируемых возмущений.

Для определения текущего рационального соотношения газ-воздух предлагается использовать поисковую систему, которая позволила бы определять и поддерживать соотношение газ-воздух для получения максимального теплового эффекта от сжигания.

Опытная эксплуатация системы оптимизации процесса сжигания топлива в промышленных нагревательных печах показала, что снижение удельного расхода топлива на нагрев заготовок составляет от 2 до 5 %.

Ключевые слова: система автоматической оптимизации, управление процессом сжигания топлива, коэффициент расхода воздуха, управление температурой.

OPTIMAL ENERGY-SAVING CONTROL OF FUEL COMBUSTION IN THE WORK SPACE OF HEATING FURNACES

Parsunkin B.N., Andreev S.M., Bondareva A.R.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, asm@magtu.ru, albina_bondareva_2012@mail.ru*

Abstract: A standard method of fuel burning control by volumetric fuel-air consumption proportioning and the air flow consumption coefficient stabilizing is not efficient enough under conditions of industrial heating furnace non-stationary mode of operation. The dependence of the air consumption coefficient rational value on fuel consumption has not a linear form and is subject to various kinds of uncontrolled disturbances.

To determine the current air-gas ratio it is proposed to use a search system that would define and maintain the gas--air ratio for maximum combustion heat effect.

The pilot operation of the fuel combustion process optimization system in the industrial heating furnaces showed the reduction in fuel consumption for heating billets by 2 to 5 %.

Key words: system of automatic optimization, fuel combustion process control, the air flow consumption coefficient, temperature control.

В настоящее время подавляющее большинство систем управления процессом сжигания топлива в рабочем пространстве металлургических печей построено по схеме объемного пропорционирования расходов газа и воздуха и осуществляется путем целенаправленного изменения расхода воздуха при изменении расхода топлива [1 – 4]. В основе идеологии работы такой системы положено определение и поддержание на заданном уровне коэффициента расхода воздуха:

$$\alpha_B = \frac{V_B^D}{V_B^T}, \quad (1)$$

где V_B^D – действительное значение расхода воздуха, м³/ч;

$V_B^T = L_0 \cdot V_T$ – теоретическое значение расхода воздуха, требуемого для полного сжигания топлива, м/ч;

V_T – расход топлива, м³/ч;

L_0 – коэффициент, численно равный количеству воздуха, необходимого для полного сжигания единицы топлива (для природного газа $L_0 = 9,9$), м³/м³.

Система управления сжиганием топлива обеспечивает выполнение условия:

$$V_B^D = \alpha_B \cdot L_0 \cdot V_T. \quad (2)$$

Коэффициент расхода воздуха в данной схеме является параметром коррекции значения V_B^D . Цель введения корректирующего коэффициента вызвана необходимостью устранения химического недожога или избытка воздуха, что позволяет минимизировать затраты энергоресурсов.

Обычно по опыту эксплуатации печи в зависимости от типа топливосжигающего устройства (горелки), значение коэффициента расхода воздуха α_B для каждой печи определяется в зависимости от величины расхода газа. Для каждой печи существует своя индивидуальная зависимость величины α_B от расхода газа V_T [5, 6]. Зависимости коэффициента расхода воздуха α_B от расхода газа V_T и расхода воздуха V_B от расхода газа V_T приведены на рисунке 1.

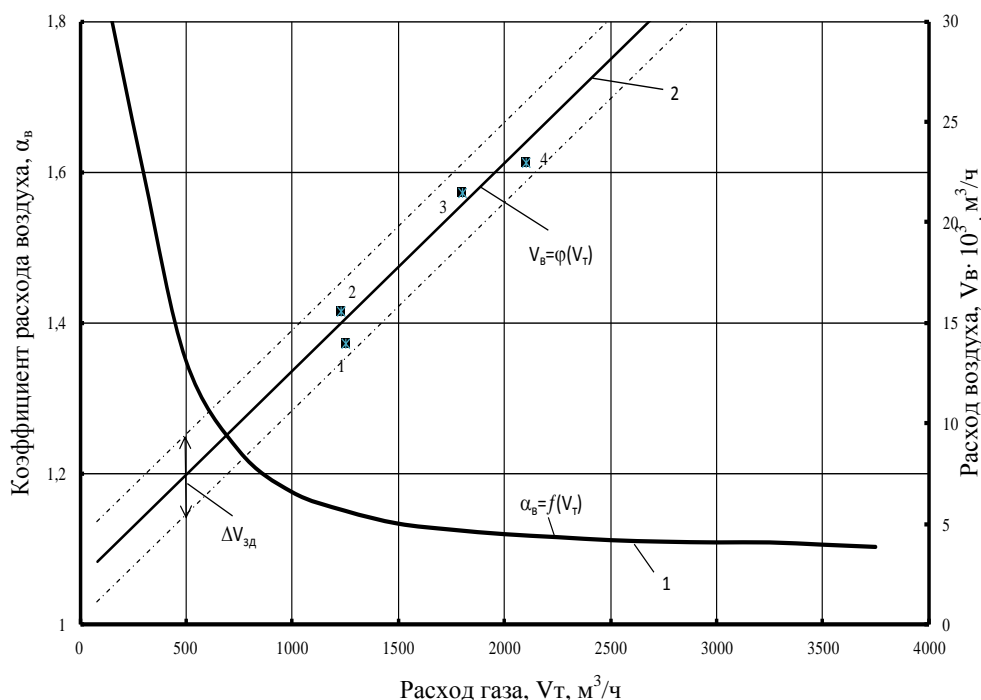


Рисунок 1 – Зависимости коэффициента расхода воздуха от расхода газа $\alpha_B = f(V_T(\tau))$ и расхода воздуха от расхода газа $V_B = \varphi(V_T(\tau))$

Полученные зависимости можно назвать рациональными или рабочими характеристиками. При этом обеспечивается достаточно полное сгорание топлива в газозвушной смеси и достижение максимальной температуры горения.

Повышенное значение расхода воздуха при малых значениях расхода газа обеспечивает поддержание необходимой кинетической энергии струи газозвоздушной смеси, что способствует созданию турбулентности. В противном случае при недостаточной турбулентности струи основное горение будет происходить внутри корпуса горелки, что приводит к преждевременному выходу ее из строя. При больших расходах газа поддерживается пониженное значение расхода воздуха, по сравнению с теоретически рассчитанным. Недостаток воздуха при интенсивном перемешивании компенсируется подсосами в струю газов из рабочего пространства печи, где процентное содержание кислорода составляет 3 – 8 %.

Зависимость коэффициента расхода воздуха от расхода газа $\alpha_B = f(V_T(\tau))$ существенно нелинейна и имеет гиперболический вид.

Поддержание значения коэффициента расхода воздуха α_B на требуемом рациональном уровне требует постоянного вмешательства технолога-оператора в режимы управления процессом сжигания при изменении расхода газа. Неконтролируемые изменения требуемого значения α_B приводят к необходимости применения более эффективных систем управления.

Для обеспечения нормальных условий сжигания топлива последнее время используется импульсный способ управления процессом горения, который обеспечивает работу горелок в зоне стабильного значения коэффициента расхода воздуха, то есть при больших расходах газа и воздуха. Управление температурным режимом в этом случае осуществляется за счет изменения числа работающих горелок или продолжительности их работы по определенным закономерностям.

Такой способ достаточно сложен в управлении, так как требует установки на каждой горелке запорных электрических клапанов на газе и воздухе и использования надежной и безаварийной системы розжига горелки при каждом ее включении.

Более эффективным способом энергосберегающего оптимального управления процессом сжигания топлива является использование систем автоматической оптимизации управления, которые обеспечивают определение и поддержание такого расхода воздуха, при котором обеспечивается максимально возможная температура рабочего пространства. Особенно эффективно применение таких систем при условии выделения неконтролируемых количеств топлива по ходу технологического процесса.

Например, дожигание СО в рабочем пространстве при выплавке стали. В конечном итоге это приводит к поддержанию требуемой температуры рабочего пространства при минимальном расходе топлива.

Система автоматической оптимизации, [1] в результате непрерывного поиска определяет значение соотношения топливо-воздух, обеспечивающее максимальную при данном расходе топлива температуру в рабочем пространстве печи.

В основу работы данной системы положен принцип запоминания максимума первой производной от температурного параметра при постоянной скорости изменения входного управляющего воздействия (расхода воздуха) с остановкой ИМ в момент достижения максимума.

Переходный поисковый режим работы САОУ определяется системой уравнений:

$$\left. \begin{aligned} X(\tau) &= X_0 + \sigma \cdot K_{И} \cdot \tau, \quad 0 \leq \tau \leq \tau_{И}; \quad Y(\tau) = f[X(\tau)]; \\ T_0 \cdot \frac{dT(\tau)}{d\tau} + T(\tau) &= f[X(\tau)]; \\ \text{если } \frac{dT(\tau)}{d\tau} \geq 0, \text{ то } \sigma &= \begin{cases} +1 \text{ при } \frac{dT(\tau)}{d\tau} - \frac{dT_{MAX}}{d\tau} + \Delta \left(\frac{dT(\tau)}{d\tau} \right) \geq 0 \\ 0 \text{ при } \frac{dT(\tau)}{d\tau} - \frac{dT_{MAX}}{d\tau} + \Delta \left(\frac{dT(\tau)}{d\tau} \right) < 0 \end{cases} \\ \text{если } \frac{dT(\tau)}{d\tau} < 0, \text{ то } \sigma &= -1 \text{ при } \frac{dT(\tau)}{d\tau} + \Delta \left(\frac{dT(\tau)}{d\tau} \right) < 0 \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

где $X(\tau)$ и X_0 – текущее значение входного управляющего воздействия САО и его начальное значение в момент включения САО;

$K_{И} = \frac{dX}{d\tau} = \text{const}$ – постоянное значение скорости изменения входного управляющего воздействия;

τ – текущее время;

$\tau_{И}$ – продолжительность движения исполнительного механизма, изменяющего величину вход-

ного параметра в выбранном направлении;

$Y(\tau)$ – установившееся (в соответствии со статической характеристикой оптимизируемого процесса) значение выходного температурного параметра в момент времени τ ;

T_0 – постоянная времени, количественно характеризующая инерционность оптимизируемого процесса;

$T(\tau)$ – текущее значение выходного параметра;

$\frac{dT_{MAX}}{dt}$ – максимальное значение первой производной, достигнутое за время движения исполнительного механизма в выбранном направлении, то есть на интервале времени $0 \leq \tau \leq \tau_{II}$;

$\Delta\left(\frac{dT(\tau)}{dt}\right)$ – зона нечувствительности САО по параметру $\frac{dT(\tau)}{dt}$.

В результате реализации данного поискового режима работы САОУ была получена расчетная траектория изменения температурного параметра, представленная на рисунке 2.

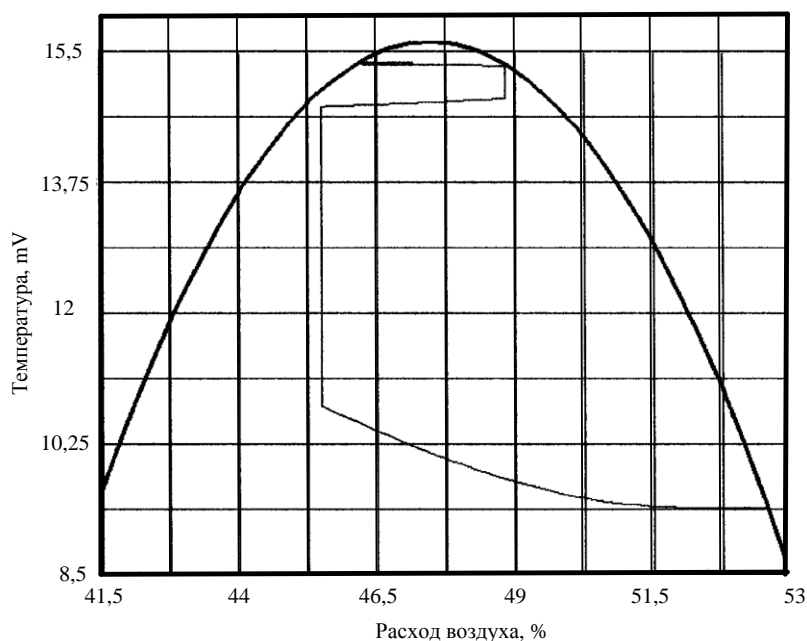


Рисунок 2 – Расчетная траектория изменения температурного параметра при работе САОУ

Техническая реализация рассматриваемой САОУ процесса сжигания топлива с использованием отечественного микропроцессорного регулирующего контроллера приведена в [7].

Подобная система автоматической оптимизации эксплуатировалась на стане 2500 ОАО «ММК» на второй сварочной зоне методической печи № 1. Для определения эффективности работы САОУ процесса сжигания топлива было выбрано три режима работы методической печи: режимы нагрева слябовых заготовок горячего и холодного посада и режим управления методической печью при простое. В общем случае, на период проведения эксперимента экономия топлива составила 2 – 5 %.

Полученные результаты позволяют сделать обоснованный вывод о необходимости и целесообразности интеграции разработанного принципа энергосберегающего управления процессом сжигания топлива в структуру АСУ ТП промышленных печей в качестве одного из типовых элементов.

Библиографический список

1. Казакевич, В.В. Системы автоматической оптимизации [Текст] / В.В. Казакевич, А.Б. Родов – М.: Энергия, 1977. – 288 с.
2. Парсункин, Б.Н. Оптимальные топливосберегающие режимы нагрева непрерывнолитых заготовок в методических печах [Текст] / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, Д.Ю. Жадинский, А.У. Ахметова. – Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015.– №3. – С. 89– 96.
3. Андреев, С.М. Разработка и исследование работы системы энергосберегающего управления

нагревом заготовок в методических печах листопрокатных станков [Текст] / С.М. Андреев, Б.Н. Парсункин, Т.У. Ахметов. – Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014.– №1. – С. 122–128.

4. Парсункин, Б.Н. Оптимизация управления технологическими процессами в металлургии: монография [Текст] / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, У.Б. Ахметов. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. университета им. Г.И. Носова, 2006. – 198 с.

5. Парсункин, Б.Н. Адаптивные статистические модели, синтезированные на основе ИНС [Текст] / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, Обухова Т.Г., М.С. Галдин, Т.У. Ахметов. – Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012.– №4. – С. 68–71.

6. Парсункин, Б.Н. Исследование оптимального энергосберегающего процесса сжигания топлива в рабочем пространстве металлургических печей [Текст] / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, Т.Г. Обухова. – Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. – №4. – С. 28-36.

7. Парсункин Б.Н. Система экстремального регулирования топливо – воздух [Текст] / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, А.В. Леднов. – Электротехнические системы и комплексы: межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск, Изд-во Магнитогорск. гос. техн. университета им. Г.И. Носова. 2001. – С. 262-269.

УДК 669.046:662.951.25

ГОРЕЛОЧНОЕ УСТРОЙСТВО С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕПЛА УХОДЯЩИХ ГАЗОВ ДЛЯ ОТОПЛЕНИЯ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ

Стерлигов В.В., Шадринцева Д.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия
razm@list.ru; schadrintseva.darya@yandex.ru*

***Аннотация:** Работа посвящена энергосбережению в металлургии. Экономия энергоресурсов достигается за счет установки оборудования для использования тепла уходящих газов. Была разработана система отопления, в которой устройство для сжигания газа совмещено с утилизацией тепла уходящих газов. Использование комбинированного устройства позволяет экономить энергоресурсы и значительно упростить систему подвода газа и воздуха в агрегате, что снизит капитальные затраты на его строительство.*

***Ключевые слова:** энергосбережение; система отопления; газовая горелка; утилизация тепла; комбинированное устройство.*

BURNER DEVICE USING THE HEAT OF EXHAUST GASES FOR HEATING UNITS TEPLOTEHNIЧЕСКИИ

Sterligov V.V., Shadrintseva D.A.

*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, Russia
razm@list.ru; schadrintseva.darya@yandex.ru*

***Abstract:** The work is dedicated to energy efficiency in the industry. Energy savings achieved through the installation of equipment for the heat of exhaust gases. Heating system has been developed in which a device for burning gas is combined with heat recovery of exhaust gases. Using a combination unit saves energy and significantly simplify the supply of gas and air in the unit, which will reduce the capital cost of its construction.*

***Key words:** energy efficiency; heating system; gas-burner; heat recovery; the combined device.*

Энергосбережение является актуальной проблемой особенно для производств, где доля энергии в себестоимости продукции является значительной. Это прежде всего производства, в которых используются пиропроцессы в различных теплотехнических устройствах.

В металлургическом производстве разливка стали осуществляется в сталеразливочные ковши. Во время выпуска плавки из конвертора или дуговой электропечи, температура расплава может достигать высоких значений около 1500 – 1600 °С. Температура рабочего слоя футеровки ковша при заливке, как правило, значительно ниже. Это вызывает напряжения в рабочем слое футеровки, которые могут привести к образованию сколов. Для того чтобы этого избежать необходим предварительный нагрев футеровки сталеразливочных ковшей.

В настоящее время на российских и зарубежных металлургических предприятиях широкое распространение получил высокотемпературный разогрев футеровок сталеразливочных ковшей, который обеспечивает повышение их стойкости и срока службы, снижает потери тепла расплавом. Кроме того, разогрев кладки позволяет устранить отбор тепла кладкой от металла и устранить необходимость перегрева металла перед выпуском.

Способы нагрева сталеразливочных ковшей на отечественных предприятиях принципиально мало различаются – в основном используют установки, оборудованные крышками и газогорелочными устройствами различной конструкции, создающими факел, заполняющий весь объем ковша.

Это направление (разогрев ковшей) является широкомасштабным, и только на одном Западно-Сибирском металлургическом комбинате (ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК») расходуется свыше 85 млн. м³/год природного газа. При этом теплотехнический к.п.д. агрегата является очень низким, что определяет большие потери тепла с уходящими газами, это тепло не используется в качестве вторичного энергоресурса и составляет в тепловых балансах 40-50 % всего потребляемого тепла. Такая же ситуация существует и на других производственных теплотехнических агрегатах.

Экономия энергоресурсов может быть достигнута за счет установки специального оборудования для использования тепла уходящих газов. Мы предлагаем создать такую систему отопления, в которой устройство для сжигания газа совмещено с утилизацией тепла уходящих газов. Наряду с обычным теплотехническим эффектом (экономия энергоресурсов) использование такого комбинированного устройства, которое называется «рекуперативной горелкой», позволяет значительно упростить систему подвода газа и воздуха в агрегате, что снизит капитальные затраты на его строительство. Отказ от трубопроводов для горячего воздуха позволяет избежать теплопотерь при движении его в обычных системах отопления. Рекуперативная горелка создается на основе конструкции плоскопламенной горелки, при этом аэродинамика позволяет производить отсос через центральную трубу. Такое отопление позволяет увеличить интенсивность теплопередачи этих плоскопламенных горелок по сравнению с обычными струйными.

Проведены расчеты внешнего теплообмена в рабочем объеме ковша, который выбран как основной объект приложения полученных результатов. Этот аналитический расчет дал основные характеристики излучения, которые должны быть достигнуты создаваемой горелкой. Также определена геометрия факела, кинематические характеристики его и требуемое распределение температур, выполнено конструирование горелочного устройства, размеры которого обеспечивают требуемые характеристики процессов и тепловую мощность.

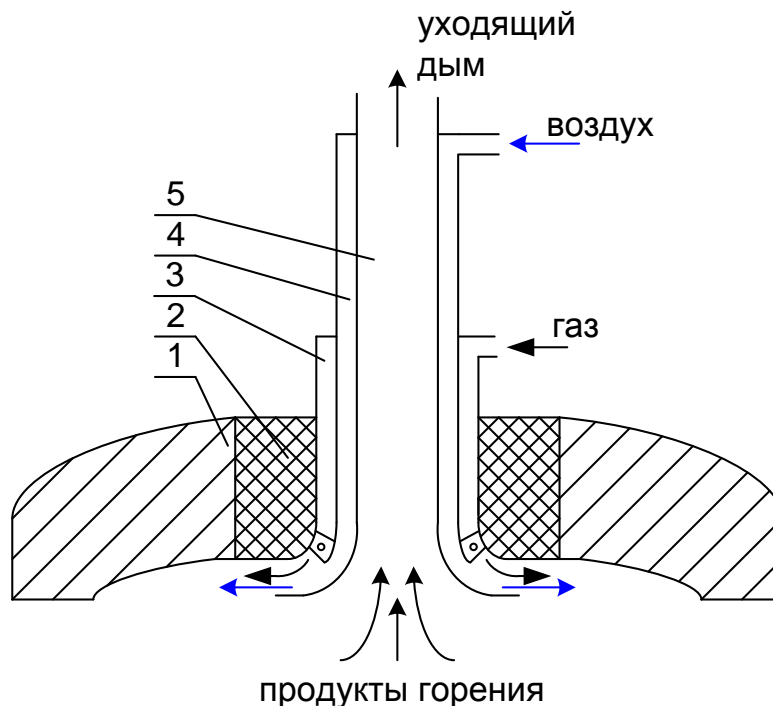
Проделанные расчеты теплообмена показывают большую интенсивность при косвенно направленном радиационном режиме (КНРР) по сравнению с равномерно распределенным радиационным режимом (РРРР). Такие же выводы представлены в литературных источниках [1 – 3].

При КНРР факел располагается вблизи поверхности кладки, что может быть достигнуто при использовании плоскопламенных [1] или факельно-сводовых горелок [2]. Используемые схемы отопления предполагают отвод продуктов горения вне пределов факела. Было предложено, что образование факела и отвод дыма должны быть сопряжены в одном месте. Это возможно при радиальном растекании факела только через центральную часть горелки, т.к. в любой другой точке обогреваемой поверхности движется факел и отвод продуктов горения здесь невозможен.

В настоящее время сводовое отопление, реализуется при использовании плоскопламенных горелок, конструкции которых представлены, в основном, двумя типами горелок ГР и ГПП [4].

Несмотря на некоторое отличие в конструкции оба эти типа горелок имеют идентичную схему потоков. Из устья горелки выходят два вращающихся потока газа и воздуха, которые благодаря тороидальному профилю горелочного блока растекаются вследствие центробежных сил, создавая угол раскрытия факела 180 градусов, образуя плоское пламя, что и определяет название таких горелок.

Но центральная часть этих горелок не может быть использована для отвода дыма, т.к. занята исходящими потоками воздуха и газа. Поэтому необходима специальная новая конструкция горелки, обеспечивающая разомкнутый факел с использованием подогрева воздуха в самой горелке. Схема горелочного устройства представлена на рисунке 1.



1 – свод; 2 – горелочный блок; 3 – газовая труба; 4 – воздушная труба; 5 – дымовая труба

Рисунок 1 – Схема горелочного устройства

Факел, формируемый профилем проточной части, растекается с углом раскрытия 180 градусов (плоский факел) и растекается по поверхности свода 1. Горелочный блок 2 имеет профиль, определяемый способом формирования растекания факела – радиальный факел или закрученный, что будет обсуждено ниже, при этом газ подается через трубу 3, а воздух по трубе 4. Из чисто умозрительных рассуждений можно видеть, что при захвате факелом объемов печной газовой среды в центре факела образуется дефицит массы (локальное разрежение). Поэтому к этому месту будут постоянно подтекать новые объемы продуктов горения. Такое предположение подтверждается специальными экспериментами [5]. Эту зону разрежения (зону возвратного движения) нужно использовать для отбора дыма через центральную дымовую трубу 5.

Для обеспечения минимального аэромеханического сопротивления скорость движения дыма должна быть минимальной, что требует максимально возможного диаметра дымовой трубы.

При этом будет увеличиваться доля лучистой теплоотдачи от дымовых газов к стенкам дымовой трубы 5. Т.к. дым отбирается непосредственно из рабочего пространства, то температура дыма будет высокой (более 1000 °С) и при этом преобладающим будет лучистый теплообмен в газовой среде. Поскольку газы излучают всем объемом, то нужно увеличивать величину газового объема, в нашем случае – диаметр газовой трубы. Специальные опыты [6] показывают, что увеличение диаметра трубы, по которой проходят горячие дымовые газы с 50 мм до 150 мм увеличивают тепловой поток в 5 раз. Приведенный анализ позволяет определить ключевые положения, которые должны быть учтены при разработке конструкции горелок.

С учетом высокой температуры продуктов горения ($t_d > 1400$ °С) рекуператор будет работать в радиальном режиме, а с учетом движения потоков и расположения рекуператора его можно классифицировать как «радиальный щелевой одностороннего нагрева» [6].

Анализ интенсивности нагрева кладки при двух режимах теплообмена показал, что косвенно направленный радиационный режим более эффективен. На основе анализа предложен новый способ отопления с использованием вновь созданной горелки, определена геометрия факела, кинематические характеристики его и требуемое распределение температур, выполнено конструирование горелочного устройства, размеры которого обеспечивают требуемые характеристики процессов и тепловую мощность.

Разработана рекуперативная горелка, которая была испытана на аэродинамическом стенде, что подтвердило ее работоспособность.

Библиографический список

1. Еринов Е.А., Сорока Б.С. Рациональные методы сжигания газового топлива в нагревательных печах. Киев : Техніка, 1970. – 252 с.
2. Кузовников А.А., Дружинин Г.М. и др. Промышленное освоение и оценка эффективности тепловой работы нагревательных печей при сводовом отоплении. Отчет ВНИИМТ. Свердловск, 1976. – 200 с.
3. Улучшение топливоиспользования и управление теплообменом в металлургических печах / В.Г. Лисиенко, В.В. Волков, Ю.К. Маликов. М.: Металлургия, 1988. – 231 с.
4. Современные горелочные устройства (конструкции и технические характеристики): Справочное издание / А. А. Винтовкин [и др.]. М.: Машиностроение-1, 2001. – 496 с.
5. Иванов Д.А., Сеничкин Б.К. Аналитическое определение коэффициента теплоотдачи с помощью пристеночных функций // Энергетики и металлургии настоящему и будущему России : материалы 8-й Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и специалистов / под общ. ред. Б.К. Сеничкина. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. – С. 141– 145.
6. Тебеньков Б.П. Рекуператоры для промышленных печей. М.: Металлургия, 1975, – 296 с.

УДК 678.01

ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ СОЗДАНИЯ НОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

Ершова О.В., Мельниченко М.А., Кадушкина М.В.,
Чупрова Л.В., Потапова Ю.С.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова
Магнитогорск, Россия, chem@magtu.ru*

Аннотация. Загрязнение окружающей среды твёрдыми бытовыми и промышленными отходами является одной из наиболее острых экологических проблем. Наиболее рациональным способом устранения отходов является их утилизация. Современным направлением вторичной переработки полимеров является создание композиционных материалов на основе полимерной матрицы с добавлением неорганических наполнителей. В качестве наполнителя авторы предлагают использовать техногенные минеральные отходы. В статье сделан обзор основных техногенных отходов, а также указаны области их применения. Сделан вывод о необходимости работы над созданием новых композитов на основе вторичного сырья.

Ключевые слова: твёрдые бытовые отходы, полимерные отходы, техногенные минеральные отходы, зола, шлак, утилизация, композиционный материал, наполнитель.

POSSIBILITY OF USE OF TECHNOGENIC WASTE FOR CREATION OF NEW MATERIALS

Yershova O.V., Melnichenko M.A., Kadushkina M.V., Chuprova L.V., Potapova Yu.S.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, e-mail: chem@magtu.ru*

Abstract. Environmental pollution by solid household and industrial wastes is one of the most acute environmental problems. The most rational way of elimination of waste is their utilization. The modern direction of secondary processing of polymers is creation of composite materials on the basis of a polymeric matrix with addition of inorganic fillers. As a filler authors suggest to use technogenic mineral waste. In article the review of the main technogenic waste is made, and also areas of their application are specified. The conclusion is drawn on need of work on creation of new composites on the basis of secondary raw materials.

Key words: municipal solid waste, plastic waste, man-made mineral waste, ash, slag, waste, composite filler.

Проблема рационального и комплексного использования сырьевых ресурсов неразрывно связана с проблемой утилизации промышленных и твёрдых бытовых отходов (ТБО). Твёрдые бытовые

отходы оказывают влияние на все компоненты экосистемы: воздух, поверхностные и подземные воды, почву, растительный и животный мир. Загрязнение окружающей среды твёрдыми бытовыми и промышленными отходами и продуктами их разложения является одной из наиболее острых экологических проблем. Решение этой проблемы позволит не только уменьшить нагрузку на биосферу, но и получить дополнительный источник сырья (при рециклизации и переработке) или энергии.

По своему составу твёрдые бытовые отходы неоднородны и состоят из макулатуры, чёрных и цветных металлов, пищевых отходов, пластмасс, стекла и текстиля. С учётом данных различных источников, бытовые отходы имеют следующий морфологический состав по объёму (в %): бумага – 41, пищевые отходы – 21, стекло – 12, железо и его сплавы – 10, пластмассы – 5, древесина – 5, резина и кожа – 5, текстиль – 1. Этот состав непостоянный и может меняться в зависимости от географического положения, времени года, а также уровня промышленного развития страны, так как рост производства и потребления различных материалов приводит только к увеличению отходов.

Наиболее рациональным способом устранения отходов является их утилизация. Сегодня практически все основные компоненты ТБО можно перерабатывать. Более того, переработка отдельных компонентов ТБО является достаточно прибыльным делом [8].

Существуют следующие пути утилизации твёрдых бытовых отходов: организация свалок, вторичное использование отходов, захоронение и их сжигание. Наиболее перспективным решением данной проблемы является создание новых малоотходных технологий производства различных материалов бытового, строительного и промышленного назначения с использованием вторичного сырья [2, 7].

Среди твёрдых бытовых отходов можно выделить полимерные и техногенные отходы, проблема переработки которых в настоящее время приобретает актуальное значение. Одним из решений этой проблемы является получение новых композиционных материалов, которые представляют собой матрицу полимера и минерального вяжущего компонента.

Анализ современных исследований показал, что из техногенного минерального сырья в композиции с глиной, цементом, гипсом, жидким стеклом, полимерами, можно получать материалы, обладающие рядом замечательных свойств: легкостью, низкой теплопроводностью, прочностью, огнеупорностью [1]. Благодаря этому, указанные композиционные материалы могут иметь самые широкие области применения: строительные материалы, легковесные огнеупоры, дорожная отрасль, производство цемента, производство бетона и растворов, производство сухих смесей, лакокрасочная промышленность, а также другие области, где требуется легкий, теплоизоляционный и негорючий материал.

Однако широкое применение техногенных отходов сдерживается определённой нестабильностью и неоднородностью многих побочных продуктов промышленности, что может привести к снижению качества строительной продукции. На изменчивость свойств таких отходов оказывают влияние не только условия их образования, но также химико-минералогический состав, условия и длительность хранения в отвалах.

Техногенные отходы образуются на предприятиях горнодобывающей, металлургической, химической, деревообрабатывающей, энергетической, строительных материалов и других отраслей промышленности [9]. В отвалах и шламохранилищах страны накоплено около 80 млрд. тонн твердых отходов. Под полигоны ежегодно отчуждается около 10 тыс. тонн пригодных для сельского хозяйства земель.

Уральский экономический район, как старейший регион с высоко развитой горнодобывающей и перерабатывающей промышленностью, лидирует по количеству горно-промышленных отходов (ГПО). Главными поставщиками техногенного сырья являются горнодобывающая и металлургическая промышленность, а также теплоэнергетика, использующая твердое топливо. К техногенному сырью относятся шлаки и зола, которые можно использовать в качестве компонентов для получения различных материалов [9].

Шлаки. К перспективным направлениям утилизации промышленных отходов относится применение их в качестве сырьевых компонентов в производстве строительных материалов различного назначения. Это позволяет не только снизить их стоимость, но в ряде случаев получить материалы с более высокими физико-механическими свойствами, по сравнению с материалами на основе традиционных составляющих.

Одним из наиболее эффективных направлений является использование промышленных отходов в качестве компонентов жаростойких материалов.

Пыли и шламы с высоким содержанием диоксида кремния (ферросилиция и ферросилико-

хрома) находят применение в производстве жидкого стекла. Значительное количество пылей и шламов ферроплавильного производства может быть использовано также для получения вяжущих материалов с различными свойствами.

Шлаки ферросилиция и силикохрома после измельчения применяют как мелкий пористый заполнитель бетона, а также в качестве сырья для получения микрозаполнителя и добавки в строительные растворы.

Феррохромовый шлак в значительном количестве можно применять для получения различных специальных покрытий (для разметок асфальтобетонных дорог, в качестве красителя при производстве коврово-мозаичных плиток) взамен дефицитных хромсодержащих пигментов.

Одним из перспективных направлений использования пылей и шламов сталеплавильных производств является внедрение технологии по получению из пылей и шламов железосодержащих пигментов, находящих широкое применение в лакокрасочной, резинотехнической, бумажной, керамической и других отраслях промышленности. Дефицит в таких пигментах высокий, а предприятий по их производству в России практически нет.

В настоящее время сталеплавильные шлаки, в основном, используют для производства щебня, необходимого в дорожном строительстве, и для изготовления строительных конструкций.

Получен положительный опыт использования шлаколитых плит в коксохимическом производстве АО «Мечел», шлаколитых утяжелителей для подводного пригружения магистральных нефтепроводов, тубингов для облицовки тоннелей метрополитена, бордюров дорожного строительства.

Алюмосиликатное огнеупорное техногенное сырье представлено большой группой каолин- и глиноземсодержащих материалов: вскрышные породы и отходы углеобогащения (каолинит + уголь), пылеунос ТЭС и вращающихся печей для обжига глинозема и шамота, шламовые отходы электрокорунда абразивного производства, высокоглиноземистые алюмотермические шлаки, травильные алюминийсодержащие растворы предприятий цветной металлургии и синтеза органических соединений (фосфаты, алкоголяты алюминия и другие), суммарный годовой прирост которых составляет более 600 млн. т [1].

Зола – несгорающий остаток с зёрнами мельче 0,16 мм, образующийся из минеральных примесей топлива при полном его сгорании и осаждаемый из дымовых газов золоулавливающими устройствами. В зависимости от вида топлива зола подразделяется на антрацитовую, каменноугольную, бурoughольную, сланцевую, торфяную и др.

Уровень утилизации этих отходов в России составляет около 4 – 5 %; в ряде развитых стран – около 50 %, во Франции и в Германии – 70 %, а в Финляндии – около 90 % их текущего выхода. В этих странах применяются в основном сухие золы, и проводится государственная политика, стимулирующая их использование. Так, в Польше резко повышена цена на землю под золоотвалы, поэтому ТЭЦ доплачивают потребителям с целью снизить собственные затраты на их складирование. В Китае золы доставляются потребителям бесплатно, а в Болгарии сама зола бесплатна. В Великобритании действуют пять региональных центров по сбыту зол [1].

В зависимости от вида сжигаемого угля, способа сжигания, температуры факела, способа золоудаления, сбора и хранения золы на ТЭС образуются следующие виды золошлаковых отходов: зола-уноса при сухом золоудалении с осаждением частиц золы в циклонах и электрофильтрах и накоплением в силосах; топливные шлаки при полном плавлении минеральной части топлива, осаждении расплава в нижней части топки котла и грануляции расплава водой аналогично придоменной грануляции доменных шлаков; золошлаковая смесь при совместном мокром удалении уловленной обеспыливающими устройствами золы-уноса и топливных шлаков, образующихся в котле. Золошлаковая смесь в виде пульпы направляется в золоотвал.

Согласно ГОСТ 25818 золу-унос, используемую при производстве бетона, относят к кислым при содержании CaO не более 10 % и к основным – при его большем содержании.

Химический и минерально-фазовый составы, строение и свойства золошлаковых материалов (ЗШМ) зависят от состава минеральной части топлива, его теплотворной способности, режима сжигания, способа их улавливания и удаления, места отбора из отвалов.

Химический состав ЗШМ от сжигания углей в России и некоторых зарубежных странах представляет в основном SiO₂ и Al₂O₃. Кроме того, в состав оксидов входят также Fe₂O₃, CaO, MgO, Na₂O, K₂O, TiO₂, SO₃ и др.

В зависимости от вида топлива и условий его сжигания в ЗШМ могут содержаться несгоревшие органические частицы топлива. Потеря массы при прокаливании должна быть не выше 3 – 25 %

в зависимости от вида исходного топлива.

Шлаки по сравнению с золами содержат меньше органических остатков и аморфизированного глинистого вещества, но больше стеклофазы (до 95 %). Обусловлено это тем, что шлаки большее время находятся в высокотемпературной зоне топки. Кристаллическая фаза в них представлена кварцем, муллитом, магнетитом и т.д.

Перспективна технология получения легких теплоизоляционных изделий (кирпич, блоки, плиты) на основе легкой фракции зол (микросфер) ТЭС. Утилизация зол ТЭС и ГРЭС проводится в очень малых объемах (около 1 % от всех золошлаковых отвалов). Их, в основном, используют как строительный материал в качестве добавки к цементам при производстве бетонов и растворов различного назначения. В последние годы золу стали более интенсивно применять для производства строительного кирпича и кислотоупорного порошка.

Весьма перспективна технология производства строительного кирпича из зол ТЭС способом горячего прессования (разработка ОАО «УралНИИСтромпроект» г. Челябинск). Эта технология не требует сушильного передела и обжига, как это принято в традиционной технологии получения кирпича из глины.

Исследованиями ученых «УралНИИСтромпроект» доказано, что на основе зол ТЭС можно разработать более эффективные технологии. Например, разработана технология изготовления пористого заполнителя легких бетонов (золопорита) [1].

Авторами на протяжении нескольких лет на базе Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова [6] проводится работа по исследованию возможности использования техногенных отходов в качестве наполнителя при создании композиционных материалов на основе полимерной матрицы [4, 5]. В условиях лаборатории получены экспериментальные образцы композитов с различными неорганическими наполнителями и проводятся исследования эксплуатационных свойств полученных материалов [3, 10].

Таким образом, можно сделать вывод, что техногенные минеральные отходы можно использовать для создания новых материалов. В Уральском регионе имеются значительные запасы минералов - доменные шлаки, золошлаки и золы электростанций и другие минеральные отходы, которые можно использовать в качестве наполнителей для композитов, а их положительное влияние и простота технологии добавления уже доказана на практике.

Библиографический список

1. Ватин Н.И., Применение зол и золошлаковых отходов в строительстве [Текст] // Инженерно-строительный журнал. – 2011. – № 4. – С. 16 – 21.
2. Гун Г.С. Инновационные методы и решения в процессах обработки материалов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2014. – № 4. – С. 99 – 113.
3. Ершова О.В., Коляда Л.Г., Крапивко Ю.С. Исследование свойств композиционного материала на основе техногенных полимерных и минеральных отходов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2012. Т. 1. № 70. С. 195-198.
4. Ершова О.В., Муллина Э.Р., Чупрова Л.В., Мишурина О.А., Бодьян Л.А. Изучение влияния состава неорганического наполнителя на физико-химические свойства полимерного композиционного материала // Фундаментальные исследования. 2014. № 12-3. С. 487-491.
5. Ивановский С.К., Гукова В.А., Ершова О.В. Исследование свойств вспененных композитов на основе вторичных полиолефинов и золы уноса // В сборнике: Тенденции формирования науки нового времени Сборник статей Международной научно-практической конференции: В 4 частях. отв. редактор А.А. Сукиасян. г. Уфа, республика Башкортостан, 2014. С. 18-24.
6. Колокольцев В.М. Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1. С. 5-6.
7. Мишурина О.А. Электрофлотационное извлечение марганца из гидротехногенных ресурсов горных предприятий. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. № 3. С. 72-74.
8. Мишурина О.А., Муллина Э.Р. Химические закономерности процесса селективного извлечения марганца из техногенных вод // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. № 3. С. 58-62.
9. Солодкий, Н.Ф., Шамриков, А.С., Погребенков, В.М., Минерально-сырьевая база Урала для керамической, огнеупорной и стекольной промышленности [Текст]: справ. пособие. – Томск: ТПУ, 2009. – 332 с.
10. Gukova V.A., Ershova O.V. The development of composite materials based on recycled poly-

УДК 669. 292.3 : 669. 054. 82

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ШЛАКА ПРОЦЕССА ITmk3

Махоткина Е.С., Шубина М.В.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, shubina_mar@mail.ru*

Аннотация: В статье рассмотрена возможность извлечения ванадия и титана из шлаков прямого восстановления железа по технологии ITmk3. Проанализировано влияние на степень извлечения ванадия температуры обжига, добавки окислителей, вида и количества щелочных добавок, температуры и длительности выщелачивания. Выявлена возможность извлечения титана путем выщелачивания серной кислотой, а также после обжига шлака с реагентами NaOH, NaHSO₄, Na₂CO₃ и последующего водного выщелачивания.

Ключевые слова: степень извлечения ванадия и титана, шлак процесса ITmk3, выщелачивание, обжиг, сульфатный и соляно-кислотный способы.

EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM ITmk3 PROCESS SLAG

Makhotkina E.S., Shubina M.V.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University
Magnitogorsk, Russia, shubina_mar@mail.ru*

Abstract: The possibility of vanadium and titanium extraction from the iron direct reduction slag from ITmk3 process was considered in the article. The influence of the roasting temperature, oxidant additives, the kind and amount of alkali additions, the temperature and duration of the leaching on the degree of vanadium extraction was analyzed. The ability to extract titanium by sulfuric acid leaching and also after the slag roasting with the reagents NaOH, NaHSO₄, Na₂CO₃ with further aqueous leaching was determined.

Key words: the degree of vanadium and titanium extraction, ITmk3 process slag, leaching, roasting process, sulfate and hydrochloric acid methods.

В настоящее время истощение разрабатываемых природных ресурсов приводит к необходимости использования комплексных руд сложного состава, к которым относятся титаномагнетиты. В промышленных запасах железных руд Урала они составляют 76,8 %, поэтому разработка эффективных технологий их переработки является перспективным направлением [1 – 3].

На ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» («ММК») опробован метод прямого восстановления железа из титаномагнетитов с использованием технологии ITmk3. Применение указанной технологии позволит в дальнейшем значительно снизить экологическую нагрузку на регион, но сохранится проблема образования отходов в виде шлака с существенным содержанием дорогостоящих и промышленно-востребованных металлов. В связи с этим, актуальной является задача извлечения ценных компонентов из шлака процесса ITmk3.

В ФГБОУ ВПО «МГТУ им Г.И.Носова» исследовали шлаки (таблица 1) с целью извлечения ванадия и титана.

Таблица 1 – Химический состав шлака

| Массовая доля, % | | | | | | | |
|------------------|-------------------------------|------------------|-----------|------------------|-------------|--------------------------------|----------|
| Fe | V ₂ O ₅ | TiO ₂ | CaO | SiO ₂ | S | Al ₂ O ₃ | MgO |
| 22,6-24,8 | 1,02-1,2 | 17,1-21,0 | 7,55-10,2 | 22,5-26,3 | 0,164-0,214 | 12,1-16,2 | 3,4-5,93 |

При всем разнообразии известных способов извлечения ванадия сущность процесса заключается в обжиге материалов для перевода трехвалентного ванадия в пятивалентный с последующим образованием растворимых соединений ванадия V₂O₅ со щелочными металлами [4, 5]. Однако вследствие сложного и постоянно меняющегося состава шлаков возникают трудности исследования пре-

вращений при их окислении, поэтому приводятся способы щелочного и кислотного выщелачивания V_2O_5 из необожженных ванадиевых шлаков (6 масс. % и 12 масс. % соответственно).

В исследуемых шлаках переработки по технологии ITmk3 ванадий представлен в виде V_2O_5 (таблица 1), однако, по литературным источникам, часть ванадия в шлаке может находиться в более низких степенях окисления. Состав и физико-химические свойства ванадиевых шлаков оказывают существенное влияние на вскрываемость и извлечение ванадия. Некоторые авторы считают, что в процессе обжига (при температурах выше $750\text{ }^\circ\text{C}$) начинается реакция между силикатом и ванадием, в результате чего последний переходит в нерастворимую форму. Валентность ванадия в силикате не установлена, но предполагается, что это V^{IV} и ниже. Степень извлечения ванадия в раствор в значительной мере зависит и от атомного отношения V:Si [4].

На основании изложенного, для исследования шлаков применили метод кислотного выщелачивания необожженного шлака, а также метод обжига шлака с карбонатом натрия и последующую обработку спеченного материала водой [6, 7]. Перед количественным определением содержания ванадия провели ряд качественных реакций с полученными растворами, из которых выбрали реакции для дальнейшего применения в работе с растворами, полученными после выщелачивания шлаков.

При кислотном выщелачивании навеску необожженного шлака растворяли в смеси кислот (H_2SO_4 и H_3PO_4 , 1:1) при кипячении. После охлаждения раствор над осадком отфильтровали и провели количественное определение содержания ванадия титриметрическим методом, основанным на титровании ионов V^V в кислой среде стандартным раствором соли Мора с внутренним индикатором – фенилантрапиновой кислотой. Степень извлечения ванадия в данном случае составила всего 0,5 – 1,0 %.

Поэтому в дальнейших исследованиях применялся высокотемпературный обжиг шлака со щелочными добавками с последующим водным выщелачиванием. Роль щелочных добавок сводится к получению водорастворимых соединений ванадия, что значительно удешевляет и упрощает технологию, исключает загрязнение окружающей среды. В качестве щелочной добавки использовали Na_2CO_3 (возможно применение CaO , $NaCl$, Na_2SiO_3). Обжиг проводили при температуре $700 - 1110\text{ }^\circ\text{C}$ с последующим водным выщелачиванием. Раствор отфильтровывали и проводили титриметрическое определение ванадия с помощью соли Мора. Одновременно проводился анализ образцов способом рентгенофлуоресцентной спектроскопии (РФС) на энергодисперсионном спектрометре «ARL QUANT X».

Лучшие результаты получены в случае применения обжига шлака со щелочными добавками при $930 - 950\text{ }^\circ\text{C}$ в течение 1ч 50 мин с дальнейшим водным выщелачиванием (средняя степень извлечения ванадия 31 %). Увеличение температуры обжига до $1100\text{ }^\circ\text{C}$ привело к резкому снижению степени извлечения ванадия, что могло быть связано с образованием монолитные массы вещества, составляющего в среднем 70 – 80 % от общей массы спекаемого материала. Процесс выщелачивания значительно усложнился, извлечение ванадия составило всего около 1 %. При температуре обжига около $700\text{ }^\circ\text{C}$ степень извлечения ванадия так же существенно снижалась.

В последующих опытах изучалось влияние присутствия дополнительных окислителей, количества щелочных добавок и длительности процесса выщелачивания. В качестве окислителей были использованы перманганат калия и оксид марганца (IV), которые вводились в состав смеси до обжига. Согласно результатам, добавка данных окислителей (в разных количествах) не привела к увеличению степени извлечения ванадия.

Роль количества щелочных добавок отражена в таблице 2. Уменьшение количества соды при обжиге привело к значительному снижению степени извлечения ванадия (с 30 до 9 % при снижении соотношения с 1:1 до 1:0,25). Вместе с тем, присутствие окислителя в условиях пониженного содержания щелочной добавки полностью компенсирует ее недостаток, увеличивая извлечение ванадия с 16 – 17 % почти до 24 %.

Таблица 2 – Влияние количества щелочных добавок на степень извлечения

| Образец | | Степень извлечения ванадия, % |
|---------|-----------------------------------|-------------------------------|
| № | состав | |
| 1 | 5 г шл. + 1,25 г щ.д. | 9,1 |
| 2 | 5 г шл.+ 1,25 г щ.д. | 8,9 |
| 3 | 5 г шл.+ 2,5 г.щ.д. | 15,9 |
| 4 | 5 г шл.+ 2,5 г.щ.д. | 17,8 |
| 5 | 5 г шл.+ 2,5 г.щ.д. + 1 г MnO_2 | 23,6 |
| 6 | 5 г шл.+ 5 г щ.д. | 30,1 |
| 7 | 5 г шл.+ 5 г щ.д. | 29,7 |

Примечание: шл. – шлак; щ.д. – щелочная добавка, в данном случае – Na_2CO_3 .

Повышение температуры (с 50 до 80 – 90 °С) и увеличение времени выщелачивания так же не привело к росту степени извлечения ванадия.

Проведенные исследования позволили предположить, что часть ванадия, содержащегося в шлаках технологии ITmk3, входит в состав минералов, которые при температурах обжига остаются без изменения (например, пироксен). Учитывая химический состав исследуемых шлаков (таблица 1), особенно низкое содержание в нем оксида ванадия (V) и значительное – SiO₂ (22,5 – 26,3 %), и опираясь на исследования в области окисления ванадиевых шлаков, полагаем, что в процессе обжига выше 750 °С начинается реакция между силикатом и ванадием, в результате чего последний переходит в нерастворимую форму [4]. Согласно данным исследований ряда авторов, ванадий связан химически в стекловидной фазе (соединение, содержащее Na₂O, VO₂ и SiO₂), а не захватывается ею механически.

На следующем этапе исследований изучались методы извлечения титана из шлаков, которые можно разделить на две группы: извлечение титана в сплав и извлечение титана в раствор [5]. Учитывая лабораторные условия и химический состав шлака, были применены сульфатный и солянокислотный способы извлечения титана [8]. Кроме того, при проведении исследований уделялось значительное внимание экономической целесообразности применяемых методов извлечения титана из шлака, возможности использования стандартного химического технологического оборудования, обеспечению экологической безопасности, минимизации количества образующихся вторичных отходов.

Известно, что ильменит – минерал химического состава FeTiO₃ – сравнительно легко разлагается кислотами, а при удалении железа из минерала образуется диоксид титана преимущественно в виде рутила (реже анатаза и брукита – полиморфных форм TiO₂) [5]. Рутильная модификация оксида титана (IV) – химически инертное соединение, малорастворимое в концентрированных щелочах и кислотах (кроме HF), и не принимает особого участия в процессе переработки с применением H₂SO₄.

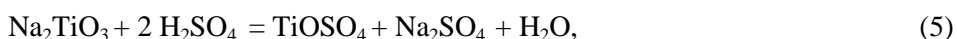
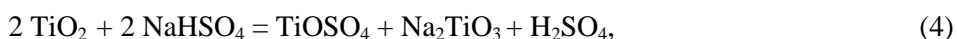
Для рационального извлечения титана из шлаков прямого восстановления титаномагнетитов необходимо выбрать эффективный реагент извлечения. Сернокислотная технология предусматривает извлечение титана из сульфатного раствора, поэтому надо перевести труднорастворимый рутил (наличие которого возможно в составе шлака) в растворимые сульфаты или в растворимые в H₂SO₄ соединения. На практике это обычно достигается методом сплавления или спекания труднорастворимого соединения с подходящим реагентом и дальнейшим растворением образовавшегося вещества [9].

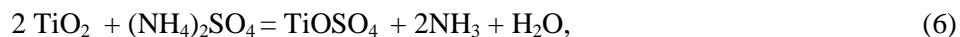
Титанаты щелочных металлов растворяются в кислотах, поэтому сначала был определен перечень реагентов, позволяющих получить растворимые соединения титана [10]. Значения изменения энергии Гиббса и энтальпий реакций взаимодействия оксида титана (IV) (рутильной модификации) с выбранными реагентами (таблица 3) показывают, что химическое взаимодействие TiO₂ со щелочами, гидросульфатом и сульфатом аммония термодинамически возможно даже при стандартных условиях. Экзотермический эффект этих реакций говорит о том, что применение данных реагентов энергетически более целесообразно по сравнению с реакцией с карбонатом натрия.

Таблица 3 – Химико-термодинамические характеристики реакций взаимодействия диоксида титана с некоторыми реагентами

| Реагент | ΔH°_r , кДж/моль | ΔG°_r , кДж/моль |
|---|---------------------------------|---------------------------------|
| Na ₂ CO ₃ | 91,2 | 47,6 |
| NaOH | - 79,0 | - 81,3 |
| KOH | - 97,9 | - 168,9 |
| NaHSO ₄ | - 124,3 | - 106,4 |
| (NH ₄) ₂ SO ₄ | - 128,5 | - 205,8 |

При этом развиваются следующие химические реакции:





Одним из продуктов реакций (взаимодействие с сульфатом аммония) является аммиак – легколетучее соединение. Утилизация аммиака приведет к необходимости осуществления дополнительных стадий процесса. Гидроксиды калия и натрия недороги, недефицитны и малотоксичны. Поэтому в качестве реагентов спекания эффективнее применять гидросульфаты щелочных металлов и щелочь. Учитывая возможность комплексного извлечения ванадия и титана, в качестве реагента извлечения удобен и карбонат натрия.

В первой серии экспериментов навески шлака обработали растворами серной (40 %) и соляной (1 %) кислот. После выщелачивания растворы отфильтровали и провели качественные реакции на обнаружение ионов титана (IV): к нескольким каплям исследуемого раствора добавляется капля перекиси водорода; при наличии Ti^{IV} появляется оранжево-желтое окрашивание, вызываемое образованием $\text{H}_2[\text{TiO}(\text{H}_2\text{O}_2)(\text{SO}_4)]$ (или $\text{H}_2[\text{Ti}(\text{O}_2)(\text{SO}_4)]$). Дополнительным доказательством присутствия титана является исчезновение окраски при добавлении NaF .

Эксперименты показали, что растворы после выщелачивания серной кислотой содержали ионы титана (IV). В растворах после выщелачивания HCl титан не обнаружен.

Вторая серия экспериментов включала операции спекания навесок шлака с выбранными на основе химико-термодинамических расчетов реагентами, дробления спеченных материалов, выщелачивания и качественного обнаружения ионов титана (IV). Результаты показали, что титан извлекается в раствор при спекании шлака с соединениями щелочных металлов NaOH , NaHSO_4 , Na_2CO_3 . Все эти соединения являются приемлемыми реагентами для извлечения титана в раствор из шлаков технологии ITmk3.

Таким образом, проведенные исследования показали, что шлаки прямого восстановления железа можно использовать для получения ванадия и титана. Наибольшая степень извлечения ванадия (31 %) получена в результате обжига шлака со щелочной добавкой Na_2CO_3 в соотношении 1:1 при температуре 930 – 950 °С в течение 1 ч 50 мин с дальнейшим водным выщелачиванием. Применение окислителей KMnO_4 и MnO_2 при обжиге позволяет сократить расход щелочной добавки. Сравнительные химико-термодинамические расчеты и экспериментальные результаты показали возможность извлечения титана либо путем выщелачивания серной кислотой (40 %), либо при обжиге шлака в присутствии реагентов NaOH , NaHSO_4 , Na_2CO_3 с последующим водным выщелачиванием. Предполагаемое в дальнейшем количественное определение извлеченного титана позволит дать сравнительную оценку методам и реагентам извлечения; сделать предварительный вывод о минералогических модификациях диоксида титана в шлаке, что позволит определить условия максимально возможной степени извлечения титана.

Библиографический список

1. Чижевский В.Б., Шавакулева О.П., Гмызина Н.В. Обогащение титаномагнетитовых руд Южного Урала // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №2 (38). С.5 – 7.
2. Никифоров Б.А., Тахавудинов Р.С., Бигеев В.А., Бигеев А.М. Перспективы вовлечения в переработку новых видов железосодержащего сырья // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2004. №1 (5). С.9 – 11.
3. Гладских В.И., Гром С.В., Пермяков А.Б., Хасанов Н.И. Железорудная база ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. №2 (18). С.13 – 16.
4. Ватолин Н.А., Молева Н.Г., Волкова П.И., Сапожникова Т.В. Окисление ванадиевых шлаков. – М.: «Наука», 1978. – 153 с.
5. Химия и технология редких и рассеянных элементов / Под ред. К.А. Большакова. – В 2 ч. – Ч. II – М.: Высш. школа, 1976. – 360 с.
6. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Исследование режимов обработки шлака процесса ITmk3 для извлечения ванадия // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 72-й международной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. – Т.1. – С.279 – 282.
7. Шубина М.В., Махоткина Е.С. Исследование возможности извлечения ванадия из шлаков переработки титаномагнетитов // Теория и технология металлургического производства. 2013. № 1. С. 75 – 76.
8. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Извлечение титана из шлака прямого восстановления титаномагнетитов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 73-й международной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. – Магнитогорск:

Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. – Т.1. – С.255 – 258.

9. Каримова Л.М. Сульфатизирующий обжиг чернового медносульфидного концентрата для серно-кислотного выщелачивания // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №3 (47). С.15 – 21.

10. Шубина М.В., Махоткина Е.С. Анализ возможности извлечения титана из шлака процесса ITmk3 // Наука и образование в современном обществе: сборник научных трудов по материалам Международной научно-практической конференции. Часть 1. Смоленск: НОВАЛЕНСО, 2015. – С. 64 – 65.

УДК 66. 074. 6

УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ АСПИРАЦИОННЫХ СИСТЕМ ПРИ РЕГЕНЕРАЦИИ ОСАДИТЕЛЬНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ В АКУСТИЧЕСКОМ ПОЛЕ

Афони́на Е.А., Гусев А.М., Смирнова А.А.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова
г. Магнитогорск, Россия, akustik43@mail.ru*

***Аннотация:** В работе рассмотрен механизм регенерации рукавов рукавных фильтров, позволяющий повысить срок их работы за счет уменьшения механических нагрузок и увеличить производительность за счет исключения секций фильтра на регенерацию*

***Ключевые слова:** рукавный фильтр, регенерация, акустический пограничный слой, дисперсная структура, пористая осадительная поверхность*

OPERATING SYSTEM PERFORMANCE IN THE REGENERATION OF THE COLLECTING SURFACES IN THE ACOUSTIC FIELD

Afonina E.A., Gusev A.M., Smirnova A.A.

*Magnitogorsk State Technical University named. G.I. Nosov
Magnitogorsk, Russian, akustik43@mail.ru*

***Abstract:** The mechanism of regeneration sleeveless bag filters, allowing to increase the duration of their work by reducing mechanical stress and increase productivity by eliminating the filter sections for regeneration*

***Key words:** bag filter, regeneration, acoustic boundary layer, dispersed structure, porous precipitation surface*

Обеспечение здоровых и безопасных условий труда – одно из главных условий устойчивого социально-экономического развития государства в целом, а также высокой производительности и сохранения трудовых ресурсов. В связи с этим одной из основных задач является формирование и сохранение профессионального здоровья, развитие и сохранение трудового потенциала путем сокращения заболеваемости и травматизма [1].

Одним из главных стратегических рисков и угроз национальной безопасности на долгосрочную перспективу в области экономического роста в «Стратегии национальной безопасности Российской Федерации до 2020 г.», утверждённой Указом Президента Российской Федерации от 12 мая 2009 г. № 537, названа прогрессирующая трудонедостаточность.

Сложившаяся в настоящее время медико-демографическая ситуация может привести к дефициту трудовых ресурсов [2]. Неблагоприятные условия труда, высокий уровень профессиональных заболеваний и производственного травматизма являются основной причиной смертности именно трудоспособного населения страны, которая превышает аналогичный показатель по Евросоюзу в 4,5 раза и в 2,5 раза – средний показатель смертности по России. Свыше 30 % ежегодно умирающих россиян – это граждане в трудоспособном возрасте [3].

Воздействие пыли приводит к таким заболеваниям, как пылевой бронхит, пневмония, бронхиальная астма, ларингит, трахеит, а также заболевания глаз (конъюнктивит) и кожи (дерматит, фотодерматит, экзема, фолликулёз). Пневмокониозы и пылевые бронхиты в структуре профессиональ-

ных заболеваний (рисунок 1) по распространенности занимают одно из ведущих мест.

Среди заболеваний от воздействия промышленных аэрозолей преобладают такие формы, как силикоз – 32,5 %, хронический пылевой бронхит – 19,6 %, асбестоз – 7,9 %. Чаще они развиваются при выполнении работ, связанных с обработкой и перегрузкой сыпучих материалов.

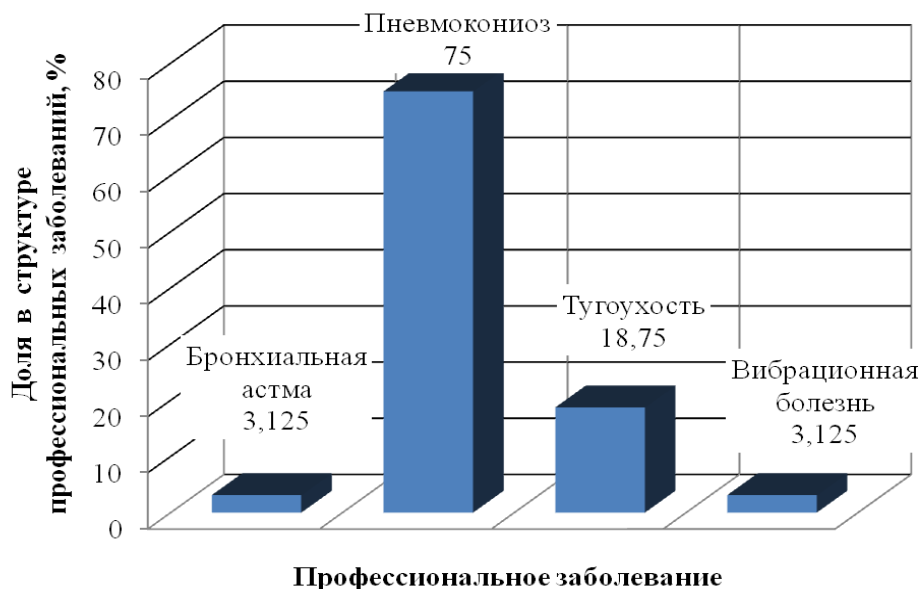


Рисунок 1 – Доля пневмокониоза в структуре профессиональных заболеваний

Основной способ защиты работающих – организация аспирационных систем, которые удаляют свыше 99 % образовавшейся пыли.

При эксплуатации аспирационных, вентиляционных систем на стенках аппаратов, газоходов и их элементах (задвижки, шиберы, газораспределительные устройства, осадительные поверхности) происходит отложение слоя пыли. В результате этого снижается эффективность очистки газов, поскольку нарушается расчетный режим их работы, увеличиваются потери давления на трение. Это приводит к необходимости очистки поверхностей от слоя осевшей пыли.

Рукавные фильтры являются одними из основных аппаратов сухой очистки газов в аспирационных системах, обеспечивающие высокую степень улавливания тонкодисперсных фракций. Но они имеют существенный недостаток – высокие эксплуатационные затраты, обусловленные необходимостью частой (1 – 3 года) заменой фильтрующих элементов – рукавов. Это связано с тем, что при механической регенерации или импульсной продувке значительные механические нагрузки приводят к появлению дефектов в ткани рукавов. Снижение этих нагрузок возможно при обратной продувке, но в этом случае снижается производительность фильтра ввиду необходимости отключения части секций на регенерацию, уменьшения величины газовой нагрузки и подачи продувочного воздуха в систему. В связи с этим разработана система акустической регенерации пористых осадительных поверхностей, позволяющая при снижении механических нагрузок на ткань не выводить секции из рабочего режима при сохранении высокой газовой нагрузки и на порядок сократить объем продувочного воздуха [4].

Регенерация осадительных поверхностей включает две фазы: разрушение связи между частицами слоя и движение слоя под действием силы тяжести. Механизм разрушения дисперсной структуры слоя осевших частиц определяется структурой поверхности осаждения. При регенерации осадительных поверхностей типа пластин, когда толщина много меньше длины и ширины, основным механизмом, приводящим к разрыву связей «частица-частица» и «частица-поверхность» является взаимодействие акустического поля непосредственно с осадительной поверхностью и возбуждение в ней резонансных колебаний. При озвучивании поверхностей типа плит, толщина которых соизмерима с длиной и шириной (лопасти вентиляторов), а так же неупругих осадительных поверхностей из ткани (рукавные фильтры), амплитуды колебаний незначительны и не могут привести к разрушению дисперсной структуры слоя.

В связи с этим следует предположить, что разрушение дисперсной структуры слоя осевших частиц в акустическом поле на твердой осадительной поверхности и на неупругой осадительной поверхности из ткани возможно только за счет непосредственного воздействия акустических колебаний, скорость которых достаточна для вовлечения частиц в колебательное движение.

Если на осадительной поверхности имеется слой пыли толщиной h_{c1} (рисунок 2) и на рассто-

янии h_{c2} от твердой поверхности скорость колебаний достигает критической $V_{тр}$ а, следовательно, достаточна для разрыва связей, то распространение волны вызовет разрушение слоя, переводя его в псевдоожидженное состояние и обеспечивая тем самым регенерацию поверхности.

Внутри слоя на расстоянии h_{c2} от твердой поверхности колебательная скорость меньше $V_{тр}$ и разрушения дисперсной структуры не происходит а, следовательно, слой толщиной h_{c2} с поверхности не удаляется.

Величина h_{c2} определяется соотношением величин амплитудной колебательной скорости U_0 и $V_{тр}$ и может быть, как больше толщины пограничного слоя $h_{c2} > \delta$ при $U_0 < V_{тр}$ (рисунок 2, а), так и меньше $h_{c2} < \delta$ при $U_0 > V_{тр}$ (рисунок 2, б).

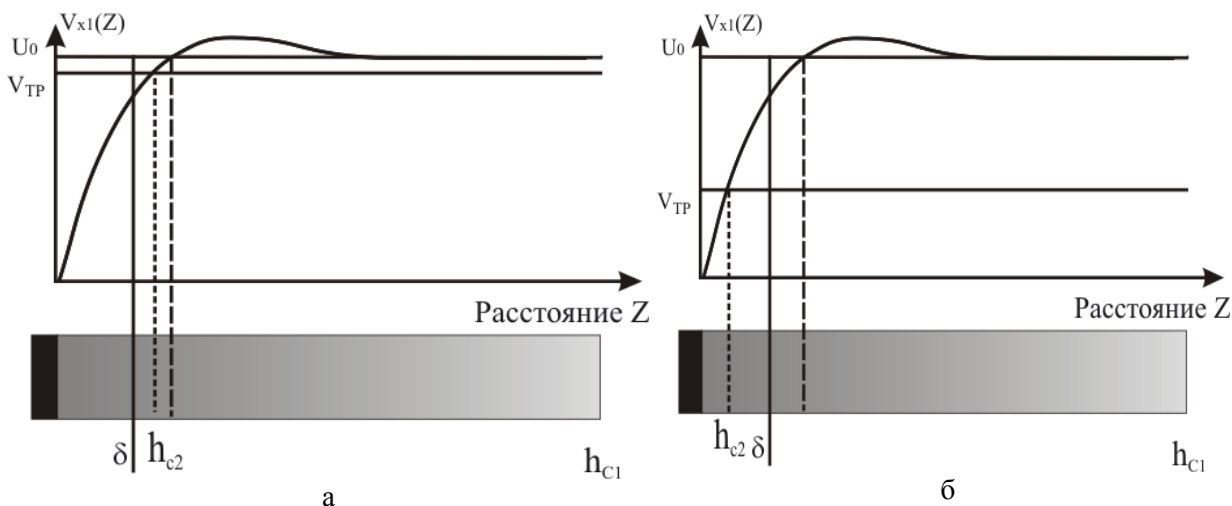


Рисунок 2 – Схема распределения скорости акустических колебаний в слое пыли на твердой поверхности

Поскольку толщина пограничного акустического слоя в наибольшей степени определяется частотой, то очевидно что, эффективность очистки будет тем выше, чем выше частота колебаний. Образование остаточного слоя толщиной h_{c2} , в котором могут содержаться и очень крупные частицы диаметром 20 – 30 микрон и более, может привести к тому, что при высокой скорости осаждения и плотности потока частиц (осаждение на лопастях вентилятора в системе рециркуляции) плотность самого слоя а, следовательно, и его толщина, могут увеличиваться. Таким образом, проведенные исследования приводят к выводу, что использование акустических колебаний для регенерации твердых поверхностей, в которых не возникают изгибные колебания, не приводит к их очистке, а позволяет уменьшить скорость увеличения толщины слоя.

При решении вопроса о регенерации пористой поверхности возникает проблема, связанная с тем, что не представляется возможным получить решения для профиля скоростей, аналогичных решению Прандтля ввиду сложности задачи. Однако можно предположить, что колебательные скорости на границе пористой поверхности не равны нулю. Действительно, если это предположение было бы неверным, то интенсивность акустических колебаний, прошедших через пористую поверхность была бы равной нулю. Более того, колебательная скорость, направленная вдоль поверхности, по величине соизмерима U_0 , поскольку затухание звука при прохождении составляет 2 – 5 дБ в зависимости от частоты колебаний.

Эти предположения позволяют утверждать, механизм регенерации пористой поверхности при озвучивании ее со стороны слоя пыли аналогичен механизму очистки твердой поверхности за исключением того, что при этом возможно не будет образовываться остаточного слоя толщиной h_{c2} (рисунок 2), либо толщина его будет меньше, и не будет увеличиваться с течением времени. Кроме того при регенерации пористых поверхностей имеется возможность озвучивания ее с «чистой» стороны. В этом случае воздействие акустических колебаний приводит к разрыву связей слоя с осадительной поверхностью, что, вообще говоря, наблюдается при использовании обратной или импульсной продувки. Но применение акустической регенерации дает некоторые преимущества:

- возможность регенерации без отключения секции и значительно меньший (практически на порядок), чем при обратной продувке расход воздуха, что позволяет увеличить производительность системы по расходу аспирационного воздуха;

- равномерную очистку рукавов за счет высокой равномерности звукового поля в замкнутом объеме и снижение механических нагрузок на ткань за счет исключения воздействия высокого (0,5 –

0,7 и более МПа) давления при импульсной продувке, что позволит увеличить срок службы рукавов.

Промышленные испытания системы акустической регенерации проводились на рукавном фильтре РП-II (СМЦ 101А) ПУ4 линейного тракта подачи сыпучих материалов ККЦ ОАО «ММК» (рисунок 3).

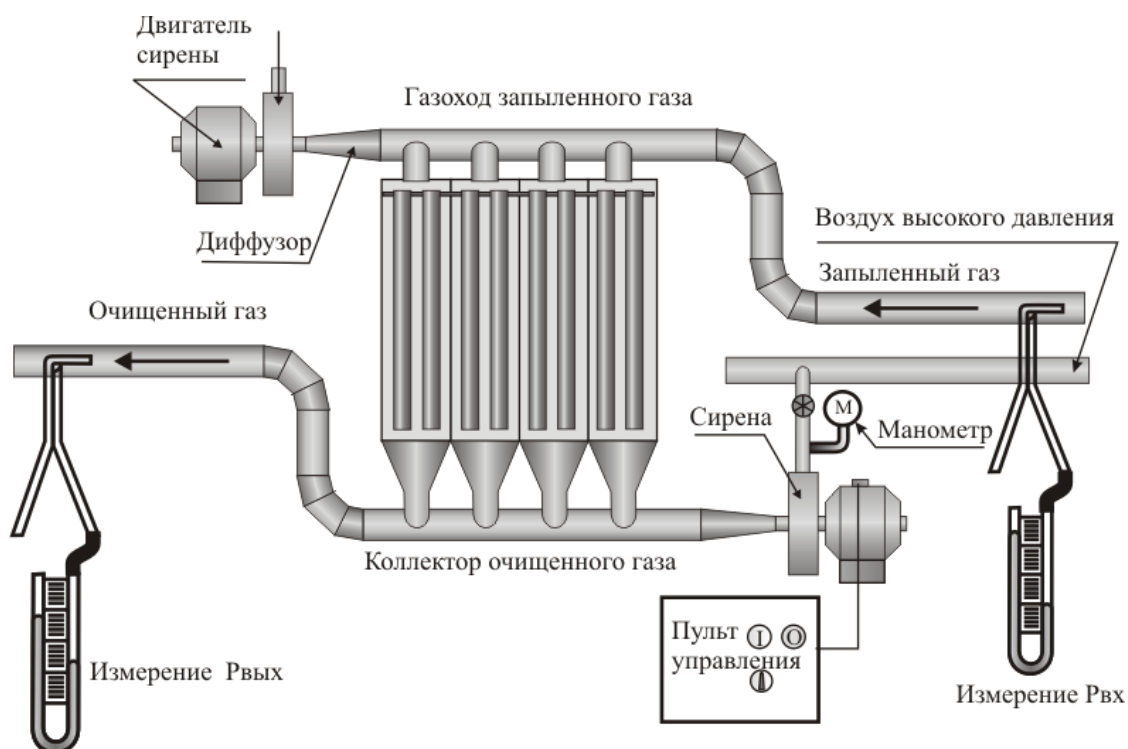


Рисунок 3 – Схема системы акустической регенерации рукавного фильтра РП-II (СМЦ 101А) ПУ4

Цель исследований – определить возможность регенерации при озвучивании через коллектор чистого газа и озвучивании через газоход запыленного газа.

Полученные результаты (таблица 1) показывают, что эффективность регенерации при озвучивании через коллектор чистого газа намного выше, чем через газоход запыленного газа. Это объясняется механизмом удаления слоя. При озвучивании через газоход запыленного газа разрушение слоя начинается на границе «слой пыли – воздух», постепенно доходя до поверхности рукавов. При озвучивании через коллектор чистого газа разрушение слоя начинается на границе «слой пыли – рукав» в результате чего слой сразу начинает «стекать» с рукава.

Таблица 1 – Время озвучивания, необходимое для регенерации рукавов

| Место установки сирен | Давление воздуха, МПа | Давление $\Delta P_{ст0}$, Па | Время озвучивания t_R , мин. |
|--------------------------|-----------------------|--------------------------------|--------------------------------|
| Газоход запыленного газа | 0,31 | 1415 | 16 |
| | 0,32 | 1426 | 17 |
| | 0,34 | 1412 | 16 |
| | 0,34 | 1422 | 15 |
| Коллектор чистого газа | 0,32 | 1407 | 3,5 |
| | 0,32 | 1404 | 3,5 |
| | 0,34 | 1400 | 4 |
| | 0,32 | 1413 | 4 |

Определение расхода газа проводилось для оценки производительности аспирационной системы при регенерации рукавов в штатном режиме и при акустической регенерации. Средневзвешенный расход газа в штатном режиме $Q_{ш} = 22042,89 \text{ м}^3/\text{час}$ и при этом доверительный интервал с достоверностью 0,95 составляет соответственно для режима фильтрации и регенерации $\pm 454,85 \text{ м}^3/\text{час}$ и $\pm 132,78 \text{ м}^3/\text{час}$. Средневзвешенный расход газа при акустической регенерации $Q_A = 24575,91 \text{ м}^3/\text{час}$, и при этом доверительный интервал с достоверностью 0,95 составляет $\pm 196,54 \text{ м}^3/\text{час}$.

Полученные результаты показывают, что применение акустической регенерации способству-

ет увеличению производительности аспирационной системы на 10,3 %. Пылевая нагрузка на ткань при этом снизилась и составила 0,97 от существующей. Это объясняется тем, что при испытаниях положение лопастей направляющего аппарата не изменялось и увеличение производительности определялось только снижением сопротивления за счет регенерации и включения дополнительной секции, ранее находившийся в режиме регенерации. При увеличении газовой нагрузки до рабочего значения производительность может быть повышена до 25191,87 м³/час, то есть на 14,3 % по сравнению со штатным режимом

Библиографический список

1. О санитарно-эпидемиологической обстановке в Российской Федерации в 2007 году: Государственный доклад. - М.: Федеральный центр гигиены и эпидемиологии Роспотребнадзора, 2008.- 397 с.
2. О санитарно-эпидемиологической обстановке в Российской Федерации в 2010 году: Государственный доклад. - М.: Федеральный центр гигиены и эпидемиологии Роспотребнадзора, 2011. - 431 с.
3. О состоянии профессиональной заболеваемости в Российской Федерации в 2010 году: Информационный сборник статистических и аналитических материалов /Под редакцией Главного врача ФБУЗ ФЦГиЭ Роспотребнадзора, к.м.н. А.И. Верещагина.
4. Афонина Е.А., Гусев А. М. Совершенствование систем регенерации пылеулавливающих элементов газоочистных аппаратов для повышения эффективности их работы. //Сборник научных трудов Всероссийской конференции «Проблемы повышения экологической и промышленной безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов» МГТУ, 2014, с. 112 – 114.

УДК 66. 074. 6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПЫЛИ В ПЫЛЕГАЗОВЫХ ПОТОКАХ СИСТЕМ АСПИРАЦИИ

Афонина Е.А., Гусев А.М., Смирнова А.А.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова
г. Магнитогорск. Россия, akustik43@mail.ru*

***Аннотация:** Разработана методика определения параметров дисперсного состава пыли в пылегазовых потоках систем аспирации, позволяющая по параметрам уловленной пыли определить основные параметры логарифмически-нормального распределения: медианный стоксовский диаметр и среднеквадратичное отклонение как на входе в аспирационную систему, так и на выходе из нее. Кроме этого предлагаемая методика позволяет определить массовое содержание частиц пыли во фракциях [0 – 2,5] и [0 – 10] микрометров в выбросах вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух.*

***Ключевые слова:** медианный стоксовский диаметр, среднеквадратичное отклонение, аспирационная система, импакция, седиментация.*

DETERMINATION OF PARAMETERS DISPERSED COMPOSITION DUST DUST AND GAS FLOW ASPIRATION SYSTEMS

Afonina E.A., Gusev A.M., Smirnova A.A.

*FGBOU VPO «Magnitogorsk State Technical University. G.I. Nosova»
Magnitogorsk. Russia, akustik43@mail.ru*

***Abstract:** A method for determining the parameters of the disperse composition of dust in the dust and gas streams of aspiration systems, allows the parameters collected dust to determine the basic parameters of the log-normal distribution: the median Stokes diameter and standard deviation as the entrance to the aspiration system and on leaving it. In addition, the proposed method allows to determine the mass of particles of dust in the fractions [0 – 2,5] and [0 – 10] micrometers in emissions of harmful substances (pollutants) into the air.*

***Key words:** the median stokes diameter, the standard deviation, aspiration system, impaction sedimentation.*

При выборе систем и аппаратов очистки газов аспирационных систем металлургического производства основной круг вопросов, связанный с расчетом пылеулавливающего оборудования и параметров аспирационной системы, предполагает знание важнейшей характеристики пыли – дисперсного состава [1 – 3]. Кроме этого, в связи с введением приказа Министерства природных ресурсов и экологии РФ № 579 от 31.12.2010 возникает задача определения массового содержания частиц пыли во фракциях [0 – 2,5] и [0 – 10] микрон в выбросах вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух.

В настоящее время для определения параметров дисперсного состава пыли используются методы центробежной сепарации, каскадной импакции, седиментации, каждый из которых позволяет определить именно стоксовский диаметр частиц, который необходим для описания их движения, как в газоочистных аппаратах, так и в атмосферном воздухе.

Методы центробежной воздушной сепарации и каскадной (струйной) импакции дают возможность определять параметры дисперсного состава непосредственно в газовом потоке, однако их применение на практике связано с определенными трудностями. Дело в том, что одним прибором можно измерить параметры дисперсного состава только в 1-й точке, а их в сечении газотока должно быть в зависимости от диаметра от 9 – 12 (для прямоугольного и круглого сечений соответственно) до 40. Поскольку время отбора навески пыли на центробежный сепаратор или каскадный импактор даже при высокой запыленности газа (на входе в пылеулавливающий аппарат) составляет 5 – 10 минут, то для одного измерения понадобится несколько часов. Если при этом учесть время для определения скоростей газового потока в точках замера, необходимое для обеспечения изокINETИЧНОСТИ отбора, то становится очевидным, что применение методов центробежной воздушной сепарации и каскадной (струйной) импакции для контроля параметров дисперсного состава пыли связано со значительными затратами времени. В связи с этим, предлагается применить седиментометрический метод определения параметров дисперсного состава исходной пыли по измеренным параметрам уловленной.

Проведенные исследования показали (рисунок 1), что существует зависимость параметров уловленной пыли от: параметров исходной пыли, вида пылеулавливающего аппарата, эффективности пылеулавливания.

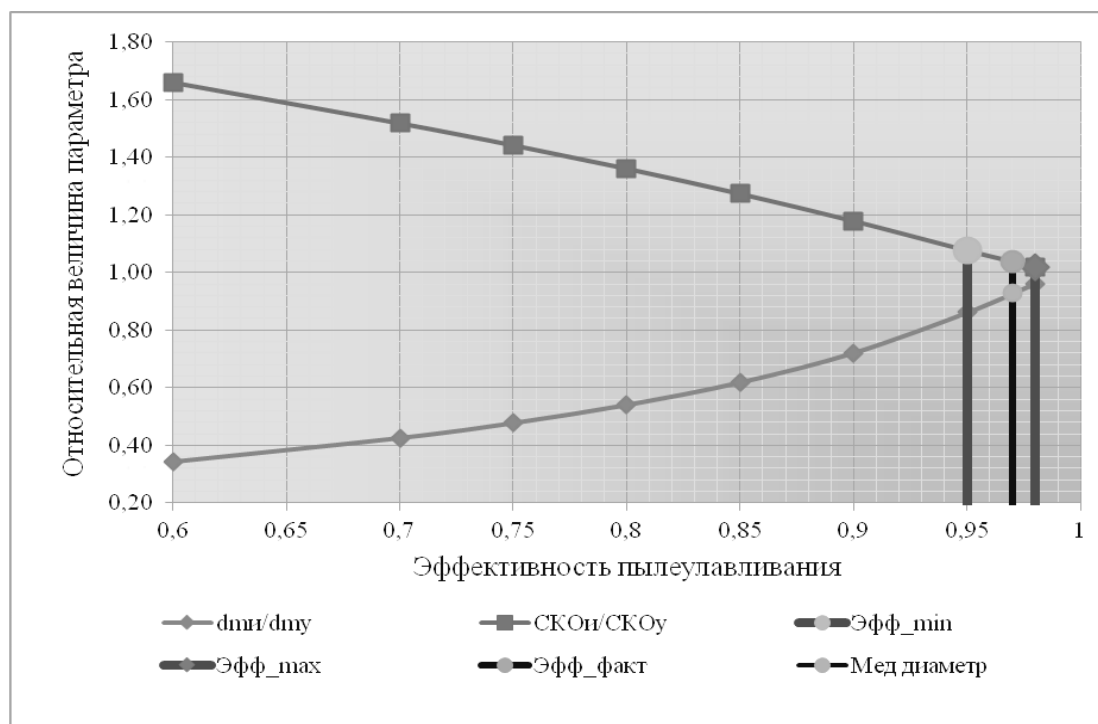


Рисунок 1 – Безразмерные параметры распределения уловленной в центробежном аппарате пыли в зависимости от степени улавливания

Это дает возможность определить медианный диаметр $d_{ми}$ и среднее квадратичное отклонение $\sigma_{и}$ исходной пыли (поступающей на вход пылеулавливающего аппарата) по медианному диаметру $d_{му}$ и среднее квадратичное отклонение $\sigma_{у}$ уловленной пыли, которые определяются седиментационным

методом или методом струйной импакции.

Для реализации этого метода необходимо:

- определить эффективность пылеулавливания;
- взять и подготовить пробу [4] пыли из бункера пылеулавливающего аппарата;
- определить (для 5 – 10 проб) параметры дисперсного состава уловленной пыли d_{my} и CKO_y .
- рассчитать средние значения и интервалы изменения медианного диаметра и среднеквадратичного отклонения уловленной пыли.

Дальнейший расчет проводится по программе, которая итерационным методом по полученным данным для уловленной пыли (d_{my} , и σ_y) и эффективности аппарата η определяет параметры дисперсного состава исходной пыли. Для этого задаются предварительные значения параметров распределения:

$$d_{mnp} = d_{my} \cdot \eta; \quad \sigma_{np} = \frac{\sigma_y}{\eta} \quad (1)$$

и рассчитываются значения параметров распределения для уловленной пыли (d_{myi} , и σ_{yi}) и проверяются условия:

$$abs(d_{myi} - d_{my}) \leq \varepsilon_d; \quad abs(\sigma_{yi} - \sigma_y) \leq \varepsilon_\sigma \quad (2)$$

где ε_d и ε_σ – наперед заданные малые числа, определяющие необходимую точность.

Если условия (2) выполнены, то значения d_{mnp} и σ_{np} принимаются в качестве параметров распределения дисперсного состава на входе в аппарат. Если условия (2) не выполнены – методом линейной интерполяции определяются величины d_{mni}/d_{myi} и CKO_n/CKO_{yi} (рисунок 1), вновь рассчитываются предварительные значения параметров распределения для исходной пыли как:

$$d_{mnp} = d_{my} \cdot \frac{d_{mni}}{d_{myi}}; \quad \sigma_{np} = \sigma_y \cdot \frac{CKO_n}{CKO_{yi}}, \quad (3)$$

и для них заново рассчитываются значения параметров распределения для уловленной пыли (d_{myi} , и σ_{yi}) и проверяется выполнение условий (2).

Для удобства при определении фракционного содержания частиц логарифмически-нормальное распределение следует преобразовать в распределение Гаусса путем замены:

$$x_i = \frac{\ln d_i - \ln d_{m0}}{\ln \sigma_0},$$

где d_i – верхняя граница i -го интервала;

d_{m0} – медианный диаметр;

σ_0 – среднеквадратичное отклонение.

Тогда интегральное содержание в i -м интервале $[0, d_i]$ будет:

$$m_{\text{exi}} = F(x_i),$$

а фракционное содержание $m_{\text{vxi}, i+1}$ в интервале $[d_i, d_{i+1}]$ будет:

$$m_{\text{exi}, i+1} = F(x_{i+1}) - F(x_i),$$

где $F(x)$ – функция Гаусса.

Средневзвешенные значения диаметров в интервале $[d_{i-1}, d_i]$ определяются как:

$$d_{\text{cpj}} = d_{\text{cp0}} \frac{F\left(\frac{\ln d_i - [\ln d_{m0} + \ln^2 \sigma_0]}{\ln \sigma_0}\right) - F\left(\frac{\ln d_{i-1} - [\ln d_{m0} + \ln^2 \sigma_0]}{\ln \sigma_0}\right)}{F\left(\frac{\ln d_i - \ln d_{m0}}{\ln \sigma_0}\right) - F\left(\frac{\ln d_{i-1} - \ln d_{m0}}{\ln \sigma_0}\right)},$$

где d_{cp0} – средневзвешенный диаметр по всей совокупности

$$d_{\text{ндо}} = \exp\left\{\ln d_{m0} + 0,5 \cdot \ln^2 \sigma_0\right\}.$$

Фракционное содержание частиц i -той фракции на выходе из пылеулавливающего аппарата определяется как

$$m'_{\text{вых}i} = m_{\text{вх}i} \cdot (1 - \eta_i).$$

Полученное фракционное содержание частиц на выходе из пылеулавливающего аппарата нормируется на 1

$$m_{\text{вых}i} = \frac{m'_{\text{вых}i}}{\sum_{j=1}^N m'_{\text{вых}j}}.$$

Поскольку в логарифмически-вероятностной системе координат логарифмически-нормальное распределение представляется линейной зависимостью

$$x_i = k \cdot \ln d + b = \frac{1}{\ln \sigma_{\text{вых}}} \ln d - \frac{\ln d_{\text{мвбх}}}{\ln \sigma_{\text{вых}}},$$

то, определив параметры k и b , получим:

$$\sigma_{\text{вых}} = \exp\left(\frac{1}{k}\right), \quad d_{\text{мвбх}} = \exp\left(-\frac{b}{k}\right).$$

Предлагаемая методика была использована при определении параметров дисперсного состава пыли аспирационных систем цеха подготовки аглошихты ОАО ММК. Результаты расчета параметров дисперсного состава пыли цеха подготовки аглошихты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчета параметров дисперсного состава пыли цеха подготовки аглошихты (пылеуловители – циклоны с обратным конусом)

| | | | | | | |
|-------------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| $d_{\text{пу}}$, мкм | 15,56 | 15,46 | 16,34 | 16,00 | 25,14 | 23,04 |
| σ_y | 2,41 | 2,38 | 2,24 | 2,41 | 2,51 | 2,66 |
| $d_{\text{ми}}$, мкм | 11,48 | 11,90 | 12,58 | 12,86 | 20,73 | 18,16 |
| $\sigma_{\text{и}}$ | 4,27 | 3,85 | 3,63 | 4,03 | 4,23 | 4,79 |
| Степень улавливания | 0,76 | 0,74 | 0,76 | 0,80 | 0,82 | 0,81 |
| $C_{\text{вх}}$, г/м ³ | 2,150 | 2,430 | 2,560 | 2,500 | 1,950 | 2,340 |
| $C_{\text{вых}}$, г/м ³ | 0,516 | 0,632 | 0,614 | 0,500 | 0,350 | 0,440 |
| [0 – 2,5], г/м ³ | 0,282 | 0,281 | 0,248 | 0,206 | 0,122 | 0,211 |
| [0 – 10], г/м ³ | 0,499 | 0,597 | 0,580 | 0,480 | 0,328 | 0,423 |

Библиографический список

1. Гусев А. М., Афонина Е.А., Определение массового содержания частиц пыли во фракциях [0-2,5] и [0-10] в выбросах вредных веществ. Фундаментальные и прикладные аспекты создания биосферосовместимых систем: материалы международной научно-технической интернет-конференции (декабрь 2012г., г. Орел), Госуниверситет – УНПК. – Орел: Госуниверситет – УНПК, 2013. – 321-323 с.
2. Гусев А. М., Афонина Е.А., Определение параметров дисперсного состава пыли при санитарной очистке газов. Фундаментальные и прикладные аспекты создания биосферосовместимых систем: материалы международной научно-технической интернет-конференции (декабрь 2012г., г. Орел), Госуниверситет – УНПК. – Орел: Госуниверситет – УНПК, 2013. – 318-321с.
3. Гусев А. М., Звягинцева Т. В., Наливкина Е. Ф. Расчет систем аспирации. Безопасность жизнедеятельности в третьем тысячелетии. Сборник материалов V-й Международной научно-практической конференции. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2012. – Т. 1. – С.164-167.
4. Коузов П. А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов. Л.: Химия, 1974.

РАЦИОНАЛЬНОЕ ОБРАЩЕНИЕ С ОТХОДАМИ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВАХ

Боброва З.М., Ильина О.Ю.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, eco_safe@magtu.ru*

Аннотация: Рассмотрены пути образования и использования отходов на крупных металлургических предприятиях РФ. Показана нерациональность применения отходов только в качестве складочного материала для рекультивации отработанных карьеров. Приведен пример зарубежного опыта в этой области. Предложены направления применения шлаков металлургических производств.

Ключевые слова: отходы металлургических производств, рациональное природопользование, рекультивация отвалов, воздействие на окружающую среду, применение металлургических шлаков

RATIONAL WASTE MANAGEMENT IN METALLURGICAL INDUSTRIES

Bobrova Z.M., Ilyina O.Yu.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, eco_safe@magtu.ru*

Abstract: the article Considers the ways of formation and use of wastes on large metallurgical enterprises of the Russian Federation. Shows the irrationality of the application of waste only as a backfill material for reclamation of worked out quarries. The example of foreign experience in this field. The directions of application of slag in a metallurgical plant.

Key words: metallurgical production waste, rational environmental management, reclamation of dumps, the impact on the environment, the use of metallurgical slag

Производство металлургических предприятий РФ применяется в различных отраслях экономики, прогнозируется рост потребления металлопродукции на капитальное строительство, включая строительство новых магистральных газо- и нефтепроводов, дорожное строительство и ремонтно-эксплуатационные нужды, производства энергетического оборудования и труб большого диаметра. Целый ряд нормативно-правовых документов определяют вектор развития основных потребителей металлопродукции для обеспечения реализации национальных проектов.

Одной из задач продолжающегося развития металлургических мощностей является значительное сокращение воздействия предприятий на окружающую среду и достижение эффективности природоохранных мероприятий на уровне не ниже лучших мировых показателей.

Планирование долгосрочного и устойчивого развития металлургических комплексов должно основываться на принципах рационального природопользования, стимулировать максимально полное использование ресурсов.

Исходными данными для данной работы послужили годовые отчеты металлургических предприятий, полученные из открытых источников.

Среди субъектов федерации по Уральскому Федеральному Округу с наибольшим объемом образованных отходов в 2013 году выделяются Свердловская область (178,957 млн. т) и Челябинская область (106,147 млн. т), а по объемам размещенных отходов видна большая разница: Свердловская область 1560,423 млн.т за счет большого объема передачи на хранение и Челябинская область 61,873 млн. т.

В рейтингах металлургических компаний, регулярно составляемых различными агентствами, показатели ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ММК) и «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» (ЕВРАЗ НТМК) сопоставимы, и сравнение подходов к решению экологических задач на этих предприятиях будет вполне правомерным. Также интересны показатели Новолипецкого металлургического комбината (входит в Группу НЛМК), который в первом полугодии 2015 года благодаря реализации мероприятий «Экологической программы 2020» продолжил улучшать экологические характеристики производства, приближаясь к достижению уровня наилуч-

ших мировых доступных технологий.

Объемы производства стали составили: на ОАО «НЛМК» – 9,28 млн. т стали, на ОАО «ММК» – 11,4 млн. т стали, на ОАО «ЕВРАЗ НТМК» – 3,8 млн. т стали.

Правительством Свердловской области одобрена Концепция экологической безопасности Свердловской области на период до 2020 года. Из Протокола № 7 Выездного заседания Комитета по природопользованию и экологии Свердловской области от 13.02.2012 г. в г. Нижний Тагил видно, что сравнение данных по удельным выбросам НТМК с аналогичными предприятиями Российской Федерации НЛМК и ММК показывает большую эффективность экологических мероприятий на ОАО «ЕВРАЗ НТМК».

Среди негативных результатов в государственном докладе «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2013 году» отмечено, что объем образования отходов всех классов опасности из года в год практически в два раза превышает объем использования и обезвреживания отходов, что продолжает увеличивать нагрузку на окружающую среду.

По данным Росприроднадзора на начало 2013 г. в Российской Федерации было накоплено более 32,5 млрд. т отходов. Объем образования отходов по данным Росприроднадзора представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Объем образования отходов по данным Росприроднадзора

| Объем образования отходов, млн. т | Год | | | | |
|---|--------|--------|--------|--------|---------|
| | 2007 | 2010 | 2011 | 2012 | 2013 |
| Общий объем образования отходов | 3899,3 | 3734,7 | 4303,3 | 5007,9 | 5152,8 |
| Общий объем использования и обезвреживания отходов в Российской Федерации | 2257,4 | 1738,1 | 1990,7 | 2348,1 | 2043,6 |
| Общий объем отходов, переданных на захоронение и хранение | | 2259,3 | 2664,2 | 2920 | 4952,83 |

Большое внимание ОАО «ММК» уделяет деятельности по обращению с отходами, постоянно увеличивая количество отходов, перерабатываемых на специализированных установках и утилизируемых в собственных технологических процессах. Основным направлением переработки отходов является комплексная переработка металлургических шлаков. Доля пустой породы составляет более 95 % от общего количества размещаемых ОАО «ММК» отходов производства. Основной составляющей в этой деятельности является комплексная работа по переработке и повторному использованию отходов производства.

В ОАО «ММК» в 2014 году переработано на специализированных установках 11,2 млн. т текущих и отвальных металлургических шлаков, в качестве вторичных материальных ресурсов использовано 2,26 млн. т промышленных отходов; использовано на технический этап рекультивации отработанных железорудных карьеров 9,3 млн. т отходов производства.

За последние годы на ММК были построены и введены в эксплуатацию три шлакоперерабатывающих комплекса американской фирмы «AMCOM LLC» общей производительностью 6,5 млн. т в год. Всего в настоящий момент переработка шлаков на ММК осуществляется на пяти установках по переработке шлаков и установке грануляции шлаков суммарной годовой производительностью более 11 млн. т.

ОАО «ММК» осуществляет рекультивацию земель, ранее нарушенных объектами размещения отходов и горными работами.

Снижение негативного воздействия на окружающую среду осуществляется за счет перехода на современные технологические процессы, оснащенные природоохранными сооружениями на базе наилучших имеющихся технологий, с одновременным выводом из эксплуатации устаревших агрегатов.

Суммарная мощность переработки шлаков составляет на данный момент 11,2 млн. т шлака в год. Размер отвалов металлургических шлаков в ММК составляет около 60 млн. т. Отгрузка потребителям шлакового щебня составила 1,86 млн. т. С учетом текущего производства отвалы металлургических шлаков будут полностью переработаны в течение 6 – 9 лет.

В соответствии с Экологической программой ОАО «ММК» на 2014 год выполнено 50 технических мероприятия (10 находятся в стадии выполнения) различной степени сложности, направленных на сокращение и предотвращение негативного воздействия на окружающую среду. Фактические затраты на реализацию Экологической программы ОАО «ММК» в 2014 году составили 1671,7 млн. рублей (в том числе на капитальное строительство – 1520,1 млн. рублей).

В условиях сохраняющейся тенденции истощения природных ресурсов представляется целесообразным продолжать использование отвалов металлургических шлаков ММК в качестве закла-

дочного материала для рекультивации отработанных карьеров горы Магнитной, в то время как они могут быть использованы в качестве сырья при производстве других материалов.

На НЛМК при рекордно высоких объемах производства с 2004 года фактически прекращено наращивание технологических отходов за счет того, что объемы их переработки превысили объемы накопления. За шесть месяцев 2015 г. на предприятии за счет совершенствования технологий образовалось на 12 % меньше отходов производства, чем в первом полугодии 2014 года.

Благодаря рециклингу на шлаковый отвал поступило в 1,5 раза меньше отходов производства, чем годом ранее. В этом году шлаковый отвал уменьшился почти на 12 тыс. т, а в целом с 2004 года на 3 млн. т. Согласно Экологической программе НЛМК к 2020 году весь шлаковый отвал предприятия будет переработан, а его территория рекультивирована.

Новый современный природоохранный объект – комплекс переработки доменного шлака – позволил перейти на безводную технологию охлаждения шлака и более чем в 8 раз снизить образующиеся при охлаждении выбросы сероводорода.

Схемы получения щебня из отвальных шлаков представляют собой разновидности существующих дробильно-сортировочных установок. Отличаются они лишь применением передвижных агрегатов. Шлаковые отвалы могут разрабатываться как металлургическими предприятиями, так и строительными организациями - потребителями щебня. При дроблении щебня из отвального доменного шлака образуется до 15 – 20 % песка.

Песок полностью используется при изготовлении бетона и гипсобетона. В производстве железобетонных труб шлаковый песок заменил обычный песок и мелкий щебень, в производстве гипсошлаковых прокатных перегородок - весь обычный песок. Щебень и песок из доменных шлаков применяются в качестве заполнителей в жаростойком бетоне, заменяя щебень из боя шамотного кирпича, который в три раза дороже.

Многочисленные эксперименты показали, что доменные шлаки не уступают обычным известковым удобрениям, а в некоторых отношениях превосходят их. Главным компонентом этих шлаков является известь, которая прочно связана в силикатных соединениях. Это препятствует быстрому ее вымыванию, наблюдаемому при применении обычных известковых удобрений, повышая тем самым абсорбционную способность почвы. Известь не только способствует питанию растений, но и снижает кислотность почвы, разрыхляет ее, способствуя удержанию влаги, возбуждает жизнедеятельность полезных микроорганизмов. Легко распадающиеся силикаты кальция шлака оказывают почти такое же нейтрализующее действие, как окись или карбонат кальция. При известковании доменным шлаком в почву вносится существенное количество окиси магния, необходимого для нормального развития картофеля, сахарной и кормовой свеклы, люцерны и других культур. В шлаке содержится окись марганца, недостаточное количество ее в почве вызывает заболевания растений. Магний и другие микроэлементы принимают участие в фотосинтезе.

Помимо окиси кальция и магния, доменные шлаки содержат фосфаты, кремнезем, глинозем, железо, серу, а также следы ряда элементов, которые полезны для растений. В частности, кремнезем хорошо усваивается растениями и повышает прочность стеблей. Установлено, что растения, выращенные на почвах, где в качестве удобрения применялся доменный шлак, имеют большую сопротивляемость против заражения болезнями, чем растениями, выращенные без таких удобрений.

Молотые основные доменные шлаки способствуют улучшению структуры как легких, так и тяжелых почв. Шлаки разрыхляют плотную структуру тяжелых почв, улучшая тем самым проникновение воздуха и влаги. В легких почвах шлак вызывает некоторую связанность комков благодаря образованию коллоидных веществ, не уступая по своему действию известковому мергелю. Однако в настоящее время сами шлаки редко применяются как известковые удобрения, а используются для переработки на удобрения, в частности для получения известковой муки.

Доказана эффективность применения доменных шлаков в сельском хозяйстве в виде гранул, так как влияние извести шлака длится 10 – 15 лет и за этот срок крупные зерна успевают разложиться. Крупнозернистый гранулированный шлак отличается повышенным содержанием частиц размером 1 мм, а также наличием частиц размером 2,9 – 10 мм, не пылит, не подвергается слеживанию, может вноситься как в зимних, так и в летних условиях и дешевле известковой муки, полученной из доменного шлака. Из доменных шлаков производят брусчатку для дорожного строительства, шлаковые и металлошлаковые трубы, плиты и детали трубопровода.

Один из наиболее очевидных путей решения проблемы отходов – использование их для производства строительных материалов, силикатного кирпича и других, по этому пути идут Китай, Япония, США и многие другие страны. Причем опыт Китая в этом плане можно признать передовым. Китай с 1 октября 2012 год ввел новые правила, регулирующие обращение с отходами: запрещается переработка отходов в жилых кварталах, переработка опасных отходов без соответствующей лицен-

зии, сжигание отходов ПЭ и остатков, возникающих после вторичной переработки и многое другое. Новые правила регулируют обращение как с местными отходами, так и с импортными. Очень жестко регламентируют отношения с немывтыми полимерными отходами, запрещая их импорт. Также правилами оговорено, что с 1 января 2013 года осуществлять переработку отходов смогут только те компании, которые прошли инспекционную проверку.

В Японии в качестве сырья для цементной промышленности применяют конверторный или доменный шлаки для получения специального ферритцементного клинкера; при этом существенно снижается расход топлива на обжиг указанного клинкера по сравнению с обычным портландцементным клинкером. Сталеплавильные шлаки используются в качестве заполнителей в бетоны, дорожные материалы, цементы, т.е. шлаки применяются в основном для производства заполнителя. Это направление позволяет вовлечь в строительный комплекс значительно большее количество шлака, чем в производство из него вяжущих веществ. Особенно эффективно производство шлакового щебня при использовании технологии придоменной переработки шлака. При такой технологии используется та тепловая энергия, которая была аккумулирована шлаковым расплавом в процессе производства чугуна, что позволяет достичь значительной экономии топливно-энергетических ресурсов.

Одной из причин уменьшения использования доменных гранулированных шлаков цементной промышленностью является падение спроса на шлакопортландцемент. В этой связи приобретает большое значение расширение масштабов производства шлакового заполнителя, в том числе шлаковой пемзы, которая является заменителем керамзита, а также литого шлакового щебня для тяжелых бетонов.

Необходимо подчеркнуть, что бетоны с заполнителем из доменных гранулированных шлаков отличаются рядом преимуществ перед традиционными бетонами. Как было установлено, доменный шлак в составе портландцементного бетона выполняет функцию активного заполнителя, т.е. его поверхностный слой реагирует с гидроксидом кальция, выделяющимся при гидролизе алита. При этом образуется дополнительное количество гидросиликатов кальция, которые создают чрезвычайно прочную связь заполнителя с цементной матрицей, полностью исчезают капиллярные каналы, которые в результате усадки цементного камня образуются между ним и поверхностью заполнителя. Это приводит к значительному повышению коррозионной стойкости бетона с активным заполнителем по сравнению с традиционными составами в большинстве агрессивных сред, в том числе даже против такого грозного вида химической агрессии, как кислотная. Кроме того, благодаря специфической структуре и отсутствию микрозоров на границе раздела вяжущего и заполнителя, такие бетоны обладают отличительными физико-механическими характеристиками. Именно этим обусловлено широкое применение бетонов на шлаковом заполнителе в Японии и других странах.

Способ использования конвертерных шлаков в качестве заполнителя при производстве асфальта разработан совместно фирмами «Ниппон Кокай» и «Ниппон Ходо» (Япония). Этот способ позволяет утилизировать более 10 млн. т шлака ежегодно.

Японские производители, всегда делавшие высококачественный чистый цемент, в то время как страны ЕС двигались в сторону увеличения добавок, переняли европейский опыт, как, впоследствии, и США с Канадой. Европейский подход более приемлем еще и потому, что уменьшает загрязнение окружающей среды. Меньше расходуется энергии – меньше выбросов CO₂ в атмосферу. Замечено, что добавки в виде сульфатированных клинкеров позволяют снижать количество других компонентов (например, известняка, на добычу которого тратится много энергии). На принципы экологической политики в производстве сегодня переходят почти все правительства развитых стран. Зарубежные специалисты считают, что эра бездобавочных цементов закончилась. Необходимо искать и придумывать новые примеси, которые существенно улучшали бы свойства бетона.

Области применения шлаков и золы в строительной индустрии описываются:

- производство силикатного кирпича;
- производство газосиликатобетонных блоков и изделий, в том числе и армированных;
- производство сухих строительных смесей более 20 видов по области применения;
- производство гидравлических вяжущих и добавок к портландцементу;
- производство теплоизоляционных материалов;
- производство строительных шпатлевок, герметизирующих материалов (в качестве наполнителя);
- производство тонких ультрадисперсных наполнителей;
- производство фильтров тонкой очистки промышленного назначения;
- производство гидравлических вяжущих: пуццоланового цемента, золо-шлако-известкового вяжущего, добавки к портландцементу. Например, марка ПЦ-400 Д20 означает, что портландцемент марки 400 содержит в своем составе 20 % тонкомолотых шлаков, при сохранении прочностных ха-

рактических, другие виды цементов специального назначения;

- производство теплоизоляционных материалов, аналогичных стекловате, базальтовым или муллитовым ватам различного технического назначения;
- производство тонкокомолотых наполнителей;
- производство газосиликатобетонных блоков, изделий автоклавного твердения теплоизоляционного стенового строительного материала;
- производство шпатлевок и клеевых составов строительного и технического назначения на вододисперсионной вяжущей основе;
- в химической промышленности: производство катализаторов, производство наполнителей (производство резинотехнических изделий реактопластов и термопластичных материалов, производство герметиков в качестве наполнителей) и т.д.

Позитивным примером рационального природопользования может служить шлаковый отвал Белорецкого металлургического комбината (БМК), который расположен на площади порядка 27 гектаров, в двух-трех километрах от города. По оценкам специалистов, в отвале находится около 3,5 млн. т доменных и мартеновских шлаков.

В качестве сырья на предприятии будет использоваться доменный шлак металлургического комбината, то есть предполагается безотходное производство. Шлакопортландцемент широко используется для производства железобетонных изделий и конструкций, требующих пропаривания, производства конструкций, работающих во влажных условиях или в горячих цехах, возведения наземных и подземных сооружений, наиболее подверженных действию агрессивных сред.

На примере деятельности по обращению с отходами производства и потребления в Магнитогорске видно, что использовано на технический этап рекультивации отработанных железорудных карьеров 9,3 млн. т отходов производства из шлакового отвала, при этом происходит смешивание их с другими закладочными материалами, в том числе, с отходами ТБО ЖКХ города. Для сравнения, в Липецке шлаковый отвал уменьшился в целом с 2004 года всего на 3 млн. т.

По информации в отчетах ММК, отгрузка потребителям шлакового щебня составляет 1,8 – 1,9 млн. т, переработке подвергается около 11 млн. т шлаков, с учетом текущего производства отвалы металлургических шлаков будут полностью переработаны в течение 6 – 9 лет. Это позволяет сделать пессимистичные выводы о том, что шлаки расходуются не рационально и в перспективе они не будут использованы в качестве сырья для производства цемента или других строительных материалов.

Существенный прогресс в сфере вторичной переработки отходов может быть достигнут за счет привлечения средств среднего и малого бизнеса. При этом необходима централизованная комплексная система организации управления отходами, которая включала бы способы совмещения нескольких видов отходов при использовании (производстве новых композиций) их в качестве вторичных материальных ресурсов, например: стекло и бумага – в производстве стеклопористых материалов (замена керамзита), древесные отходы и полиэтиленовая пленка – полимердревесные плиты, используемые в металлургии и резинотехнической промышленности и т.д.

Бережное отношение к окружающей среде является одним из главных требований, который предъявляется сегодня к любому современному производству. Поэтому планируя долгосрочное и устойчивое развитие, руководства предприятий обязаны считать сокращение вредных воздействий на окружающую среду и рациональное природопользование одной из своих стратегических целей.

Выводы:

1) Проведение металлургическими предприятиями мероприятий по повышению технического и технологического уровня производства способствует расширению номенклатуры и созданию новых видов продукции и росту потребления чёрных металлов.

2) Актуальным остается сокращение объема накопленных и вновь образующихся отходов за счет вовлечения их в хозяйственный оборот, внедрения и совершенствования технологий по их переработке с последующим получением полезной продукции.

3) Экологическая политика разработана и реализуется на всех металлургических предприятиях, стратегической целью является постоянное снижение и предотвращение вредного воздействия на окружающую среду.

4) В условиях истощения природных ресурсов представляется нецелесообразным использование отвалов металлургических шлаков в качестве закладочного материала для рекультивации отработанных карьеров.

Библиографический список

1. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2013 году»

2. Стратегия развития металлургической промышленности РФ до 2015 г. Приказ № 177 от 29 мая 2007 г.
3. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Свердловской области в 2013 году»
4. Хохряков А.В., Цейтлин Е. М. Образование отходов металлургических предприятий Урала и их воздействие на окружающую среду / Известия Самарского научного центра Российской академии наук, т. 14, № 1 (3), 2012.
5. Боброва З.М., Ильина О.Ю., Зуева Т.Ю. Анализ способов обращения с отходами в г. Магнитогорске // Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Колокольцева. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. Вып. 13. – С.212-216.
6. Ивановская О.С., Сычева Т.С., Боброва З.М. Изучение свойств, способов переработки и применения металлургических шлаков // Актуальные проблемы современной науки. Сборник статей Международной научно-практической конференции. – Уфа, Научный центр «АЭТЕРНА», 2014. – С. 25-26.
7. Ильина О.Ю., Пивоварова К.А., Домнин В.Ю. Перспективные направления в сфере применения отходов производства и потребления в строительной индустрии // Актуальные проблемы архитектуры, строительства и дизайна: Сборник материалов международной студенческой научной конференции/ под общ. ред. Пермякова М. Б., Чернышовой Э. П. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова, 2015. – С. 75 – 78.
8. Сомова Ю.В., Сомов В.А., Давлетова Д.Д. Применение безотходной технологии при переработке доменных шлаков // Дальневосточная весна – 2015: материалы 13-й Междунар. науч.-практ. конф. по проблемам экологии и безопасности, Комсомольск-на-Амуре, 28 апреля 2015 г. / редкол.: И. П. Степанова (отв. ред.) [и др.]. – Комсомольск-на-Амуре: ФГБОУ ВПО «КНАГТУ», 2015. – С. 145-148.
9. Старостина Н.Н., Мансурова М.С. Анализ возможности снижения загрязнения окружающей среды при утилизации отвалов горного производства / Экология и безопасность жизнедеятельности, 2014. № 1. – С. 141-146.

УДК 581.5

ХИМИЧЕСКИЕ И ФИЗИОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАСТИТЕЛЬНОГО МАТЕРИАЛА РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ШЛАМОХРАНИЛИЩА ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Водолеев А.С., Семёнов С.Л., Домнин К.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, Россия, botanik-egf@yandex.ru*

***Аннотация:** Проанализированы твёрдые отходы шламохранилища «ЕВРАЗ ЗСМК» по фракционному составу и степени экологической опасности. Исследованы химический состав и физиологические показатели растений, произрастающих на его рекультивированных территориях. В качестве мелиорантов были использованы осадки сточных вод очистных сооружений г. Новокузнецка. Прослежена взаимосвязь элементного состава в системе «субстрат – растения».*

***Ключевые слова:** Индикация, растения, рекультивированные участки, шламохранилище, отходы, физиологические показатели, химический состав, тяжёлые металлы.*

CHEMICAL AND PHYSIOLOGICAL INDICATORS OF PLANT MATERIAL REMEDIATED TERRITORIES SLUDGE STORAGE OF «EURAZ ZSMK»

Aquarius A.S., Semenov S.L., Domnin K.I.

*Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, botanik-egf@yandex.ru*

***Abstract:** Analyzed solid waste from the sludge storage of «EVRAZ ZSMK» on the fractional composition and degree of environmental hazard. The chemical composition and physiological parameters of plants growing on the reclaimed areas. As ameliorants were used for sewage sludge treatment facilities in Novokuznetsk. Traced the relationship of the elemental composition in the system «substrate – plants».*

Key words: *Indication, plants, reclaimed areas, sludge storage tanks, waste, physiological parameters, chemical composition, heavy metals.*

Для оценки качества среды существует два подхода. Первый – определение концентрации вредных химических веществ в почве, воздухе, воде с использованием физических, физико-химических и химико-аналитических методов. Второй – оценка состояния окружающей среды по живым организмам: микробам, растениям и животным.

В основе наших исследований лежит представление о том, что почва как среда обитания составляет единое целое с населяющими ее организмами. Изменение химического состава среды обитания сопровождается изменениями биоты. Биологическая (ботаническая) индикация загрязнения окружающей среды включает оценку жизненного состояния растений (физиологические методы), структуры фитоценозов (фитоценотические методы), пути миграции и превращений химических элементов, поступающих в растения (биохимические методы) [2].

Цель данного полевого эксперимента: провести оценку жизненного состояния травянистого покрова и древесных растений по химическим и физиологическим показателям в течение ряда лет на рекультивированных участках шламохранилища и экспериментально оценить рекультивационные возможности осадков сточных вод (ОСВ) городских очистных сооружений. Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

- изучить и проанализировать источники промышленного загрязнения ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»;
- провести химические и физиологические исследования растительного материала рекультивированных участков шламохранилища металлургического комбината.

ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» располагается на территории в 3000 га в 25 км от Новокузнецка. Комбинат имеет замкнутый металлургический цикл и является производителем коксохимической, металлургической, прокатной продукции, а также проволоки и товаров народного потребления. Производственная деятельность сопровождается выбросами и сбросами, даже после очистки содержащих в взвешенном или растворенном состоянии тяжелые металлы, кислотные и щелочные агенты.

Наиболее крупными объектами сосредоточенного потенциального загрязнения воздуха и подземных вод являются шламохранилище. Общая площадь составляет более 300 га при высоте около 25 м. Со всех сторон шламохранилище окружено дамбой, сложенной смесью крупнодисперсного отсева отходов углеобогащения и шлака конвертного производства. Основными структурами шламохранилища являются: карта складирования промышленных отходов, предназначенная для складирования отходов и первичного осветления воды; пруд вторичного отстаивания, предназначенный для доочистки осветленной воды; сифонные водозаборы № 1, 2, 2а, предназначенные для перекачки воды из карты складирования промышленных отходов в пруд вторичного отстаивания; сифонные водозаборы №1, 2, 3 предназначенные для подачи осветленной в пруде вторичного отстаивания воды на объединенную насосную станцию; ограждающая многоярусная дамба (рисунок 1).

После транспортировки шламов трубопроводами в шламонакопители происходит высыхание пульпы на солнце, что увеличивает сопротивление материала сдвигу и, в конечном счете, увеличивает пылеунос. Наиболее важными с точки зрения охраны окружающей среды являются вопросы образования пыли, разрушение шламов под действием обезвоживания, устойчивость к различным естественным средам (водная, ветровая эрозия) и возможность последующей рекультивации.

Отходы Центральной обогатительной фабрики (ЦОФ) «Кузнецкая» и углеобогажительного цеха коксохимпроизводства (5 класс опасности) представляют смесь породы отсадочных машин размером менее 70 мм и хвостов флотации размером менее 1 мм. Западно-Сибирская ТЭЦ поставляет на шламохранилище золу и шлак от сжигания углей (5 класс опасности) и, в небольшом количестве, шламы нейтрализации кислот и щелочей (5 класс опасности), шлам из осветлителей и шлам от очистки воды (4 класс опасности). Литейный цех, кислородно-конвертерные цеха № 1, 2, доменный цех и цех изложниц ЗСМК, с помощью багерной и объединенной насосных станций, поставляет на шламохранилище шламы газоочисток (5 класс опасности). Паровоздуховная станция ЗСМК, с помощью багерной и объединенной насосных станций, поставляет на шламохранилище золу и шлак от сжигания углей (5 класс опасности), а также шлам из осветлителей и шлам от очистки воды (4 класс опасности). Доставка и сброс промышленных отходов в шламохранилище осуществляется гидро-транспортом.

Физиологические показатели древесных растений исследовались в июле-месяце в нижней части склона второй террасы рекультивированного участка № 5 в 9.00 – 12.00 часов, при температурном режиме 20 – 22 °С, освещенности 25000 – 42000 люкс. Результаты исследования состояния устьиц, интенсивности фотосинтеза и содержание хлорофилла представлено в таблице 1.



Рисунок 1 – Одна из многочисленных террас шламохранилища ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» (август 2013 г.)

Таблица 1 – Некоторые физиологические показатели четырех видов древесных растений на склоне дамбы рекультивированного участка шламохранилища «ЕВРАЗ ЗСМК», июль 2000 г.

| Вид | Открытость устьиц | Интенсивность фотосинтеза, мг/дм ² ·ч | Содержание хлорофилла, мг/л |
|-----------------------|-------------------|--|-----------------------------|
| Тополь бальзамический | средне | 17,2 ± 1,43 | 74,3 ± 3,17 |
| Клен ясенелистный | широко | 15,1 ± 0,91 | 76,4 ± 2,67 |
| Ива козья | широко | 12,4 ± 0,84 | 64,7 ± 2,42 |
| Вяз мелколистный | средне | 9,3 ± 0,71 | 58,2 ± 1,87 |

Состояние устьиц свидетельствует о достаточной водообеспеченности тканей растений. Поэтому вода, как участник световых фотохимических реакций не является лимитирующим фактором. Содержание хлорофилла позволяет обеспечивать усвоение углерода на среднем уровне, хотя уровень интенсивности фотосинтеза не максимальный. Причинами данного несоответствия мог быть дефицит в условиях шламохранилища доступных для растений азота и фосфора, обеспечивающих пластический и энергетический обмен при углеродном питании растений. Агрехимическая характеристика пород дамбы шламохранилища подтверждает это предположение. Содержание подвижных форм калия вполне достаточное, что обеспечивает нормальный водообмен растений и подтверждается устьичным контролем.

Показатели физиологического состояния древесных и травянистых растений на участке вблизи деревни Мокроусово приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Некоторые физиологические показатели растений вблизи деревни Мокроусово

| Вид | Открытость устьиц | Интенсивность фотосинтеза, мг/дм ² ·ч | Содержание хлорофилла, мг/л |
|-----------------------|-------------------|--|-----------------------------|
| Тополь бальзамический | средне | 22,4±1,15 | 78,3±3,07 |
| Клен ясенелистный | широко | 17,1±0,91 | 82,4±2,27 |
| Ива козья | средне | 18,4±0,84 | 67,7±2,31 |
| Лебеда копьевидная | средне | 11,2±0,42 | 54,2±1,82 |

Данные таблицы 2 показывают, что оводнённость тканей изученных растений достаточная. Это обеспечивает более высокий уровень ассимиляционных процессов по сравнению с таковыми у

растений шламохранилища, которые положительно коррелируют с содержанием фотосинтезирующих пигментов.

Августовские показатели физиологического состояния древесных растений значительно ниже июльских, что вызвано, прежде всего, изменением температурного и водного режимов. Визуальная оценка листового аппарата древесных растений (тополь) на протяжении всего вегетационного периода показывает о серьезных внешних повреждениях химического характера (действие сернистых газов).

Выявленные физиологические показатели древесных растений свидетельствуют об их адаптационных возможностях, несмотря на высокий суточный температурный режим, дефицит влаги, отсутствие оптимального минерального питания. Коррелятивная зависимость между содержанием хлорофилла в листьях изучаемых растений и интенсивностью фотосинтеза в большей степени проявляется в период июльской засухи.

Содержание тяжелых металлов в отходах шламохранилища отражается в химическом составе выращиваемых на них растений. В течение ряда лет на рекультивированных участках шламохранилища проводится мониторинг, в котором отслеживается жизненное состояние растительного покрова по биометрическим и физиологическим показателям. В конце вегетационного периода методом спектрального анализа был выявлен элементный состав, в первую очередь, на содержание тяжелых металлов. В совокупности эти методы дали материал для анализа состояния окружающей среды в пределах шламохранилища. Было доказано, что выноса тяжелых металлов с участием растений не происходит, это свидетельствует об эффективности проводимых мероприятий по биологической рекультивации на уровне полевого эксперимента.

При внесении ОСВ в шламохранилище содержание основных биогенных элементов в поверхностном слое рекультивированных участков возрастает: углерода – до 12,3 %, азота – до 0,92 %.

Анализ химического состава биомассы растений является показателем возможного вторичного загрязнения в результате выноса токсичных элементов из корнеобитаемого слоя. По результатам исследований установлено превышение ПДК концентрации мышьяка, свинца, цинка, никеля, меди и сурьмы на шлаке+ОСВ (таблица 3).

Таблица 3 – Сопоставление средних концентраций тяжелых металлов (мг/кг) в «техноземах» и растениях на шламохранилище ЗСМК

| Тяжелые металлы | Порода + ОСВ | Шлак + ОСВ | Растения |
|-----------------|--------------|------------|-----------|
| Свинец | 29 | 40 | 0,3 – 1,4 |
| Цинк | 239 | 191 | 64 – 400 |
| Никель | 32 | 22 | 0,7 – 1,2 |
| Медь | 67 | 68 | 3,7 – 9,2 |
| Ванадий | 157 | 157 | 0,7 – 2,7 |

Данные таблицы 3 показывают, что с точки зрения возможного выноса токсичных элементов растениями при рекультивации шламохранилища с помощью ОСВ, потенциальную опасность представляет только цинк.

Усвоение растениями тяжелых металлов максимально в первые годы размещения ОСВ, с годами концентрация их снижается и становится ниже фонового [1].

Результаты исследований подтвердили избирательность растений к разным химическим элементам: в люцерне медь накапливается в количестве 9 мг/кг, хром – 2,7 мг/кг, ванадий – 2,7 мг/кг; содержание данных элементов в злаках составило соответственно 6,9; 1,4; 0,7 мг/кг).

Химический анализ биомассы листьев древесных растений показал, что максимальное накопление тяжелых металлов наблюдается в первые годы размещения ОСВ с дальнейшим выравниванием концентраций как в техноземе, так и в растительной ткани. В перспективе при формировании культурфитоценоза на рекультивированных участках следует ожидать стабилизации усвоения химических элементов растениями и об отсутствии выноса тяжелых металлов с их помощью.

Библиографический список

1. Сводный отчет «Экологически безопасное размещение и эффективное использование осадков сточных вод на техногенных ландшафтах Кузбасса». – ФЦП «Интеграция»: Новокузнецк, 2000. – 92 с.
2. Экологический мониторинг: Учебно-методическое пособие / Под ред. Т.Я. Ашихминой. – М.: Академический проект, 2005. – 416 с.

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Волкова Е.А., Свиридова Т.В., Боброва О.Б.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, obproshkina@mail.ru*

Аннотация: Рассмотрена схема образования и утилизации отходов производства. Выявлены проблемы, возникающие при комплексной переработке отходов металлургического производства. Обнаружены недостатки способов переработки доменных и сталеплавильных текущего производства и отвальных шлаков. Предложен бассейновый способ грануляции сталеплавильных шлаков.

Ключевые слова: отходы металлургического производства, грануляция доменного шлака, переработка сталеплавильного шлака, загрязнение окружающей среды парогазовыми сульфидными выбросами.

WASTE USE INTEGRATED OF METALLURGICAL MANUFACTURES

Volkova E.A., Sviridova T.V., Bobrova O.B.

*Nosov Magnitogorsk State Technical University,
Magnitogorsk, Russia, obproshkina@mail.ru*

Abstract: This is scheme of growing and utilization of waste production. Founded problems, which grow from the complex processing of metallurgical wastes. Discovered processing methods of domain and the current production and steelmaking slag dump. Proposed basin granulation process steel slags.

Key words: metallurgical production wastes, granulation of blast furnace slag, steel slag processing environmental pollution sulfide vapor-gas emissions.

Материальные потоки при любом цикле производства полезного продукта – технологического процесса можно представить в виде схемы (рисунок 1). Необходимо учесть, что при добыче сырых материалов, энергоносителей и производстве энергии также образуются отходы.

Согласно ГОСТ Р 54098-2010 «Ресурсосбережение. Вторичные материальные ресурсы. Термины и определения» и Федерального закона № 89-ФЗ от 24.06.1998 «Об отходах производства и потребления» отходы производства (ОП) – это остатки сырья, материалов, полуфабрикатов, образовавшихся при производстве продукции и утратившие полностью или частично исходные потребительские свойства. ОП содержат компоненты, которые после определенной подготовки могут быть пригодны для дальнейшего полезного использования либо в этом же, либо в других технологических процессах. В настоящее время под ОП понимают разнообразные по агрегатному состоянию и химическому составу, физико-химическим свойствам остатки производства, которые в той или иной степени пригодны для дальнейшего полезного использования и, по сути, являются вторичными материальными ресурсами.

Газообразные выбросы в атмосферу (рисунок 1) или сбросы со сточными водами в принципе могут быть отнесены к ОП. В них содержатся взвеси или растворенные компоненты, которые можно улавливать и повторно использовать. Сами выбрасываемые газы и сточные воды часто являются энергоносителями, так как имеют высокое физическое теплосодержание (нагрев) или горючие (окисляемые) компоненты, при сжигании которых выделяется тепло. Многие энергетические загрязнения (световые, звуковые, вибрационные и т.д.) практически не улавливаются, и соответственно, не утилизируются.

Повторное использование ОП в технологических процессах требует их подготовки – дополнительных операций, назначение которых состоит в придании отходам необходимых свойств или фиксации этих свойств. Повторное использование отходов экономически и экологически выгодно, т.к. позволяет более полно использовать природное минеральное сырье и ресурсы, снижает негативное воздействие на окружающую среду за счет уменьшения количества отходов и загрязнителей.

Характер обращения с отходами зависит от их воздействия на человека и окружающую среду, для этого применяется классификация опасности отходов. С 2001 г. разработана и внедрена новая си-

стема оценки опасности отходов. Класс опасности отходов определяется в РФ на основании критериев, разработанных Министерством природных ресурсов в соответствии со ст. 14 Федерального закона об отходах производства и потребления и приказа МПР РФ № 511 «Критерии отнесения опасных отходов к классу опасности для окружающей среды».

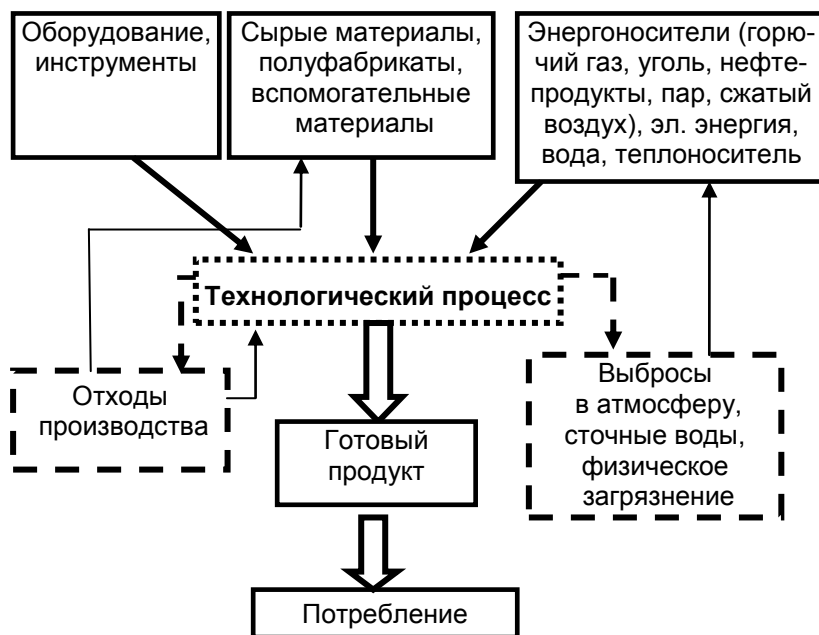


Рисунок 1 – Схема потоков в технологическом процессе

Для значительной части отходов черной металлургии (в том числе и для металлургических шлаков) класс опасности не установлен. В таких случаях предприятия сами должны определить класс опасности отхода. На многих предприятиях класс опасности доменных и сталеплавильных шлаков принят 4 (малоопасный), что соответствует самовосстановлению территории, занятой под шлаковые отвалы в течение трех лет. На самом деле самовосстановление территорий шлако- и шламоотвалов черной металлургии (ЧМ) занимает значительно больший период времени, превышающий десяток лет.

Шлаковые отвалы оказывают негативное воздействие на окружающую среду. Оно связано с защелачиванием вод поверхностного стока на прилегающих территориях, образованием пыли в результате процессов выветривания, выведением из сельскохозяйственного оборота земель и изменением ландшафта (рукотворные холмы) [1].

Наибольшую долю отходов полного технологического цикла ЧМ составляют вскрышные и горные породы. В настоящее время существует тенденция к увеличению этого выхода, т.к. содержание железа в руде снижается. Пирометаллургическое производство, несмотря на применение совершенных технологий, новейших агрегатов, сопровождается образованием различного количества отходов, и около 80 % из них составляют шлаки. Металлургические шлаки – ценное сырье для многих отраслей промышленности. Однако пока они используются недостаточно. Из всего объема образующихся шлаков используется около 55 %, остальное идет в отвалы.

При решении вопроса комплексной переработки отходов металлургического производства возникают следующие проблемы:

- вредные вещества, выделяющиеся в процессе переработки, негативно влияют на окружающую среду и человека;
- низкая степень использования сталеплавильного шлака;
- значительные первоначальные вложения средств в переработку отходов металлургического производства;
- недостаточное воздействие экологического законодательства на стимулирование производителей к более комплексной утилизации отходов.

Одной из задач переработки металлургических шлаков отвального и текущего производства является максимально полное извлечение металла с целью использования его как металлодобавку в металлургическом производстве или как присад для агломерационного производства.

Шлак при медленном затвердевании превращается в прочный износостойкий материал, за

счет армирования металлом износостойкость шлакового монолита повышается. Последующее измельчение его связано с большими затратами энергии, материалов и времени, загрязняя при последующих операциях переработки окружающую среду и т.д.

Поэтому в нашей стране и за рубежом стремятся разработать процессы переработки шлака, находящегося в жидком состоянии. Это позволит сократить парк технологического оборудования и производственные площади, снизить затраты на уборку и переработку шлака, создать условия для сбора и нейтрализации вредных выбросов, повысить качество извлекаемого металла, рационально использовать тепло шлака и т.п. При этом процессы переработки шлака становятся управляемыми.

В настоящее время около 70 % образующихся доменных шлаков гранулируют, т.е. подвергают термодроблению с помощью воды. В результате грануляции в структуре граншлака образуется стекловидная фаза, что обуславливает их вязущие свойства. Гранулированный доменный шлак используется как основное сырье для производства шлакопортландцемента (40 – 60 % в составе смеси), как заполнитель бетонов, а также для приготовления дорожных смесей на основе асфальта и битумов. Не гранулированный доменный шлак используется для приготовления шлакового щебня.

Общими недостатками способов грануляции являются несовершенство систем оборотного водоснабжения, загрязнение окружающей среды парогазовыми сульфидными выбросами, потери физического тепла шлака [2].

Обычный метод очистки парогазовых выбросов предполагает их улавливание и нейтрализацию в адсорберах путем промывки через водный раствор известкового молока или аммиака. Данный метод позволяет очищать парогазовый выброс от сероводорода на 50 – 70 %. Однако метод не получил распространение из-за быстрого выхода из строя газоходов и адсорбера под действием кислотной среды. Нами предложен метод ввода вещества нейтрализующего H_2S непосредственно в зону образования парогазового выброса, т.е. в место контакта гранулирующей воды с жидким шлаком. Концентрация, образующего H_2S снижается в три - пять раз, а затем парогазовая смесь разбавляется воздухом, подаваемым вентилятором и выбрасывается через трубу. Этот позволит улучшить условия труда на рабочих местах установки гранулирования, а также снизить концентрацию сульфидных выбросов в окружающую среду [3].

В настоящее время сталеплавильные шлаки текущего производства и отвалы перерабатываются по близким схемам. Первичная переработка состоит из операций транспортировки шлака в ковшах от сталеплавильных агрегатов; их кантовки (слива шлака); заливки водой из гидромониторов; отбора электромагнитом скрапа; отгрузки потребителям не фракционированного щебня и отправки шлака на дальнейшую переработку. Вторичная переработка, осуществляемая на специальных установках, предусматривает механическое дробление и измельчение шлака, магнитную сепарацию. После переработки выделяются магнитные и немагнитные продукты. Магнитная сепарация позволяет извлекать до 40 % железа содержащегося в шлаках.

Недостатками такого способа переработки являются выделения парогазовых сульфидных выбросов при охлаждении твердого и жидкого шлака, а также большие материальные затраты на дробление.

Экспериментально доказано, что сталеплавильные шлаки, прошедшие стадию грануляции резко снижают гидравлическую активность и склонность к самораспаду, т.к. получается продукт без кристаллической структуры. Извлечение железа из термодробленных шлаков более полное и менее затратное, так как отсутствует стадия механического дробления. Кроме того, оставшийся после сушки продукт можно использовать как известь-содержащий материал в металлургическом процессе.

Нами были проанализированы различные способы грануляции сталеплавильного шлака. Припечная грануляция позволяет использовать большую часть шлакового расплава для производства гранулированного шлака. Но высокая степень металлизации сталеплавильного шлака обуславливает нестабильный характер процесса грануляции и затрудняет последующее измельчение граншлака. Гидрожелобная установка для грануляции сталеплавильных шлаков не подходит из-за того, что жидкотекучесть расплавов сталеплавильных шлаков значительно ниже, чем у доменного шлака.

Поэтому нами предлагается бассейновый способ грануляции сталеплавильных шлаков. Шлак с ковша выливается в бассейн, полученный продукт под воздействием воды гидрализуется, в результате устойчивость шлака повышается. Шлак конвертерного производства будем подавать на грануляционную установку через 40 – 60 мин после выпуска в шлаковозную чашу, за это время металл и шлак достаточно полно разделяются, в то же время значительная часть шлака остается в жидком состоянии.

Для получения гранулированного продукта на такой установке экономические вложения будут минимальными. Необходимо соорудить бассейн в форме трапеции, а также зонт над ним для улавливания сульфидных выбросов. Крановые эстакады заменяем мобильным подвижным комплек-

сом, который будет осуществлять погрузочно-разгрузочные работы.

Предложенные мероприятия позволяют производить более комплексную переработку шлаков ЧМ, в том числе сталеплавильных, значительно снизив при этом негативное воздействие на окружающую среду.

Библиографический список

1. Черчинцев В.Д., Кошкина В.С., Антипанова Н.А., Прошкина О.Б. Оценка влияния шлаковых отвалов на экосистемы Южного Урала // Экология и промышленность России. – 2010. – № 2. – С. 52–54.
2. Карбаинова Н.В., Прошкина О.Б. Источники загрязнения атмосферного воздуха при переработке шлаков // Теория и технология металлургического производства. Вып. 10: межрегиональный сб. науч. тр. / Под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. – С. 177-181.
3. Сенник А.И., Милуков С.В., Прошкина О.Б. Образование выбросов сероводорода при внепечной грануляции доменных шлаков // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2008. – № 3. – С. 75–79.

УДК 504

АНАЛИЗ ВОЗДЕЙСТВИЯ УСТАНОВОК КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЕЛОВОЕ» ОРДЖОНИКИДЗЕВСКОГО РАЙОНА (СЕВЕРНАЯ ХАКАСИЯ)

Дьячкова А.В.

*Национальный исследовательский Томский государственный университет,
г. Томск, Россия, lady_geology@sibmail.com*

Аннотация. Особенностью природопользования в Орджоникидзевском районе на месторождении «Еловое» является золотодобыча. Золото добывается методом кучного выщелачивания. Щелочные цианиды калия и натрия относятся к категории сильнодействующих ядовитых веществ, что предъявляет особо жесткие требования к условиям их использования, хранения и транспортировки. Проведен анализ данных мониторинга по воздействию кучного выщелачивания на окружающую среду.

Ключевые слова: мониторинг, Хакасия, окружающая среда, месторождение, кучное выщелачивание, золото.

IMPACT ANALYSIS OF THE SETUP FOR HEAP LEACHING OF GOLD ON THE ENVIRONMENT OF THE DEPOSIT «ELOVOYE» IN ORDZHONIKIDZE DISTRICT (NORTH KHAKASSIA)

A.V. Dyachkova

*National Research Tomsk State University,
Tomsk, Russia, lady_geology@sibmail.com*

Abstract: Specific feature of the environmental management in Ordzhonikidze district at the deposit «Elovoye» is gold mining. Gold is extracted by the method of heap leaching. Alkaline cyanides of potassium and sodium are classified as highly toxic substances, which imposes very strict requirements to their use, storage and transportation. The analysis of monitoring data concerning the effects of heap leaching on the environment was carried out.

Key words: monitoring, Khakassia, environment, deposit, heap leaching, gold

Особенностью природопользования в Саралинском районе является золотодобыча, связанная с разработкой золоторудных месторождений, в частности, Юзикского золоторудного узла, разрабатываемого до настоящего времени [1].

Месторождение «Еловое» расположено на восточном склоне Кузнецкого Алатау, в северной части Саралинского золотоносного района в пределах Юзикского рудного поля и характеризуются среднегорным расчлененным рельефом. Климат района резко континентальный с холодной продол-

жительной зимой и коротким дождливым летом. По данным метеостанции п. Приисковый минимальные температуры в январе минус 47 °С, максимальные – в июле +35 °С [1].

Административно территория входит в Орджоникидзевский район Республики Хакасия. Площадь участка 29,1 км² [1].

Добыча золота на месторождении «Еловое» ведется методом кучного выщелачивания.

Пуск и эксплуатация установок кучного выщелачивания на участках ЗАО ЗДК «Золотая звезда» сопровождается экологическим мониторингом, который проводится по договору с аккредитованной лабораторией охраны окружающей среды ОАО «Иргиредмет». Институтом определяется воздействие опытно-промышленных установок кучного выщелачивания на близлежащие природные комплексы, в частности, на почвенный покров, подземные и поверхностные воды, атмосферу [2].

Цель работы: проанализировать данные мониторинга института «Иргиредмет» по воздействию кучного выщелачивания на окружающую среду месторождения «Еловое» Орджоникидзевского района.

Кучное выщелачивание в настоящее время в золотодобывающей промышленности является одним из наиболее используемых процессов [3].

Применение установки кучного выщелачивания обусловлено:

- короткими сроками освоения новых месторождений;
- невысокими капиталовложениями и эксплуатационными затратами, меньшим необходимым количеством трудящихся;

- высокой производительностью при функционировании нескольких секций одновременно.

Недостатками данного метода являются:

- строительство секций установок кучного выщелачивания влечет за собой увеличение площади нарушенных земель;

- большая степень заполнения ландшафтов твердыми отходами с остаточным содержанием вредных веществ и недоизвлеченного ценного компонента;

- орошение секций выщелачивания цианистым раствором является неорганизованным источником выбросов цианидов (рисунок 1) [4].



Рисунок 1 – Цианирование рудного штабеля (фото автора)

Главные технологические объекты (рудные штабеля, пруды-накопители) расположены на открытых площадках, то они подвержены воздействию атмосферных явлений. При испарении с открытых поверхностей рудных штабелей и технологических емкостей (прудов-накопителей), в которых обычно располагают установки по извлечению растворенного золота, возможно загрязнение атмосферного воздуха синильной кислотой, которая, частично улетучиваясь, загрязняет атмосферу, где она достаточно быстро разрушается под действием ультрафиолетового излучения Солнца. Интенсив-

ность улетучивания кислоты зависит от таких параметров, как pH растворов, их температуры, скорости ветра и атмосферного давления. Для снижения возможности образования HCN при кучном выщелачивании в цианидные растворы добавляют щелочи (до pH = 11) [5].

Возможность загрязнения атмосферного воздуха синильной кислотой предполагает повышенные требования к охране окружающей среды, в частности, к надежной локализации растворов цианида натрия. В настоящее время локализации растворов цианида натрия осуществляется путем организации многослойных противofильтрационных экранов из утрамбованной глиняной подушки и специального гидроизоляционного пленочного экрана. Кроме того, технология должна обязательно предусматривать организацию замкнутого цикла водоснабжения, который позволяет исключить масштабное образование сточных вод. Еще необходимо учитывать, что основной применяемый реагент для растворения золота - цианид натрия [3].

Так как для растворения золота используют цианид натрия, который является сильнодействующим ядовитым веществом второго класса опасности по причине сильной токсичности солей цианида по отношению к существам с гемоглобиновым обменом. Цианиды являются химически и биологически деградируемыми соединениями. При окислении этих веществ кислородом воздуха и биологической деструкции образуются ионы аммония и карбонаты. Аммоний также может образовываться и при взрывании материалов, изготовленных на основе аммиачной селитры. Также для повышения pH технологических растворов на стадии кучного выщелачивания используют известь или гидроксид натрия. Все это в совокупности предопределяет возможность негативного воздействия процесса кучного выщелачивания на окружающую среду [5].

В процессе кучного выщелачивания возможны дренажные потери цианидосодержащих технологических растворов при повреждении противofильтрационных экранов под рудными штабелями и в прудах-отстойниках или промыв сбоку рудного штабеля. Как следствие, подземные воды при этом являются наиболее уязвимым компонентом окружающей среды.

В период 2010 – 2015 гг. на месторождении «Еловое» повреждение рудных штабелей и противofильтрационных экранов под рудными штабелями не установлено (рисунок 2).

Институтом «Иргиредмет» отбирались и изучались пробы по стандартным методикам и методикам института, адаптированным к золотодобывающим объектам.



Рисунок 2 – Рудный штабель (фото автора)

Контроль за состоянием атмосферного воздуха проводился путем анализа на содержание пыли и паров синильной кислоты. Фоновая концентрация цианистого водорода принимается равной нулю [2].

Контроль воздуха предусмотрен в 4 точках. Три точки предназначены для контроля атмосферного воздуха на границе санитарно-защитной зоны, четвертая точка – на площадке кучного выщелачивания для отбора проб воздуха, сдуваемого с рудных штабелей (подфакельная проба) [2].

Пылевую нагрузку определяли по массе сухого остатка после таяния снега по формуле:

$$P_n = P_o / (S \cdot t),$$

где P – масса пыли в пробе;

S – площадь шурфа;

t – время от начала снегостава до отбора проб [6].

Результаты опробования атмосферного воздуха показали, что концентрация синильной кислоты в пределах рабочей зоны (с подветренной стороны рудного штабеля, а также в помещениях цеха переработки продуктивных растворов концентрация цианистого водорода) не превышала $0,17 \text{ мг/м}^3$ (средняя концентрация – $0,09 \text{ мг/м}^3$), что существенно ниже установленных норм ПДК ($0,3 \text{ мг/м}^3$). На границе санитарно-защитной зоны синильной кислоты в воздухе не обнаружено [2].

Снеговой покров отбирается ежегодно, один раз в год, в зимнее время. По результатам исследования вредоносные компоненты не превышают норм ПДК [2].

При наблюдении динамики микроэлементного состава (Ca, Mg, Cl, Cu, Fe, Zn, As, Pb, сульфаты, нитраты, нитриты, аммоний, цианиды, тиоцианаты) поверхностных и грунтовых вод контрольных объектов не выявлено существенного влияния опытно-промышленной эксплуатации установки кучного выщелачивания на гидросферу района. Концентрация всех проанализированных веществ в ручьях, а также в водах наблюдательных скважин не превышала соответствующих установленных норм ПДК или природных фоновых концентраций. В сравнении с концентрациями веществ, определенных до пуска предприятия и принятых в качестве фоновых, химический состав природных поверхностных и подземных вод практически не изменился [2].

По химическому составу воды гидрокарбонатные натри-кальциевые, без цвета, запаха и вкуса, с минерализацией от $0,05$ до $0,1 \text{ г/л}$.

В отобранных пробах почвы производился контроль содержания подвижных форм меди, цинка и свинца. Результаты отбора проб почв также свидетельствуют о том, что концентрация подвижных форм металлов ниже установленных норм ПДК, их кумулятивного накопления не обнаружено.

В целом по результатам экологических наблюдений на месторождении «Еловое» можно судить об отсутствии заметного техногенного влияния на окружающую среду района расположения опытно-промышленной установки кучного выщелачивания.

Библиографический список

1. Дьячкова А. В. Месторождение «Еловое» участка «Кварцевый» Саралинского золотоносного района как типовой объект Карлинского оруденения (Северная Хакасия) // «Науки о Земле. Современное состояние». III Всероссийская молодежная научно-практическая школа-конференция (31 июля – 7 августа 2015 г.): материалы конференции. – Новосибирск: РИЦ НГУ, 2015. 117-119 с.
2. Кузнецов В. П. «Пояснительная записка к плану развития горных работ по ЗАО Золотодобывающая компания «Золотая звезда». – Минусинск: ЗАО ЗДК «Золотая звезда», 2015. 77 с. (Росгеолфонд, ФГУ ТФИ, ЗАО ЗДК "Золотая звезда").
3. Петров В. Ф., Петров С. В., Мурашов Н. М. Экологическая оценка установок кучного выщелачивания золота // Горный журнал. 2001. – № 5. 56 – 58 с.
4. Брагин А. А. Применение инновационных методов золотодобычи // Материалы XIX международной экологической студенческой конференции «Экология России и сопредельных территорий» // Новосибирский национальный исследовательский государственный университет. Новосибирск. 2014. – 242 с.
5. Тусупова Б. Х., Байгурин Ж. Д. Анализ воздействия горных работ и установок кучного выщелачивания золота на окружающую среду // Вестник КазНТУ. 2013. – № 4. – 110 с.
6. Горбачев И. В., Пузанов А. В., Бурлингас Ю. В. Эколого-геохимическая оценка природно-техногенной среды в границах влияния комплекса кучного выщелачивания золота и сопредельных ландшафтов (Северо-Западный Алтай). Ползуновский вестник. 2004 – № 2. – 257 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ МАТЕРИАЛА В ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКЕ С УПОРОМ НА ВАЛКЕ

Никитин А.Г., Медведева К.С., Титов В.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, nikitin1601@yandex.ru*

Аннотация: *Описана методика расчета степени дробления в энергосберегающей одновалковой дробилке с упором на валке. Определено, что при заданной величине зазора между валком и неподвижной щекой из условия требуемой фракции готового продукта, увеличить степень дробления и, соответственно, производительность дробилки, можно уменьшая радиус рабочего валка.*

Ключевые слова: *Энергосбережение, дробилка, валов, упор, степень дробления.*

DETERMINATION OF THE DEGREE OF CRUSHING MATERIAL IN A SINGLE-ROLL CRUSHER WITH EMPHASIS ON THE ROLL

Nikitin A. G., Medvedeva K. S., Titov V. A.

*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, Russia, nikitin1601@yandex.ru*

Abstract: *Describes the method of calculating the degree of crushing in a single-roll crusher energy saving with the emphasis on the roll. It is defined that at a given gap size between the roll and the fixed cheek from the condition desired fraction of the finished product, to increase the degree of fragmentation and, consequently, the performance of the crusher, reducing the radius of the work roll.*

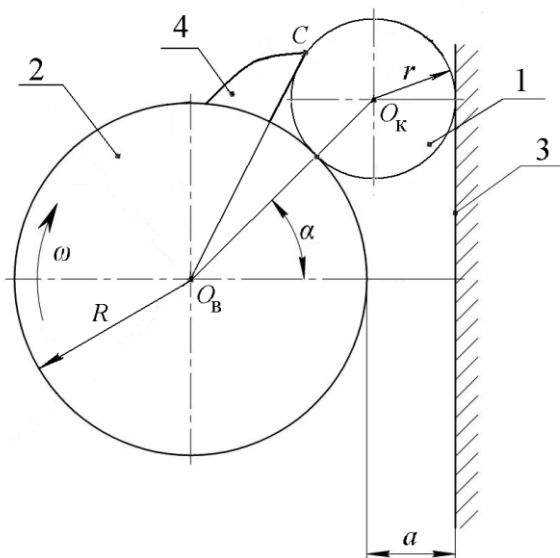
Key words: *Energy saving, crusher shafts, the emphasis, the degree of fragmentation.*

Расход энергии на дробление различных материалов составляет большую долю (до 5 %) в энергетическом балансе мира. Многие промышленные производства – металлургические, горные и другие, перерабатывают в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением кусков на дробилках, в том числе и одновалковых.

Одной из основных характеристик дробилки является степень дробления, то есть отношение размера дробимого куска к величине зазора между валком и неподвижной щекой [1].

В Сибирском государственном университете разработана конструкция энергоэффективной одновалковой дробилки [2], в которой захват дробимого куска происходит за счет упора, расположенного на валке. Для определения степени дробления в данной дробилке при заданном размере зазора между валком и неподвижной щекой необходимо определить максимальный размер куска, который может быть захвачен упором при вращении валка.

Дробилка работает следующим образом (рисунок 1). Кусок дробимого материала 1 подается в зазор между приводным вращающимся валком 2 и неподвижной щекой 3, затягивается в него под действием вертикальной составляющей силы трения между валком, направленной в сторону зазора между валком 2 и неподвижной щекой 3, и дробимым материалом и дробится. Однако, при увеличении степени дробления, то есть отношения размера дробимого куска $2r$ к величине зазора между валком и неподвижной щекой a , угол захвата α увеличивается и это может привести к тому, что вертикальная составляющая силы трения между валком и дробимым материалом будет направлена в сторону, противоположную от зазора между валком 2 и неподвижной щекой 3, при этом будет происходить проскальзывание куска 1 по поверхности валка 2 без захватывания куска в зону дробления. В этом случае при вращении валка упор 4 рабочей поверхностью соприкасается с куском и начинает давить на кусок, при этом возникает сила, действующая на кусок и направленная в сторону зазора, за счет этого кусок принудительно подается в зону дробления и дробится.



1 – дробимый кусок; 2 – рабочий валок; 3 – неподвижная щека; 4 – упор

Рисунок 1 – Схема одновалковой дробилки с упором на валке

Для повышения качества готового продукта и производительности дробилки необходимо обеспечить гарантированный контакт между рабочей поверхностью упора 4, расположенного по радиусу от центра валка, и дробимым куском. При этом рабочая поверхность упора контактирует с дробимым куском в точке, находящейся на касательной, проведенной из центра валка через крайнюю точку куска или, в крайнем случае, с этой точкой контактировал край рабочей поверхности упора. Высота упора должна быть максимально возможной, но меньше величины зазора между валком и щекой, то есть в предельном случае равна величине зазора a .

Из рисунка 1 видно, что треугольник $O_B C O_K$ прямоугольный, тогда

$$O_B C^2 + r^2 = O_B O_K^2,$$

или

$$(R + a)^2 + r^2 = (R + r)^2,$$

и, после преобразований, получим

$$r = a + \frac{a^2}{2R}.$$

По определению степень дробления есть отношение размера дробимого куска к величине зазора между валком и неподвижной щекой, следовательно, степень дробления в одновалковой дробилке с упором на валке определяется следующим образом

$$i = \frac{2r}{a} = \frac{2Ra + a^2}{2Ra} = 1 + \frac{a}{2R}.$$

Из анализа полученного выражения следует, что, так как величина зазора между валком и неподвижной щекой задается из условия требуемой фракции готового продукта, увеличить степень дробления i , соответственно, производительность дробилки, можно уменьшая радиус рабочего валка, что, в свою очередь, ведет к уменьшению габаритов самой дробилки.

Библиографический список

1. Целиков А.И. Машины и агрегаты металлургических заводов. Т.1. – М.: Машиностроение, 1987. 440 с.
2. Патент РФ 2524536. Способ дробления в валковой дробилке / Никитин А.Г., Люленков В.И., Лактионов С.А., Кузнецов М.А., Матехина А.Н. // Открытия. Изобретения. Бюл. № 21, 2014.

ПРОИЗВОДСТВО ФТОРИДА КАЛЬЦИЯ ИЗ РАСТВОРОВ ПОСЛЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Баранов А.Н., Гавриленко Л.В., Тимкина Е.В.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия*

Аннотация: Ежегодно на ОАО «РУСАЛ Братск» образуется около 40 тыс. т отходов, с высоким содержанием фтора и углерода. Для регенерации фтора разработана технология получения фторида кальция. Исследованы и определены оптимальные условия для проведения выщелачивания фтора из отходов электролизного производства алюминия. Получен синтетический фторид кальция из растворов после выщелачивания этих отходов пригодный для использования в качестве добавки в электролит.

Ключевые слова: фторуглеродсодержащие отходы, производство алюминия, криолит, фторид кальция, регенерация, твердые отходы, выщелачивание.

THE PRODUCTION OF CALCIUM FLUORIDE FROM SOLUTIONS AFTER LEACHING OF TECHNOGENIC RAW MATERIALS OF ALUMINUM PRODUCTION

Baranov A.N., Gavrilenko L.V., Timkina E.V.

*Irkutsk national and research technical university,
Irkutsk, Russia*

Abstract: Every year at OAO RUSAL Bratsk» about 40 thousand tons of waste, with the high content of fluorine and carbon are formed. The technology of receiving fluoride of calcium is developed for regeneration of fluorine. Optimum conditions for carrying out leaching of fluorine from waste of electrolysis aluminum production are investigated and defined. Synthetic fluoride of calcium from solutions after leaching of this waste suitable for use as an additive in electrolyte is received.

Key words: fluorine-carbon-containing waste, the production of aluminum, cryolite, calcium fluoride, regeneration, solid waste, leaching.

Введение. Получение алюминия электролизом сопровождается расходом фтористых солей (криолита, фторида алюминия, фторида кальция), который определяется потерями фтора с различными отходами производства – хвостами флотации угольной пены, пыли электрофильтров, шламами газоочистки и угольной футеровкой электролизеров, несмотря на постоянное совершенствование оборудования и разработку технологий регенерации ценных компонентов. Это связано с аппаратурно-технологическими особенностями каждого конкретного производства, обусловленными свойствами сырья и конструкционных материалов, а также с химизмом самого процесса электролиза [1]. Так, например, на Братском алюминиевом заводе (БрАЗ) при производстве алюминия электролизом используется вторичный криолит, полученный методом флотации и регенерации участке производства фторсолей. Однако существующая технология получения флотационного криолита не обеспечивает полноты извлечения фтора, поэтому в фторуглеродсодержащем продукте флотации (хвостах флотации угольной пены) содержится до 9 % фтора [2]. И такие материалы (хвосты флотации, шламы газоочистки, пыль электрофильтров), которые, по сути, являются сырьем, отправляются в отходы на шламовые поля. Таким образом, только на БрАЗе в настоящее время образовалось почти 2 млн. тонн фторуглеродных отходов, которые захоронены на 3 х шламовых полях и они близки к заполнению. Кроме того, в силу высокой химической активности фтора, его реакционной и миграционной способности, длительное хранение токсичных фторсодержащих материалов в местах локального размещения может формировать техногенные модули загрязнения почв и грунтовых вод.

Проблеме обезвреживания и использования фторсодержащих отходов и возвращения фтора в производство уделяется большое внимание [3]. Эту задачу можно решить путем извлечения фтора из фторуглеродных отходов, что позволит получать фтористые соли для электролизного производства [4] и получать углеродные материалы с пониженным содержанием фтора, т. е. использовать их как в качестве сырья для производства анодной массы, так и в других отраслях промышленности.

Основой предложенного способа извлечения фтора из фторуглеродсодержащих материалов электролизного производства алюминия является метод выщелачивания. Нами были проведены исследования по выщелачиванию фтора из хвостов флотации, пыли электрофильтров, шламов газоочистки и угольной футеровки в лабораторных условиях в ИРНТУ и в производственных условиях на ОАО «РУСАЛ Братск» в ЦЗЛ.

Методы исследования. В процессе проведения исследований по выщелачиванию фторуглеродсодержащих отходов для решения поставленных задач использовались физико-химические и спектральные методы изучения состава исследуемого материала (потенциометрия, комплексометрическое титрование, метод пламенной фотометрии, дериватографии, дифракционное исследование), методы исследования фракционного состава, использовались стандартные методики на основе ГОСТ, ПНД, утвержденных Постановлением Госстандарта, а так же методы описательной и аналитической статистики для обработки технологической информации. Исследования проводились в лабораторных и промышленных условиях.

Исследование условий и кинетических процессов выщелачивания фтора из фторуглеродсодержащих отходов электролизного производства алюминия, представленных пылью электрофильтров, угольной футеровкой и шламами газоочистки, проводились на Братском алюминиевом заводе в центральной заводской лаборатории (ЦЗЛ). Для проведения исследований по выщелачиванию фтора из фторуглеродсодержащих материалов в производственных условиях были отобраны пробы и подготовлены к выщелачиванию. Исходные твердые пробы сырья и пробы после проведения процесса выщелачивания анализировались в ЦЗЛ на содержание в них фтора, углерода, натрия и сульфатов. Растворы после выщелачивания были проанализированы на содержание фтора и сульфатов.

Методика проведения эксперимента. Выщелачивание проводилось в термостойком стеклянном стакане емкостью 400 мл, в нагретый до необходимой температуры реагент ($75 - 80$ °С) – 25 NaOH, помещалась навеска фторуглеродсодержащего материала массой 40 г в соотношении Ж:Т = 10:1. Одним из главных условий проведения процесса выщелачивания – поддержание пульпы во взвешенном состоянии, т.е. число оборотов подбиралось каждый раз так, чтобы не допустить осаждения твердых фторуглеродсодержащих частиц. В качестве реагентов использовались: жидкий 60 % гидроксид натрия (NaOH). Отбор проб осуществлялся через 15, 30, 40 и 60 минут после начала эксперимента. После выщелачивания пульпа фильтровалась через бумажный фильтр «синяя лента», осадок просушивался на воздухе. Далее пробы растворов и осадков передавались на анализ в лабораторию ЦЗЛ. В результате проведенных исследований было установлено, что оптимальное время выщелачивания фторуглеродсодержащих отходов для применения технологии в производственных условиях – 40 минут. Полученные данные представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты выщелачивания фторуглеродсодержащих отходов

| Время выщелачивания, мин | Пыль электрофильтров | | Шлам газоочистки | | Угольная футеровка | |
|--------------------------|--|-------------------|--|-------------------|--|-------------------|
| | C(F ⁻) в р-ре, г/дм ³ | C (F) в тв. п., % | C(F ⁻) в р-ре, г/дм ³ | C (F) в тв. п., % | C(F ⁻) в р-ре, г/дм ³ | C (F) в тв. п., % |
| 0 | 0 | 15,1 | 0 | 22,7 | 0 | 2,6 |
| 15 | 5,2 | 6,2 | 6,4 | 17,8 | 0,5 | 2,3 |
| 30 | 8,8 | 4,7 | 9,5 | 16,3 | 0,9 | 1,4 |
| 40 | 9,2 | 4,4 | 9,8 | 16,5 | 1 | 1,3 |
| 60 | 9,5 | 4,3 | 10,4 | 16,8 | 1 | 0,8 |

Следует отметить, что угольная футеровка имеет крайне не однородный состав, поэтому для производства фтористых солей необходимо производить пробоотбор с наибольшим содержанием фтора в составе этого вида отхода.

Анализ полученных результатов говорит о том, что концентрация иона-фторида натрия при выщелачивании 2 % NaOH, температуре процесса 80 °С и времени 40 минут составляет от 15,7 до 29 г/дм³. Эти результаты свидетельствуют о том, что фторсодержащие растворы, полученные после выщелачивания 2 % NaOH, пригодны для производства фтористых солей [5].

В данный момент на алюминиевом комплексе отходы, образующиеся после флотации (хвосты флотации), размещаются на шламохранилище. Наше предложение состоит в том, чтобы использовать данный отход в качестве сырья для производства фторида кальция и углеродсодержащего продукта. На рисунке 4 представлена предлагаемая схема.

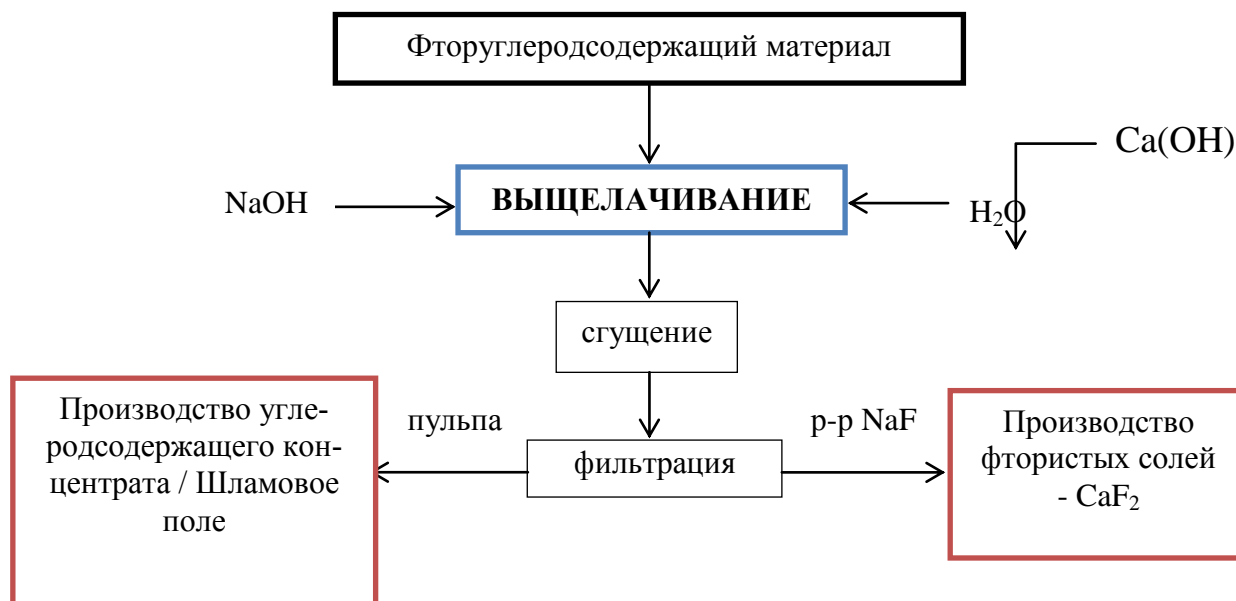


Рисунок 2 – Предлагаемая схема использования фторуглеродсодержащих материалов

Методика проведения процесса кристаллизации фторида кальция из растворов после выщелачивания фторуглеродсодержащих материалов основана на технологической инструкции Братского алюминиевого завода ТИ 440.07.02-2015 «Производство фторида кальция» от 25 марта 2015 года.

Технический результат достигается тем, что способ получения фторида кальция из фторуглеродсодержащих отходов, включает обработку фторуглеродсодержащих отходов каустической содой с последующим разделением фторсодержащего раствора и пульпы, далее фторсодержащий раствор обрабатывают гидроокисью кальция с последующим разделением раствора и пульпы и выделением фторида кальция. В качестве фторуглеродсодержащего отхода используют фторуглеродсодержащие отходы электролизного производства алюминия, фторуглеродсодержащие отходы подают на обработку в соотношении 10:1 по отношению к раствору гидроксида натрия с 20 – 25 г/дм³ концентрацией, при температуре выщелачивания 75 – 80 °С, полученный после обработки фторсодержащий раствор отправляют на получение фторида кальция, путем добавления к нему гашеной извести. Образовавшийся осадок в процессе кристаллизации фторида кальция из растворов после выщелачивания фторуглеродсодержащих материалов электролизного производства алюминия был проанализирован на содержание в нем F, Na и Ca.

Анализ представленных результатов говорит о том, что фторид кальция, полученный из твердых фторсодержащих отходов может быть использован в электролитическом производстве алюминия. Проведенные расчёты свидетельствуют о том, что при использовании в качестве исходного сырья растворов после выщелачивания фторуглеродсодержащих материалов для кристаллизации фторида кальция удалось получить продукт – CaF₂ с содержанием основного вещества от 90 до 95,5 %.

Таким образом, проведенные исследования позволили установить, что при использовании фторуглеродсодержащих отходов алюминиевого производства в качестве исходного сырья для производства фтористых солей (фторида кальция) путем получения фторсодержащих растворов методом выщелачивания 2 % NaOH и последующей их кристаллизацией позволяет получить продукт – CaF₂ с содержанием основного вещества от 90 до 95,5 %. Следовательно, такой продукт, не содержащий посторонних примесей, может быть использован в алюминиевой промышленности.

Кроме того, переработка фторуглеродсодержащих отходов алюминиевого производства позволит снизить негативную нагрузку на окружающую среду, что является выгодным с точки зрения экологии и экономии площадей. Снижение платы за размещение этих отходов за счет снижения их объемов составит более 2 млн. руб./год.

Библиографический список

1. Зельберг Б.И., Рагозин Л.В., Баранцев А.Г., Ясевич О.И., Григорьев В.Г., Баранов А.Н. Справочник металлурга. Производство алюминия и сплавов на его основе. – 2-е изд. испр. и перераб. – СПб.: Изд-во МАНЭБ. – 2013. – 676 с.;

2. Гавриленко, Л. В. Схема флотации угольной пены на аппаратах колонного типа / Л. В. Гавриленко // Охрана окружающей среды в муниципальных образованиях на современном этапе: Материалы межрегиональной научно-практической конференции. – Братск: БрГТУ. 2002.- С. 369.;
3. Куликов, Б. П. Переработка отходов алюминиевого производства / Б. П. Куликов, С. П. Истомин. - С-Пб.: МАНЭБ, 2004. - 477 с.;
4. Патент РФ №2487082 Баранов А.Н., Филиппов С.В., Волянский В.В., Моренко А.В., Гавриленко А.А. Способ получения фторида кальция. Заявка: 2012117306/05, 26.04.2012, опублик. 10.07.2013.;
5. Баранов А. Н., Гавриленко Л.В., Гавриленко А.А., Якушевич П.А. Регенерация фтора из растворов газоочистки производства алюминия с получением фторида кальция. Известие ВУЗОВ №1 1914, с. 159-164.

УДК 621.762

ИССЛЕДОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕРМОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ГЕНЕРАТОРОВ ИЗГОТОВЛЕННЫХ ПО ТОЛСТОПЛЕНОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Шелехов И.Ю., Иванов Н.Н., Кондратьев В.В., Карлина А.И.

*Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия, karlinat@mail.ru*

Аннотация: Проведено обследование существующих термоэлектрических охлаждающих устройств. Исследована существующая технология, выявлены достоинства и недостатки. Для исследования параметров термоэлектрических генераторов изготовленных по толстопленочной технологии, были сформированы модули размером 100*100 мм² на дюралюминиевой подложке, покрытой диэлектрическим материалом на основе оксида алюминия. Результаты испытаний показали, что разработанные термоэлектрические генераторы возможно использовать совместно со светодиодными осветительными приборами.

Ключевые слова: термоэлектрические охлаждающие устройства, термоэлектрические генераторы, термоэлектрические явления.

RESEARCH OF PARAMETERS OF THERMOELECTRIC GENERATORS FABRICATED ON THICK-FILM TECHNOLOGY

Shelekhov I.U., Ivanov N.N., Kondratiev V.V., Karlina A.I.

Irkutsk national research technical university Irkutsk, Russia, karlinat@mail.ru

Abstract: Survey of existing thermoelectric cooling devices. Studied the existing technology, advantages and disadvantages. For research of parameters of thermoelectric generators fabricated on thick-film technology, the modules were formed with size of 100*100 mm² dural on the substrate covered with a dielectric material based on aluminum oxide. The test results showed that the developed thermoelectric generators may be used in conjunction with led lighting fixtures.

Key words: thermoelectric cooling devices, thermoelectric generators, thermoelectric effect.

Введение

История открытия термоэлектрических явлений насчитывает уже более 180 лет. Начало положил немецкий ученый Томас Иоганн Зеебек (Seebeck). В 1822 году он обнаружил, что при замыкании концов цепи, состоящей из двух разнородных металлических материалов, спаи которых находились при разных температурах, магнитная стрелка, помещенная вблизи этой цепи, поворачивалась так же, как в присутствии магнита. Угол поворота стрелки был связан с величиной разности температур на спаях исследуемой цепи. В физике данное явление известно как «эффект Зеебека». Через 12 лет (1834 г.) после открытия Зеебека был открыт «эффект Пельтье». Этот эффект является обратным «эффекту Зеебека». Суть «эффекта Пельтье» состоит в том, что при прохождении тока на границах двух разных проводников происходит на одном конце поглощение тепла, а на другом его выделение. Только в 1838 г. петербургский академик Ленц Эмилий Христианович доказал, что «эффект Пельтье» является самостоятельным физическим явлением, заключающимся в выделении и поглощении на спаях цепи добавочного тепла при прохождении постоянного тока. При этом характер процесса (по-

глошение или выделение) зависит от направления тока. Двадцать лет спустя Уильям Томсон (впоследствии - лорд Кельвин) дал исчерпывающее объяснение эффектам Зеебека и Пельтье и взаимосвязи между ними. Полученные Томсоном термодинамические соотношения позволили ему предсказать третий термоэлектрический эффект, названный впоследствии его именем. Эффект Томсона заключается в переносе теплоты током, протекающим через однородный материал, в котором создан градиент температуры. Количество переносимой теплоты пропорционально величине этого градиента и силе протекающего тока. В один ряд с первооткрывателями термоэлектрических явлений необходимо поставить и выдающегося советского ученого - физика, академика Абрама Федоровича Иоффе. Благодаря работам А.Ф. Иоффе, которые он проводил с начала 30-х годов XX столетия, была заложена основа развития современной термоэлектрической энергетики и найдено практическое использование устройств на основе термоэлектрических явлений, то есть спустя 130 лет после их открытия.

В одном из опытов, А.Ф. Иоффе спаял в кольцо полупроводники и обнаружил, что вырабатывается достаточно большой ток. Полупроводниковые кольца надеваются на керосиновую лампу, словно воротник. Их внутренние концы получают тепло от лампы, прикасаясь к ее стеклу. Наружные концы охлаждаются благодаря большой поверхности ребер. Так термоэлектрический генератор получил более широкое применение. Его активно использовали в тех местах, где не было вообще никакого электричества. Например, в селах для питания радиоприемников. Пригодилось изобретение и на войне. Бесшумность генератора при работе позволила использовать его для питания полевых радиостанций.

Устройства, которые за счет протекания электрического тока создают разность температур называют «элемент Пельтье» или «термоэлектрический охладитель», а устройства, благодаря которым возможны преобразования тепловой энергии в электрическую, называют «термоэлектрический генератор».

В термоэлектрических охлаждающих устройствах используется эффект Пельтье, который проявляется особенно сильно в цепях, составленных из композиционных полупроводников с электронным (n-тип) и дырочным (p-тип) типами проводимости. Если электрическое поле имеет направление от дырочного полупроводника к электронному, тогда электроны в полупроводнике n-типа и дырки в полупроводнике p-типа будут двигаться навстречу друг другу. Электрон из зоны проводимости электронного полупроводника после прохождения через границу раздела попадает в заполненную валентную зону дырочного полупроводника и занимает там место дырки. В результате такой рекомбинации высвобождается энергия, которая и выделяется в контакте в виде тепла. Если ток проходит через границу от электронного полупроводника к дырочному, электроны в электронном и дырки в дырочном полупроводниках будут двигаться в противоположные стороны. Дырки, уходящие от границы раздела, будут пополняться в результате образования новых пар при переходах электронов из заполненной валентной зоны дырочного полупроводника в зону проводимости. На образование таких пар требуется энергия, которая и поставляется тепловыми колебаниями решетки. В результате на контакте тепло будет поглощаться, а сам контакт остывать. Термоэлектрические охладители обладают целым рядом преимуществ по сравнению с другими типами охлаждающих устройств:

- Бесшумность работы;
- Отсутствие подвижных частей;
- Отсутствие рабочих жидкостей;
- Работа в любом пространственном положении;
- Малый размер и вес охлаждающей системы;
- Возможность реализации охлаждения и подогрева в одном блоке;
- Возможность охлаждения до сверхнизких температур;
- Простота управления;
- Высокая точность регулировки температуры;

В наше время термоэлектрический генератор стал востребованным изобретением. Больше всего он, как и раньше, удобен в тех местах, где нет электричества. Как правило, такие устройства компактны, они активно используются туристами в походе, моряками в рейсе, спасателями или охотниками. Источником тепла может служить обычный костер, на который ставят ковшик с водой, чтобы получить необходимый для генератора перепад температур. Энергии, полученной от устройства, хватает для того, чтобы зарядить мобильный телефон или ноутбук. Некоторые модели генераторов, выполнены в виде котелка, который можно просто подвесить над огнем. Пользуются термоэлектрическими генераторами и в промышленных целях. Во время работы двигателя внутреннего сгорания или газовой турбины, как известно, выделяется достаточное количество тепловой энергии. Ее и используют для получения электроэнергии, которую потом можно применять как угодно, в том числе зарабатывать на ее продаже, а в рамках энергоемких производств, таких как алюминиевые заводы,

ТЭЦ, ГЭС, использование данных преобразователей сможет существенно снизить производственные затраты. Не оставляют и идею использования ядерного топлива в качестве источника тепла для генератора.

На сегодняшний день, серийно выпускаемые термоэлектрические преобразователи представляют собой совокупность последовательно соединенных термопар. Количество может достигать несколько сотен пар. При выходе из строя хотя бы одного спая или проводника происходит потеря работоспособности всей системы. Выпускаемые термоэлектрические преобразователи изготавливаются на ситалловых подложках размером 60x48 или 40x40 мм², проводники n и p-типов изготавливаются в виде «столбиков» соединяющих пластины. Стандартное расстояние между пластинами 2-3 мм, так как сами проводники имеют высокий коэффициент теплопроводности, то взаимное влияние пластин резко снижает эффективность работы термоэлектрических преобразователей. Кроме этого, это резко снижает спектр и универсальность применения. Удалить классической технологией пластины теплообмена друг от друга удастся только в единичных вариантах и на расстояние около 10 мм. На данный момент, применение серийно выпускаемых термоэлектрических преобразователей оправдано при мощностях до нескольких десятков ватт. При малых мощностях работы, они обладают наивысшей, среди аналогичных устройств, эффективностью, имея при этом относительно низкую стоимость и высокую надежность работы. В редких случаях, применение термоэлектрических модулей оправдано в специализированных установках с особыми требованиями, где их мощности доходят до десятков киловатт.

Технология изготовления серийных преобразователей сложная и дорогостоящая, поэтому они не нашли широкого применения в преобразовании энергии в более сложных и энергоемких отраслях. К тому же, эффективность таких преобразователей снижается за счет их небольших габаритных размеров и влияния противоположных пластин друг на друга. Учитывая мировые экономические потребности и стремление к новым научным разработкам, необходимость в использовании альтернативных подходов с применением современных материалов при создании устройств на базе термоэлектрических явлений является как никогда актуальной. Преимущества, которыми они обладают, обуславливают постоянный рост спроса на них во всем мире и возникновение новых областей для их внедрения.

На сегодняшний день, реализация проекта по разработке и организации серийного производства недорогих и надежных элементов для холодильных машин и систем кондиционирования совершит революционные перемены во многих отраслях промышленности. Причем, появится новый класс оборудования, совмещающий в себе свойства холодильника и нагревательного прибора. Так же появятся экономически целесообразные приборы, работающие на других термоэлектрических эффектах: выработка электрической энергии при наличии градиента температур (эффект Зеебека), передача тепловой энергии по проводам (эффект Томсона). Появится класс энергосберегающих приборов, которые реально смогут экономить тепловую энергию, причем их эффективность будет превышать имеющиеся приборы в несколько раз. Какие будут последствия при появлении такого вида продукции на международном рынке, и какое экономическое значение это будет иметь, могут полностью воспринять только те специалисты, которые вплотную связаны с энергосберегающими технологиями, теплоэнергетикой.

Используя толстопленочную технологию производства интегральных микросхем и новые композиционные материалы, нами был разработан экспериментальный технологический процесс производства термоэлектрических преобразователей с характеристиками, которые применяются в бытовой сфере. Используя новый разработанный технологический процесс, появилась возможность разнести теплопередающие поверхности на значительно большее расстояние по сравнению с классическими методиками, а так же использовать другие материалы для теплопередающей поверхности (в том числе гибкие).

Изготовленные по этой технологии экспериментальные образцы при напряжении 12 В на плоской поверхности одну сторону охлаждают до температуры близкой к минус 5 °С, а вторую нагревают до +35°С. При одновременном нагревании и охлаждении преобразователь вырабатывает электрический ток, который способен зажечь светодиодный модуль при общей токовой нагрузке до 2 А.

Используя технологии производства интегральных микросхем и новые композиционные материалы, разрабатываются технологии серийного производства термоэлектрических модулей на широком спектре подложек размерами до 150*300 мм², при этом основное направление разработки направлено на сложнейшую задачу по повышению их термоэлектрической добротности. В настоящее время достигнуты показатели добротности для промышленных материалов на уровне 1,0 – 1,5, при единичном производстве значение достигается на уровне 2,0. Дальнейшее повышение добротности

возможно только на качественно другом уровне создания термоэлектрических сплавов (ямы квантования, нано-технологии и т.д.).

Серийные промышленные термоэлектрические элементы пока достигают КПД 8 – 12 %, что не позволяет им конкурировать в большой энергетике с тепловыми машинами, а находить применение только в узких специальных областях. Внедрение новых технологий, при которых термоэлектрические модули станут возможным производить на подложках больших размеров, причем не только на плоских, но и на рельефных, расширят рамки областей применения. Материал, на котором сформированы термоэлектрические элементы, определяет не только спектр применения термоэлектрических генераторов, но и в значительной степени создает область его электрофизических свойств, так как любой материал обладает индивидуальными характеристиками, такими как гибкость, пластичность, температурные коэффициенты расширения, теплопроводность, адгезия, диэлектрические свойства, восприимчивость к окружающей среде и т.д. В зависимости от свойств материала подложки разрабатываются технологические режимы формирования, и придания конкретных электрофизических характеристик термоэлектрическим элементам.

Результаты испытаний

Для исследования параметров термоэлектрических генераторов изготовленных по толстопленочной технологии, были сформированы модули размером 100*100 мм² на дюралюминиевой подложке, покрытой диэлектрическим материалом на основе оксида алюминия.

Испытания проводились в действующей системе горячего и холодного водоснабжения, одна сторона охлаждалась водопроводной трубой холодного водоснабжения, а нагревался трубой горячего водоснабжения. На рисунке 1 представлен график изменения напряжения на выходе термоэлектрического модуля в зависимости от водозабора в течение суток.

На рисунке 2 представлен график стабильности параметров термоэлектрических модулей в течение длительной эксплуатации при различных токовых нагрузках. Исследовались пять образцов при токовых нагрузках: 1 – 0,25 А; 2 – 0,5 А; 3 – 0,75 А; 4 – 1,5 А; 5 – 2,5 А.

Из графиков видно, что стабильные характеристики наблюдаются при токовых нагрузках до 1 А, при больших токовых нагрузках элементы изменили свои характеристики, но сохранили работоспособность. Из вышесказанного видно, что разработанные термоэлектрические генераторы возможно использовать совместно со светодиодными осветительными приборами, что позволит обеспечить дежурное и аварийное освещение подвальных помещений или аналогичных помещений, где имеется аналогичный градиент температур. При использовании нескольких модулей, возможно, обеспечить освещение мест общего пользования, например, лестничные площадки, площадки перед подъездами и т.д. Данные изделия, возможно, использовать и в других отраслях народного хозяйства, где происходит выделение тепловой энергии: автомобилестроение, коммунальное хозяйство, промышленность. На базе данного модуля будут выпущены опытные партии приборов для освещения, устройства для зарядки мобильной электроники, генераторы электрического тока для автомобилей и различных печей и т.д.

Применение термоэлектрических модулей имеет высокую экономическую эффективность, т.к. зачастую утилизирует не используемую тепловую энергию, которая просто растворяется в пространстве (работа второго закона термодинамики).

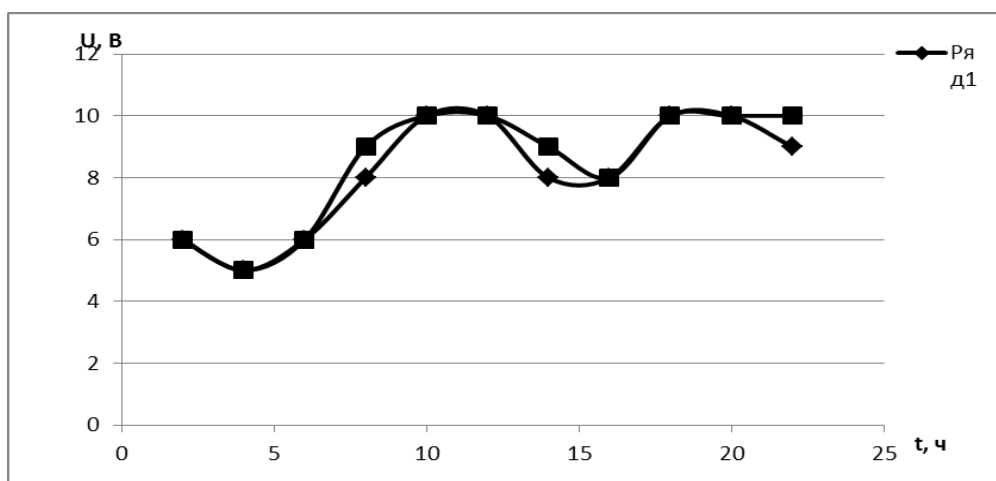


Рисунок 1 – Исследование термоэлектрических генераторов в системе горячего и холодного водоснабжения жилого дома. Суточный режим

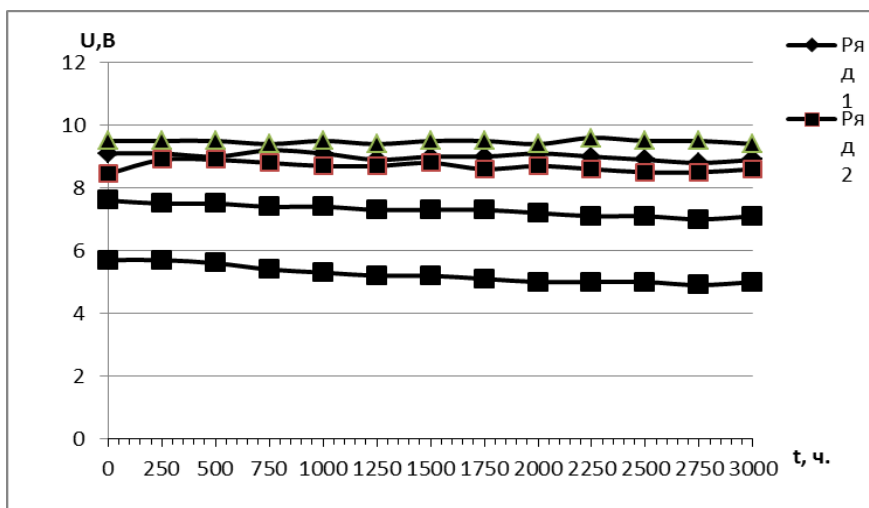


Рисунок 2 – Исследование стабильности параметров термоэлектрических модулей при длительной эксплуатации

Библиографический список

1. Кондратьев В.В., Николаев В.Н., Карлина А.И. Моделирование и лабораторные испытания высокоэффективного теплообменника с низким статистическим сопротивлением / Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. – Иркутск: Издательство ИрГУПС. -2015. №2. С. 80-83.
2. Кондратьев В.В., Шахрай С.Г. Исследования и разработка предложений по оптимизации аэродинамических параметров систем газоудаления от электролизеров Кандалакшского и Богословского алюминиевых заводов // Вестник ИрГТУ. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. -2011. № 6. С. 91-98.
3. Ржечицкий Э.П., Кондратьев В.В., Тенигин А.Ю. Технологические решения по охране окружающей среды при производстве алюминия : монография. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2013. - 159с.
4. Шахрай С.Г., Кондратьев В.В., Белянин А.В. Энерго- и ресурсосбережение в производстве алюминия : монография. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2014. - 146с.
5. Кондратьев В.В., Николаев В.Н., Ржечицкий Э.П., Корняков М.В., Афанасьев А.Д. Технологические решения по энергосбережению и снижению капиталоёмкости систем газоудаления и газоочистки алюминиевых производств // Металлург, №9, 2013г., с. 27-30.
6. Шахрай С.Г., Кондратьев В.В., Белянин А.В., Николаев В.Н., Гронь В.А. Охлаждение анодных газов алюминиевых электролизеров в теплообменниках нагрева глинозема // Металлург. 2015. № 2. С. 29-32.
7. Кондратьев В.В., Шахрай С.Г., Жуков Е.И., Винокуров М.В. Повышение эффективности газоулавливания в рабочей зоне электролизеров с предварительно обожженными анодами с силой тока свыше 300 КА // Экология и промышленность России. 2012. № 7. С. 8-11.
8. Ястребов К.Л., Кондратьев В.В., Иванов Н.А., Дружинина Т.Я., Карлина А.И. Теория и практика прикладной гидроаэромеханики в обогащении полезных ископаемых и металлургии : монография. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2015. – 350с.
9. Зельберг Б.И., Рагозин Л.В., Баранцев А.Г., Ясевич О.И., Григорьев В.Г., Баранов А.Н., Кондратьев В.В. Справочник металлурга. Производство алюминия и сплавов на его основе : справочник. – Иркутск : Издательство ИрГТУ. 2015. – 764с.

УДК 502.669.1

ПЕРЕРАБОТКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ В ОАО «ММК»

Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиуллина Е.С.

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия, n.panishev@magtu.ru*

Аннотация: За 300 лет существования горного дела в России накоплено более 100 млрд. т горнопромышленных отходов, занимающих значительные площади в экономически освоенных регио-

нах и наносящих ощутимый ущерб окружающей среде. В то же время металлургические шлаки, например, являются одним из резервов обеспечения потребности в минеральном сырье. В публикуемой ниже статье проблема утилизации металлургических шлаков охарактеризована на уровне одного предприятия – ОАО «ММК», которая может рассматриваться для отработки подходов к решению проблемы и использованию полученного опыта на других предприятиях.

Ключевые слова: Отходы, шлак, утилизация, окружающая среда

SLAG PROCESSING AT MMK (OJSC)

Panishev N.V., Bigeev V.A., Galiullina E.S.

**Nosov Magnitogorsk State Technical University
Magnitogorsk, Russia, n.panishev@magtu.ru**

Abstract: Over 100 billion t of mineral waste have been accumulated during the 300-year existence of mining in Russia. It occupies sizeable areas in economically developed regions and causes appreciable damage to the natural environment. At the same time, metallurgical slag, for instance, is one of the reserves for meeting the resource requirements. The article published below describes the problem of metallurgical slag utilization at the level of an individual enterprise – the MMK (OJSC), which may be considered as a ground for developing approaches to solution of the problem and use of accumulated experience in other enterprises.

Key words: Waste, slag, utilization, environment

По данным различных фондовых и опубликованных материалов объем накопленных горно-промышленных отходов (ГПО) за 300 лет существования горного дела в России составляет более 100 млрд. т [1]. Ежегодный объем ГПО превышает 2 млрд. т. Усредненный состав учтенных отходов, %: вскрышные и вмещающие породы – 73 – 81, отходы обогащения – 12 – 18, отходы глубокой переработки, включая металлургические шлаки – 7 – 9. Отвалы отходов служат источниками пылеобразования, негативно влияют на состояние окружающей среды, загрязняя грунтовые воды и поверхностные источники, занимают значительные территории.

Вместе с тем объемы полезных компонентов в ГПО сопоставимы с запасами крупных месторождений. Так, общее количество железа в отвалах бедных и разубоженных руд, хвостов обогащения, металлургических шлаков – более 170 млн т. При этом содержание общего железа в хвостах обогащения колеблется от 6,3% на Качканарском ГОКе до 14 – 28 % соответственно на Михайловском ГОКе и в ОАО «ММК», а в металлургических шлаках среднее содержание железа составляет 6 – 8 %.

В условиях истощения балансовых запасов железных руд на Южном Урале и снижения их качества сотни миллионов тонн накопленных шлаков можно рассматривать как техногенные месторождения. В ОАО «ММК», например, доля металла, выплавляемого из собственного сырья, не превышает 25 % [2]. К концу XX века в отвалах ОАО «ММК» скопилось более 150 млн т мартеповских и доменных шлаков. В настоящее время на предприятии интенсивно перерабатываются отвальные мартеповские шлаки, текущие шлаки конвертерного и электросталеплавильного производств, текущие и отвальные доменные шлаки (таблица 1).

Таблица 1 – Динамика переработки металлургических шлаков в ОАО «ММК»

| Период | Запасы шлаков в отвалах, млн т | | Объем переработки шлаков, млн т/г | | | |
|-----------------|-----------------------------------|----------|-----------------------------------|------------|----------|------------|
| | | | сталеплавильные | | доменные | |
| | мартеповские | доменные | текущие | отваль-ные | текущие | отваль-ные |
| На 31.12.2002 г | 73,402 | 51,306 | 1,404 | 1,405 | 2,090 | - |
| На 31.12.2014 г | 17,386 | 46,606 | 4,051 | 5,049 | 2,230 | 1,52 |

Принципиальная особенность переработки сталеплавильных шлаков состоит в предварительном разделении материала перед магнитной сепарацией на узкие классы крупности на 3-х установках фирмы Атсом LLC (США) общей мощностью 4 млн. т/г и установке Рохоп мощностью 2,5 млн.т/г [3]. После отсева негабарита (фракции > 350 мм) на барабанном грохоте подрешетный продукт подается на вибрационный двухситовый грохот для разделения на фракции 0 – 10, 10 – 50, 50 – 350 мм. Далее каждая фракция поступает на сухую магнитную сепарацию, после которой магнитный продукт

фракции 0 – 10 мм отправляется в агломерационное производство, а магнитный продукт крупностью 10 – 50 мм, соединяясь с магнитным продуктом крупностью 50 – 350 мм, направляется в очистной (гольфовочный) барабан, где производят очистку от шлака и разделение на фракции 0 – 10, 10 – 50, 50 – 350 мм (таблица 2). Такая технология за счет уменьшения слоя обрабатываемых материалов позволила увеличить массовую долю в магнитном продукте крупностью 0 – 10 мм на 8,8 %, а в продукте 10 – 50 мм – на 0,3 %.

Таблица 2 – Результаты переработки сталеплавильных шлаков в 2014 г.

| Показатели | Магнитные фракции, мм | | | |
|-----------------|-----------------------|---------|----------|---------|
| | 0 – 10 | 10 – 50 | 50 – 350 | +350 |
| Выход, т | 498093 | 139339 | 163035 | 156157 |
| Содержание Fe,% | 50,31 | 66,40 | 50 – 70 | 50 – 70 |

Фракции 0 – 10 и 10 – 50 мм поступают соответственно в агломерационный и доменный цеха, а фракции более 50 мм - в кислородно-конвертерный и электросталеплавильный цеха. Это позволило только в агло-доменном производстве сэкономить 425,1 тыс.т концентрата ССГПО и 148 тыс.т окатышей ССГПО.

Дальнейшее увеличение эффективности технологии переработки сталеплавильных шлаков (увеличение выхода магнитных продуктов и содержания в них железа) возможно за счет применения постоянных магнитов вследствие снижения эксплуатационных затрат и простоты конструкций, а также использования мощного ударного инструмента, устанавливаемого на экскаваторе, для разбивки металла и шлака [4]. Низкое качество крупных фракций связано с высокой зашлакованностью из-за неэффективной технологии отделения металла из чугунных чушек и стальных «козлов». Как показывает опыт работы металлургических заводов компании ThyssenKrupp [5], удачным решением этой проблемы может явиться использование технологии датской фирмы «Fractum». С помощью такой установки можно совершать до десяти ударов в минуту с энергией в 400 кДж. Технологию можно уверенно назвать экологичной, Уровень шума ниже, чем при эксплуатации традиционных технологий.

Огненно-жидкие доменные шлаки направляются на грануляцию (мощность установки – 1,5 млн т/г), а твердые остатки вместе с отвальными доменными шлаками перерабатываются с получением фракционированного щебня. В 2014 г. было получено 1,44 млн т гранулированного шлака, 0,71 млн т фракционированного щебня, 0,062 млн т промежуточного магнитного продукта для последующей переработки совместно с шлаками сталеплавильного производства. На рекультивацию отработанных карьеров г. Магнитная было отгружено 0,2 млн. т фракций доменного шлака некондиционных размеров.

Таким образом, возвращение вторичных ресурсов уменьшает затраты на производство металла, позволяет получить быструю отдачу от вложенных средств, а также снизить нагрузку на окружающую среду.

Библиографический список

1. Боков В.Г., Лазарев В.Н. Проблемы освоения техногенных минерально-сырьевых ресурсов России // Минеральные ресурсы России. 2000. N 5-6, с. 31-40.
2. Панишев Н.В., Бигеев В.А. О рециклинге металлургических шламов и хвостов из техногенных образований //Рациональное недропользование: сб. науч. трудов / под ред. С.Е. Гавришева. – Магнитогорск: Изд.-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. –с. 171-180.
3. В.А. Гостенин, А.В. Бочкарев, Н.В. Сукинова, З.Н. Мурзина, И.П. Фролова. Совершенствование технологии переработки шлаков на установках ОАО «ММК»:// Совершенствование технологии в ОАО «ММК»: сб. науч. трудов / Центральная лаборатория ОАО «ММК».- Вып. 16- Магнитогорск, 2011. с. 4-9.
4. Бигеев В.А., Черняев А.А., Пантелеев А.В. Исследование двухстадийного способа переработки пылей и шлаков с помощью математических моделей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №3. С. 48-52.
5. Т. Стокхольм Т. До сырья – рукой подать // Металлы ЕВРАЗИИ, 2011, N 3, с. 48-49.

РАЗВИТИЕ СХЕМ ТЕПЛООБМЕНА В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ*

Спирин Н.А., Ярошенко Ю.Г., Загайнов С.А.

Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина,
г. Екатеринбург, Россия, n.a.spirin@urfu.ru

Аннотация: Рассмотрено развитие схем теплообмена в доменной печи по мере совершенствования технологии доменной плавки. Показано, что наличие двух зон интенсивного теплообмена и в современных условиях при плавке различного вида железорудного сырья, использовании комбинированного дутья высоких параметров является обязательным условием устойчивости хода доменного процесса и экономичности плавки.

Ключевые слова. Черная металлургия, доменный процесс, теплообмен, массообмен, закономерности, принципы, схема.

HEAT SCHEMA EVOLUTION IN THE BLAST FURNACE

N. Spirin, Yu. Yaroshenko, S. Zagainov

Ural Federal University,
Ekaterinburg, Russia, n.a.spirin@urfu.ru

Abstrac.: We consider the development of schemes of heat exchange in a blast furnace as the technology of blast furnace smelting. It is shown that the presence of two zones of intense heat in the present conditions in the smelting of various types of iron ore, the use of combined blast parameters of high stability is a prerequisite for the progress and efficiency of blast furnace smelting

Key words: Iron and steel, blast furnace, heat transfer, mass transfer, laws, principles, scheme.

Математическая модель, описывающая теплофизические и физико-химические явления доменной плавки, была предложена проф. Б.И.Китаевым в 1944 году [1]. Полное описание модели дано в монографиях [2 – 6]. Используя результаты анализа изменения теплоемкостей потоков шихты и газа по высоте печи, Б.И.Китаев сформулировал основные положения теории теплообмена в доменной печи, которые сводятся к следующему [1 – 2]:

1) Интенсивность теплоотдачи от газа-теплоносителя к материалу осуществляется в двух ступенях теплообмена: верхней и нижней. Ступени теплообмена разделены зоной замедленного теплообмена, где температурный градиент по высоте достигает минимального значения.

2) Тепловая работа каждой из ступеней теплообмена отличается самостоятельностью (автономностью) и характеризуется существенным различием в отношениях теплоемкостей потоков шихты и газа. Зона замедленного теплообмена, разделяющая зоной активного теплообмена, характеризуется отношением теплоемкостей потоков, близким к 1. Верхняя ступень теплообмена имеет $W_{ш} < W_{г}$, т.е. $m < 1,0$, а нижняя $W_{ш} > W_{г}$, т.е. $m > 1,0$.

3) Теплообмен в доменной печи завершен, что подтверждается существованием зоны замедленного теплообмена. В этой зоне теплоемкости потоков газа и шихты сближаются так, что $W_{ш} \approx W_{г}$, $m \approx 1$.

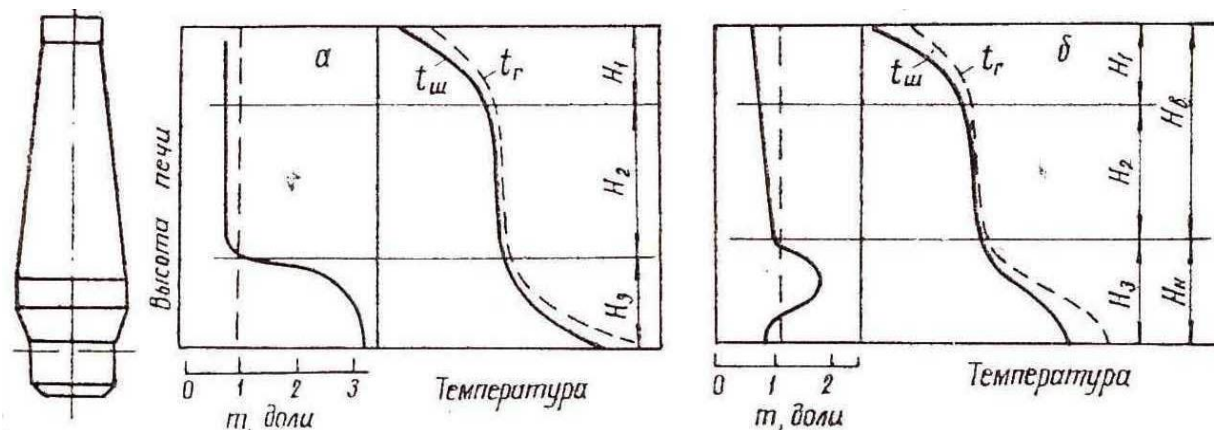
Характер изменения температур газа и шихты, отношения их теплоемкостей потоков по высоте печи представлены на рисунке 1, а. Таким образом, по высоте доменной печи при ровном ходе наблюдается типичное S –образное распределение температур.

Эксперименты на действующих печах в последующие годы показали, что высота нижней ступени теплообмена в действительности несколько больше, чем получается в результате расчета по схеме рисунке 1, а. Накопленные данные об особенностях теплообмена в нижней ступени создали условия для дальнейшего развития схемы теплообмена. Б.И.Китаевым, Б.Л.Лазаревым, Ю.Г. Ярошенко [4 – 7] были внесены дополнения в схему теплообмена, в соответствии с которыми верхняя

* Работа выполнена при финансовой поддержке постановление № 211 Правительства Российской Федерации, контракт № 02.A03.21.0006

The work was supported by Act 211 Government of the Russian Federation, contract № 02.A03.21.0006.

ступень теплообмена и зона замедленного теплообмена оставались без изменений, но был принят другой характер изменения отношения теплоемкостей по высоте нижней ступени теплообмена. С приближением к горизонту воздушных фурм отношение, как и в старой схеме, сначала росло, но мере снижения интенсивности реакции прямого восстановления это отношение уменьшалось и становилось меньше единицы. При этом у температурных кривых шихты и газа в нижней ступени теплообмена появился характерный изгиб в сторону снижения градиента температур. Общий вид уточненной схемы теплообмена по высоте доменной печи приведен на рисунке 1, б, которая отличается от схемы рисунка 1, а тем, что нижняя ступень теплообмена разделена на две части: для верхней $W_{ш} > W_{г}$, а для нижней $W_{ш} < W_{г}$, что обусловлено окончанием процессов прямого восстановления оксидов железа к нижнему горизонту и, следовательно, общее теплопоглощение шихты существенно уменьшается.



а – схема теплообмена 1944 г; б – схема 1961 г. $t_{ш}$, $t_{г}$ – температура шихты и газа; m – отношение теплоемкостей потоков шихты и газа; H_1 – верхняя ступень теплообмена; H_2 – зона замедленного теплообмена; H_3 – нижняя ступень теплообмена; $H_{В}$ – верхняя тепловая зона; $H_{Н}$ – нижняя тепловая зона

Рисунок 1 – Схемы теплообмена в доменной печи

Исследования работы доменных печей в последующие десятилетия показывают, что температурное поле по высоте доменных печей претерпевает заметную деформацию. Сущность этой тенденции заключается в наличии у температурных кривых по высоте печи нескольких локальных участков замедленного теплообмена. Впервые это было замечено проф. Н.Н. Бабарыкиным при рассмотрении температурного поля, полученного методом вертикального зондирования доменных печей ММК. Серия измерений при плавке различного железорудного сырья показала наличие по высоте шахты доменной печи в некоторых случаях двух участков малоизменяющейся температурой (рисунок 2) [8].

Обобщая экспериментальные данные по тепловой и восстановительной работе доменных печей Бабарыкин Н.Н. [9] предложил схему теплообмена, приведенную на рисунке 3.

Согласно этой схеме наблюдаемые в экспериментах два участка замедленного теплообмена по высоте шахты образуются в результате действия химических реакций с отрицательными тепловыми эффектами. Формирование верхнего участка обусловлено действием эндотермических реакций восстановления магнетита оксидом углерода, а образование нижнего участка связывается с действием теплопоглощения при заметном развитии реакции газификации углерода кокса диоксидом углерода.

Опубликованные данные по математическому моделированию процессов тепло- и массообмена в доменных печах показывают, что при формировании температурных полей в шахте печи не всегда проявляются два участка замедленного теплообмена [10 – 13]. И это вполне объяснимо, так как результаты моделирования во многом зависят от принятых значений коэффициентов настройки моделей и, в частности, от кинетических характеристик железорудного сырья и коэффициентов теплопередачи.

В связи с этим интерес представляют результаты имитационного моделирования совместного развития теплообменных и восстановительных процессов по высоте шахты доменной печи, выполненные Б.И. Китаевым и его учениками. При этом сделано допущение о чисто ступенчатом характере восстановления оксидов железа. На рисунках 4 и 5 представлены результаты моделирования применительно к условиям работы доменной печи № 3 объемом 3000 м^3 Западно-Сибирского металлургического комбината [14 – 15].

Общая картина теплообменных и восстановительных процессов, показанная на рисунке 4, представляет наиболее сложный случай проявления взаимосвязи теплообмена и восстановления в верхней части шахты доменной печи, когда поток шихты перегревается по сравнению со встречным потоком газа.

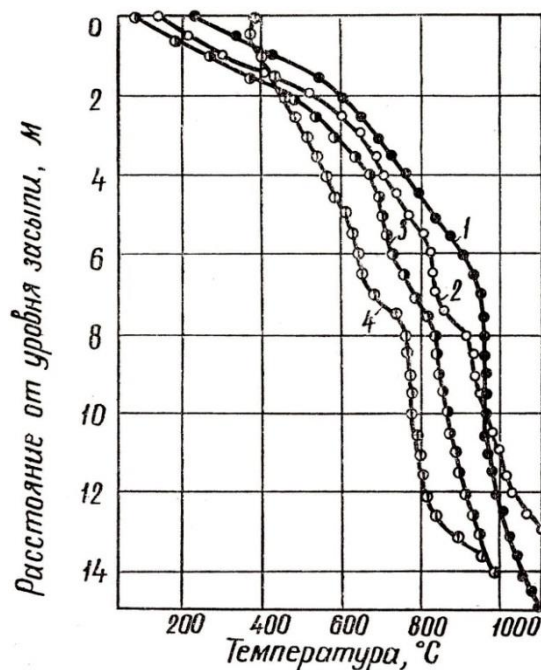
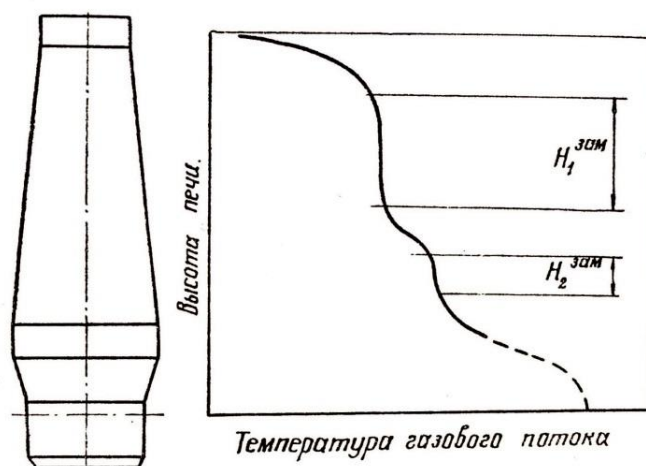


Рисунок 2 – Изменение температуры газа по высоте доменной печи при плавке окатышей, офлюсованных известняком (1) и доломитом (2), неофлюсованных (3) и агломерата (4)

Эта область характеризуется сравнительно небольшим перепадом между температурами газа и шихты. Поэтому данная область, а также прилегающие к ней горизонты, отличаются относительно низкими тепловыми потоками от греющего теплоносителя к нагреваемому материалу и обратно и образуют в верхней части доменной печи участок замедленного теплообмена. Уровень температур этого участка колеблется в пределах 700 – 760 °С.

На рисунке 5 представлены результаты математического моделирования других условий, когда перегрева шихты относительно газа не было.

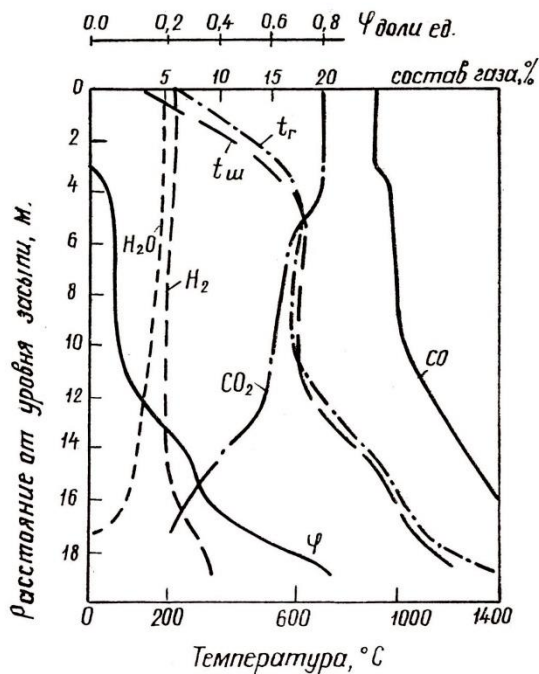


$H_1^{зам}$, $H_2^{зам}$ – верхний и нижний участки замедленного теплообмена соответственно

Рисунок 3 – Схема распределения температур по высоте печи по данным Н.Н. Бабарыкина

При отсутствии перегрева шихты по сравнению с газом в верхних слоях шахты доменной печи вертикальные и слабонаклонные участки температурных кривых также образуют область замед-

ленного теплообмена. Восстановительные процессы в этой области представлены недостаточно развитыми реакциями второй стадии восстановления. Ниже верхнего участка замедленного теплообмена тепловой поток от газа к шихте увеличивается, температура шихты сравнительно быстро растет. Высота второго (нижнего) участка замедленного теплообмена зависит от соотношения тепловых эффектов экзо-и эндотермических реакций последней стадии восстановления оксидов железа. Однако значительно большую роль в теплотреблении на этом участке высоты шахты начинает играть реакция газификации углерода кокса, которая отличаются большими значениями теплового эффекта на единицу про реагирующего вещества.



φ – степень восстановления материалов; q_r – расход газифицированного углерода кокса

Рисунок 4 – Изменение основных параметров восстановления по высоте шахты доменной печи при наличии локального перегрева шихты относительно газа

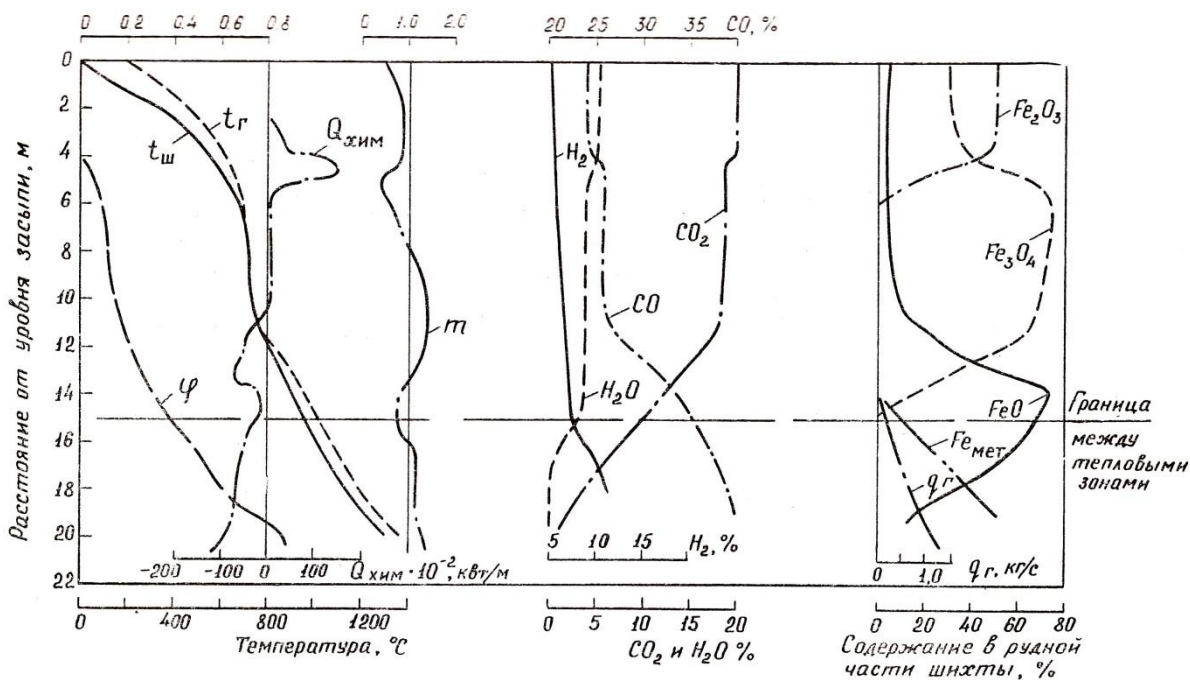


Рисунок 5 – Результаты моделирования совместного развития теплообменных и восстановительных процессов при отсутствии локального перегрева шихты относительно газа

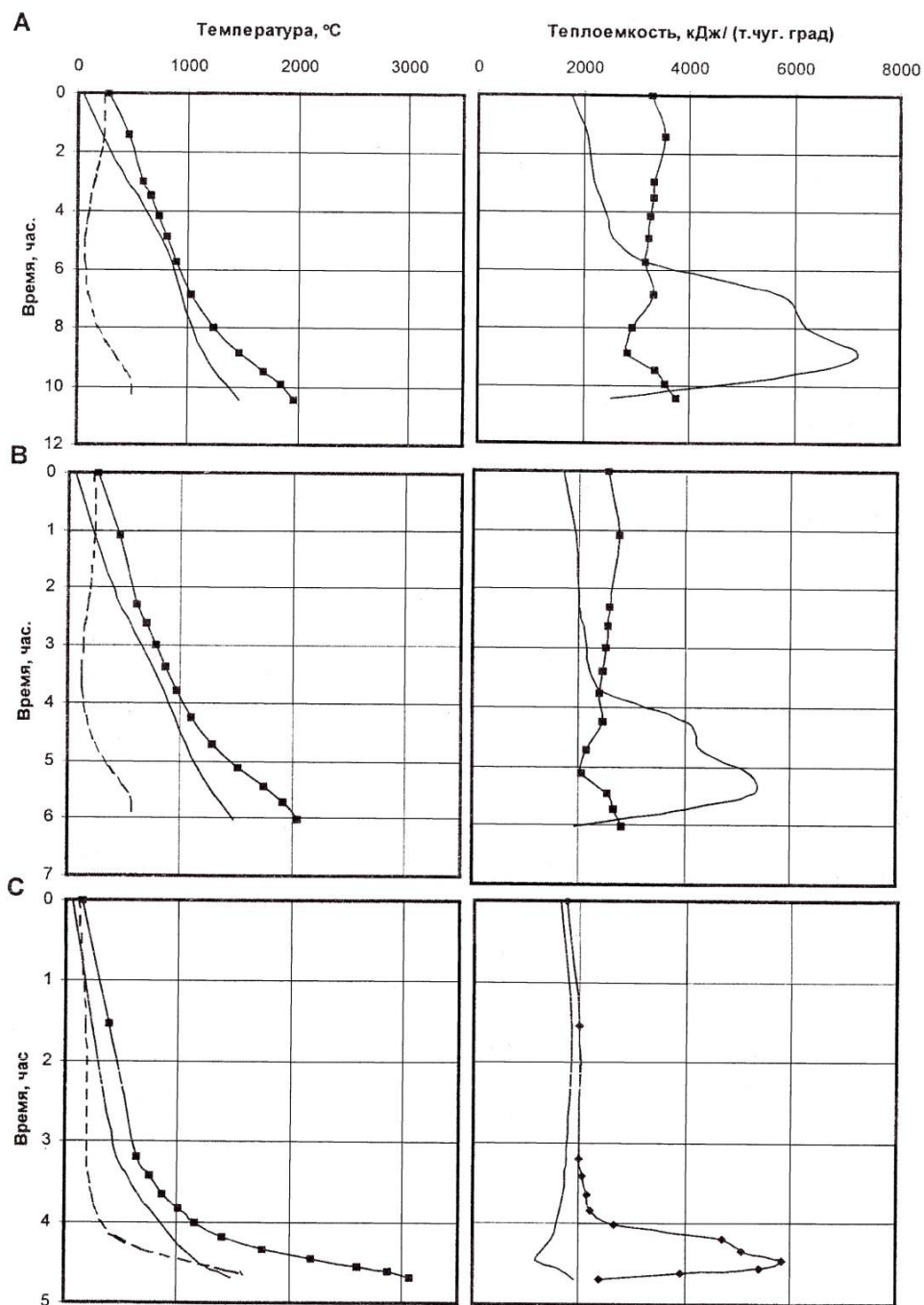
Полученная при моделировании особенности развития теплообмена в шахте доменной печи показывают, что разность между температурами шихты и газа по ходу теплоносителя может неоднократно уменьшаться и увеличиваться, отражая сложный процесс взаимного влияния теплообмена и восстановления.

На рисунке 6 (А, В, С) приведены диаграммы расчета распределения температур и теплоемкостей потоков материалов и газов, выполненные Товаровским И.Г. [19], для трех случаев:

А – обычный режим с вдуванием атмосферного дутья с температурой 1100 °С и природного газа (100 м³/т) при производительности 1,5 т/(м³/сут.).

В – интенсивный режим с вдуванием обогащенного кислородом дутья до 40 % с температурой 1300 °С и природного газа (180 м³/т) при производительности 2,7 т/(м³/сут.).

С – то же, что и В, но без природного газа при производительности 3 т/(м³/сут.).



: · · · · · — температура и теплоемкость потока газа; ————— температура и теплоемкость потока шихты; - - - - - разность температур газа и шихты

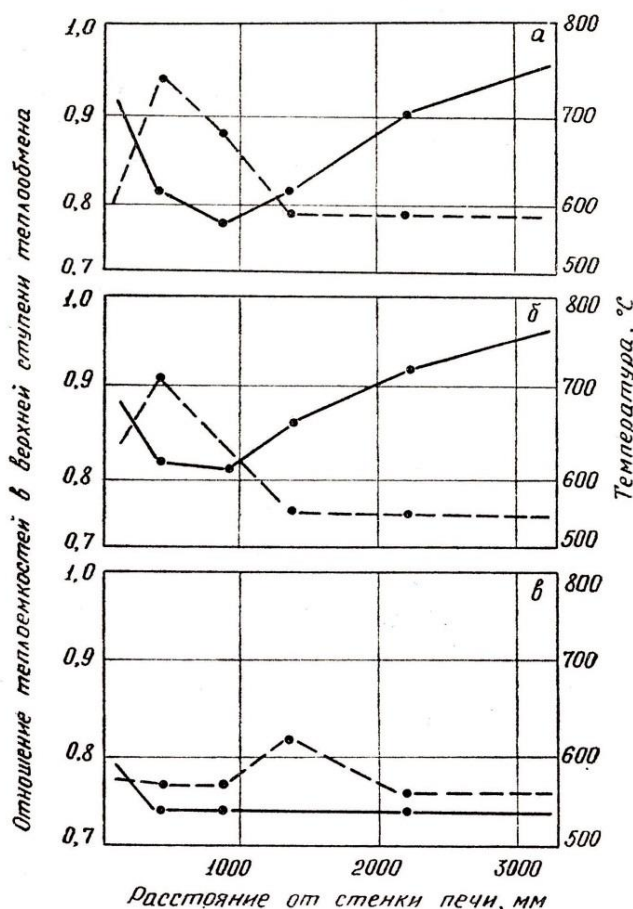
Рисунок 6 – Распределение температур и теплоемкостей потоков газа и шихты во время пребывания материалов в печи

В случае А имеет место обычный двухступенчатый теплообмен, при котором в шахте (верхняя ступень) теплоемкость потока газов превышает теплоемкость потока материалов, а по мере опускания и прогрева материалов разность температур газов и материалов уменьшается до некоторого минимума при достижении $m = 1$, после чего $m > 1,0$ и разность температур увеличивается.

Случай В характерен тем, что вследствие уменьшения количества газов интенсивность теплообмена в верхней зоне уменьшается, а разность температур газа и шихты на границе зон теплообмена увеличивается с переносом части тепловой работы в низ печи.

В случае С наблюдаются предельные условия теплообмена, при которых вследствие малого количества газа на единицу шихты шахта «холодает», разность температур газов и материалов увеличивается и мало меняется по мере опускания материалов, а $m \approx 1$ по всей высоте шахты. Происходит «вырождение» верхней ступени теплообмена и локализация всех процессов в нижней ступени. Такой случай характерен неустойчивостью процессов и в реальной практике не встречается.

Известно, что различие в ходе теплообменных процессов между отдельными вертикальными элементами печи зависит от неравномерности распределения как газа, так и материала. Результаты m для различных зон печи приведены на рисунке 7. Для сопоставления здесь же представлены радиальные температурные поля для тех же условий работы доменной печи.



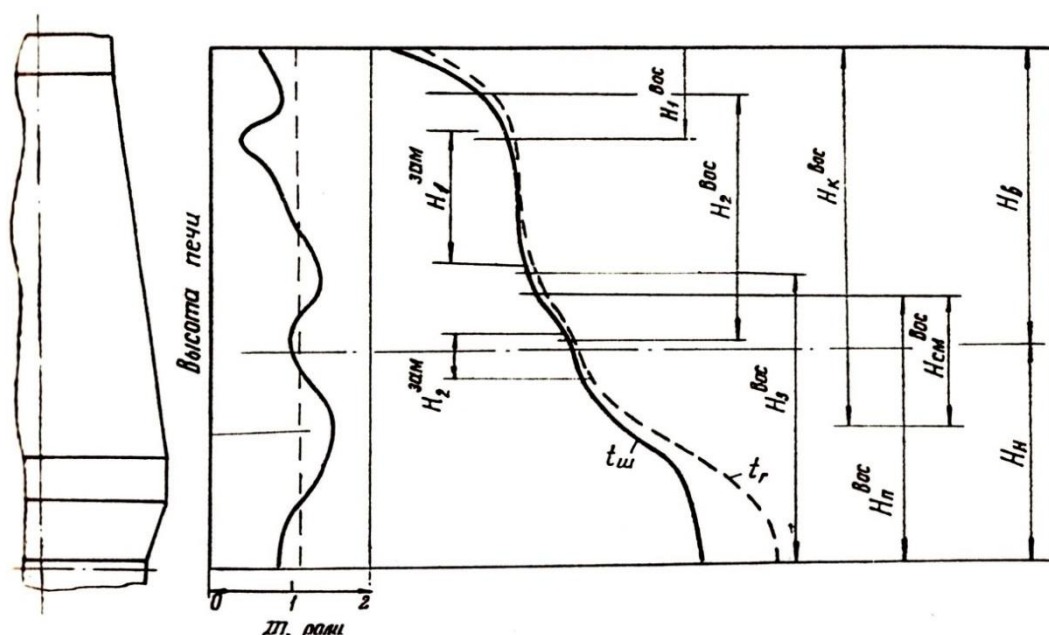
а – 100 % агломерата; в – 30 % окатышей и 70 % агломерата; в – 100 % окатышей;
 ----- отношение теплоемкостей; ————— - температура газа

Рисунок 7 – Распределение отношения теплоемкостей потоков шихты и газа (m), температур по радиусу печи

Следует особо отметить, что независимо от характеристик проплавленного сырья все вертикальные элементы шахты печи работают при значениях $m < 1$. а процессы теплообмена, следовательно, завершены во всех кольцевых сечениях. Условия работы доменных печей характеризуются сохранением двухступенчатой схемы интенсивного теплообмена в любом вертикальном элементе столба шихты.

Обобщая экспериментальные и теоретические исследования развития процессов в шахте печи и полученные ранее данные о работе нижней части доменной печи, Б.И.Китаев с учениками предложили уточненную схему теплообмена по высоте печи [16 – 17], представленную на рисунке 8, позво-

ляющую проиллюстрировать особенности развития теплообмена в доменной печи при современной технологии производства чугуна. Конкретные режимы доменной плавки могут отличаться горизонтами выделенных схем отдельных участков теплообмена и восстановления, а также конкретными температурами на этих участках.



$H_1^{\text{зам}}, H_2^{\text{зам}}$ – верхний и нижний участки замедленного теплообмена;
 $H_1^{\text{вос}}, H_2^{\text{вос}}, H_3^{\text{вос}}$ – зоны восстановления гематита, магнетита и вюстита;
 $H_{\text{к}}^{\text{вос}}, H_{\text{п}}^{\text{вос}}, H_{\text{см}}^{\text{вос}}$ – зоны косвенного прямого и смешанного восстановления;
 $H_{\text{в}}, H_{\text{н}}$ – верхняя и нижняя тепловые зоны

Рисунок 8 – Схема теплообмена по высоте доменной печи при современной технологии доменной плавки

При наличии по высоте шахты двух участков замедленного теплообмена возникает вопрос, касающийся сложившейся ранее концепции разделения доменной печи по высоте на тепловые зоны. В связи с этим отметим следующее.

Верхний участок замедленного теплообмена по результатам математического моделирования характеризуется как невысокой интенсивностью теплообмена, так и низкими скоростями восстановительных реакций. Таким образом, верхний участок замедленного теплообмена с точки зрения теплообмена является резервной высотой, обеспечивающей улучшение тепловой и восстановительной работы печи. Нижний участок замедленного теплообмена отличается тем, что при малых тепловых потоках от газа к шихте в общем случае скорости химических реакций достаточно высоки. Усиление восстановительной работы в данной области шахты вызовет ускорение реакций газификации углерода кокса диоксидом углерода и водяным паром, что в свою очередь, приведет к увеличению расхода кокса. Исходя из этого, можно утверждать, что нижний участок замедленного теплообмена в качестве резерва для улучшения тепловой и восстановительной работы доменной печи использоваться быть не должен.

В связи с этим для исследования и оценки теплового состояния как объекта управления доменную печь целесообразно делить по-прежнему на две тепловые зоны, верхнюю и нижнюю, граница раздела между которыми располагается в верхней части области смешанного восстановления, между уровнем начала газификации углерода кокса и горизонтом, ниже которого оксиды железа восстанавливаются прямым путем.

Обобщение и анализом экспериментальных и теоретических исследований в дальнейшем показано, что описанная схема теплообмена и в современных условиях плавки при плавке различного вида железорудного сырья, использовании комбинированного дутья высоких параметров является обязательным условием устойчивости хода доменного процесса и экономичности плавки. Любые изменения технологии современной доменной плавки не должны менять этой схемы [16 – 18].

Библиографический список

1. Kitaev B.I., The schema of heat exchange in a the blast furnace and the preporation of ores for melting, Stal' 7-8, 1944.
2. Китаев Б.И. Теплообмен в шахтных печах. Свердловск-Москва. Metallurgizdat, 1945. 152 с.
3. Kitaev B.I., YU.G.Yaroshenko & V.D. Suchkov. Heat exchange in shaft furnaces. Translated from the Russian by M.M. PAGE and B.SIMONS and edited by YOYNG. PERGAMON PRESS. London, 1967, 299 p.
4. Китаев Б.И. Теплообмен в доменной печи / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Б.Д.Лазарев // М.: Metallurgiya, 1966. – 355 с.
5. Китаев Б.И. Теплотехника доменного процесса / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Е.Л. Суханов, Ю.Н. Овчинников, В.С. Швыдкий // М.: Metallurgiya, 1978. – 248 с.
6. Китаев Б.И. Управление доменным процессом / Б.И. Китаев // Свердловск: УПИ, 1984. – 94 с.
7. Лазарев Б.Л., Китев Б.И., Ярошенко Ю.Г. Анализ процессов теплообмена в доменных печах//Сталь.1961. №3. С.200-206.
8. Бабарыкин Н.Н., Марсуверский Б.А., Новиков В.С. Свойства окатышей ССГОК и их поведение в доменной печи//Производство чугунаиувып.4. Свердловск, УПИ, 1978. С.66-79.
9. Бабарыкин Н.Н. Влияние восстановительных процессов на теплообмен в доменной печи//Сталь 1981.№3.С.5-9.
10. Овчинников Ю.Н. Нестационарные процессы и повышение эффективности доменной плавки / Ю.Н.Овчинников, В.И.Мойкин, Н.А.Спирин, Б.А.Боковиков // Челябинск: Metallurgiya, 1989. – 120 с.
11. Дмитриев А. Н. Математическое моделирование доменного процесса – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 162 с.
12. Доброскок В.А. Метод разработки новых технологических режимов доменной плавки на основе комплекса математических моделей / В.А. Доброскок, А.И. Туманов, А.В. Ганчев // Изв. вузов. Черная металлургия, 1987, № 5. – С. 146–147.
13. Мойкин В.И. Анализ работы доменной печи на комбинированном дутье с применением метода математического моделирования / В.И. Мойкин, Н.М. Бабушкин, Б.А. Боковикови др. // Сталь, 1984, № 4. – С. 9–14.
14. О взаимном влиянии теплообменных и восстановительных процессов в шахте доменной печи. Сообщение 1/ Н.А. Драничников, Б.И. Китаев, Е.Л. Суханов и др.//Известия вузов. Черная металлургия. 1982. № 2. С.6-9.
15. О взаимном влиянии теплообменных и восстановительных процессов в шахте доменной печи. Сообщение 2/ Н.А. Драничников, Б.И. Китаев, Е.Л. Суханов и др.//Известия вузов. Черная металлургия. 1982. № 4. С.8-11.
16. Спирин Н.А. Теплообмен и повышение эффективности доменной плавки / Н.А. Спирин, Ю.Н. Овчинников, В.С. Швыдкий, Ю.Г. Ярошенко. Екатеринбург: УГТУ, 1995. – 243 с.
17. О схемах теплообмена в доменной печи//Н.А. Спирин, Ю.Н. Овчинников, Ю.В. Федулов и др. // Известия вузов. Черная металлургия. 1991, №9. С.16-18.
18. Спирин Н.А. Модельные системы поддержки принятия решений в АСУ ТП доменной плавки / Н.А. Спирин, В.В. Лавров, В.Ю. Рыболовлев и др. Екатеринбург: УрФУ, 2011. 462 с.
19. Тваровский И.Г. Доменная правка. Монография. – Днепропетровск, ПОРОГИ, 2009. – 768 с.

УДК 669.28.046

ОЦЕНКА ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРОВ ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО»

Синегин Е.В.¹, Бойченко Б.М.¹, Чмырков К.Ф.², Низяев К.Г.¹,
Молчанов Л.С.¹, Стоянов А.Н.¹

¹Национальная металлургическая академия Украины,
г. Днепропетровск, Украина, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua
²ПАО «ЕВРАЗ ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО»,
г. Днепропетровск, Украина, Kirill.Chmyrkov@evraz.com

Аннотация: Производительность кислородно-конвертерного процесса зависит от энергоёмкости процесса. Неотъемлемой составляющей теплового баланса конвертера являются его тепловые потери. К ним относятся относительно постоянные потери и такие, что изменяются в ходе

кампании конвертера. Точность прогноза тепловых потерь влияет на адекватность режима продувки, расхода и типа шихтовых материалов.

Ключевые слова: кислородный конвертер, тепловой баланс, тепловые потери, расход шихтовых материалов.

DEFINITION OF HEAT LOSSES OF SMALL CAPACITY BOF «EVRAZ – DMZ IM. PETROVSKY»

Sinegin E.V.¹, Boichenko B.M.¹, Chmyrkov K.F.², Nizjaev K.G.¹,
Molchanov L.S.¹, Stoyanov A.N.¹

¹*National Metallurgical Academy of Ukraine
Dnipropetrovsk, Ukraine, kaf.stal@metal.nmetau.edu.ua*
²*PJSC «EVRAZ DMP NAMED AFTER PETROVSKY»
Dnipropetrovsk, Ukraine, Kirill.Chmyrkov@evraz.com*

Abstract: Productivity of BOF process depends on the efficient use of energy process capability. Heat losses of the converter are an integral part of its heat balance. These include conditionally permanent losses and the ones that change during the campaign of the converter. The accuracy of the losses forecast affects on the validity of the blowing mode, the consumption and type of the raw materials.

Key words: BOF, heat balance, heat losses, consumption of raw materials.

Постановка задач исследования

Тепловые потери конвертера включают потери теплоты через футеровку и кожух конвертера, на нагрев активного слоя футеровки после простоев, излучением через горловину конвертера, с охлаждающей фурму водой, и, иногда, на нагрев вдуваемого кислорода.

Большинство из перечисленных видов тепловых потерь конвертера являются относительно постоянными и в ходе кампании конвертера не изменяются. Однако экстремальные условия эксплуатации огнеупорной футеровки конвертера приводят к её неравномерному разрушению, а значит и к снижению теплового сопротивления всего конвертерного агрегата, приводящего к увеличению теплового потока, проходящего через стенки конвертера.

Помимо потерь тепла через футеровку в окружающую среду в ходе кампании изменяются также и потери тепла на нагрев так называемого «активного» слоя футеровки. Толщина этого слоя по данным [1] составляет обычно не более 80 – 120 мм, а падение температуры в нём за период между плавками может составлять 100 – 200 °С. По мере разрушения футеровки увеличивается площадь поверхности «активного» слоя, а значит и масса огнеупоров в нём и соответственно количество теплоты, поглощаемое ими за последующую плавку.

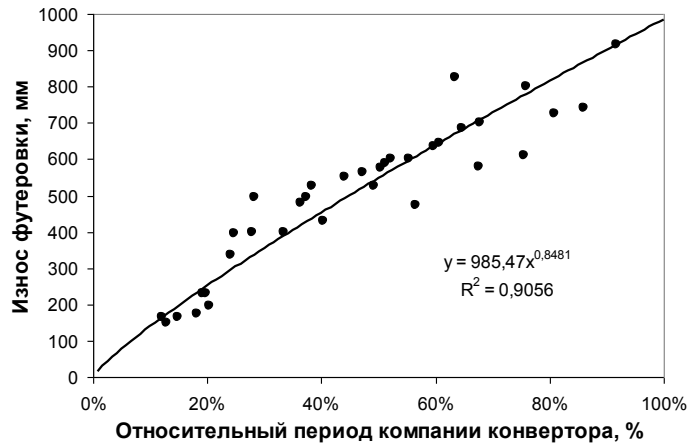
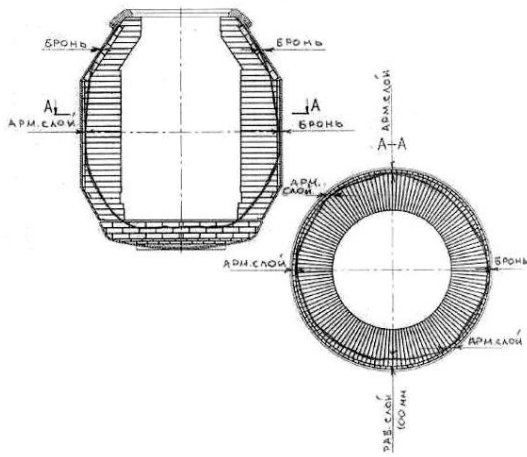
Как показывают расчёты, большая часть тепла (более 95 %), отводимого от внутренней поверхности футеровки, передаётся излучением на нагрев внутренней атмосферы конвертера и кессона. Точная оценка величины этих потерь затруднена сложным и неравномерным профилем внутреннего пространства конвертера, что не позволяет точно рассчитать угловые коэффициенты излучения. Переменные температура и химический состав внутренней атмосферы конвертера также влияют на степень черноты газов, что в итоге не позволяет адекватно оценивать степень черноты системы «кладка-газ-кессон».

Моделирование динамики износа футеровки в ходе кампании конвертера

Исходя из сказанного выше, большая часть тепловых потерь конвертера зависит от степени износа его огнеупорной футеровки. Изменение толщины футеровки вследствие износа снижает её тепловое сопротивление, увеличивая тепловые потери через кожух, а одновременное увеличение площади её внутренней поверхности увеличивает площадь теплопоглощающей поверхности и количество теплоты, необходимого на нагрев верхнего слоя футеровки после простоя конвертера.

Для оценки изменения удельного объема конвертера был проведен анализ динамики разгара футеровки различных производителей по ходу 8 кампаний конвертеров № 1, 2, 3 ПАО «ЕВРАЗ-ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО» садкой 66 т. Стойкость футеровки составляла 1730 – 3266 плавков. Замеры размеров рабочего пространства футеровки производили при планово-профилактических ремонтах 4 – 7 раз за кампанию. Результаты анализа представлены на рисунке 1.

По результатам промежуточных замеров была установлена закономерность износа футеровки (рисунок 1, б), позволившая моделировать ориентировочной профиль рабочего пространства конвертера в любой период его кампании.



а

б

а – профиль рабочего пространства перед выводом из эксплуатации;

б – износ футеровки в ходе кампании конвертера

Рисунок 1 – Динамика износа огнеупорной футеровки конвертера

Для оценки изменения площади внутренней поверхности футеровки и её толщины в программе *Microsoft Excel* был создан профиль футеровки конвертера (рисунок 2), позволивший, исходя из диаметра каждого из вертикальных слоёв кладки, выполнить расчёт площади её поверхности и усреднённой по высоте толщины.

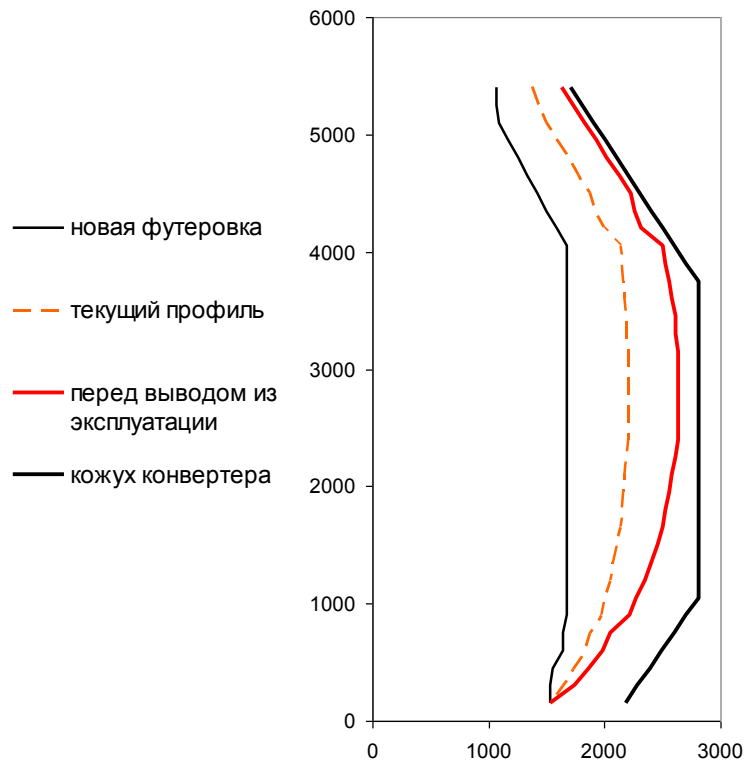


Рисунок 2 – Иллюстрация к расчёту размеров рабочего пространства конвертера (числа вдоль осей – линейный размер в мм)

Расчёт площади поверхности дна, которое по мере эксплуатации приобретет сферическую форму, производится по формуле для расчёта площади поверхности сферического сегмента известной глубины с известной длиной хорды (начальный диаметр дна).

Расчёт тепловых потерь через футеровку и кожух конвертера

Для расчёта тепловых потерь конвертера использовали методику расчёта теплопередачи че-

рез плоскую многослойную стенку при стационарном тепловом потоке [1 – 3]. Исходные данные для расчёта приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Исходные данные для расчёта тепловых потерь через футеровку и кожух конвертера

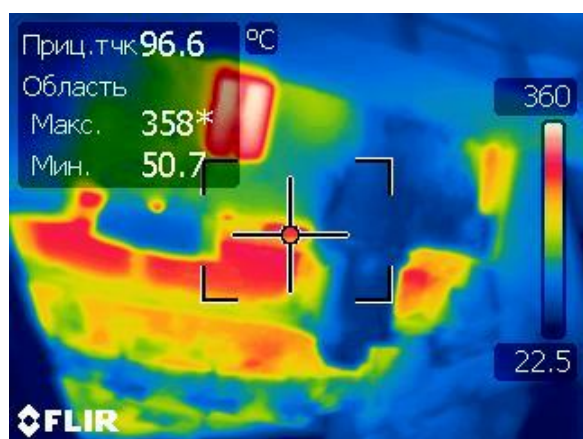
| Цикл плавки, мин | Садка, т | Температура, °С | | Теплопроводность, Вт/м·°С | | | Толщина, мм | | |
|------------------|----------|-----------------|-----------|---------------------------|------------|---------|-------------|------------|---------|
| | | воздуха | футеровки | кожух | арматурный | рабочий | кожух | арматурный | рабочий |
| 45 | 66 | 20 | 1100 | 40 | 4,2 | 7,3 | 80 | 75 | x* |

*рассчитывается исходя из текущего периода кампании конвертера

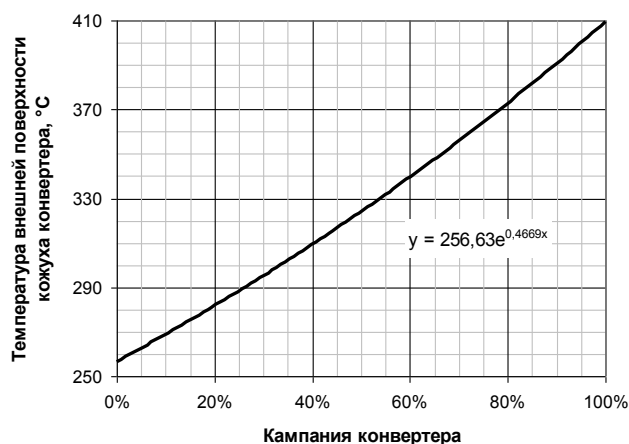
В соответствии с выбранной методикой, задаёмся температурой внешней поверхности кожуха конвертера, по которой рассчитываем коэффициент теплопередачи через плоскую многослойную стенку. Метод итераций в программе *Microsoft Excel* реализован инструментом «Поиск решения...».

Проверка выполненного расчёта осуществлялась путём сравнения расчётной температуры кожуха с величиной, полученной путём измерения температуры поверхности кожуха конвертера при помощи оптического пирометра FLIR на плавке № 2394 кампании конвертера при стойкости 2971 плавов, то есть приблизительно на 81 % кампании конвертера. Расчётное значение температуры кожуха в соответствии с моделью на рисунке 3, б составляет 375 °С, что на 17 °С (4,6 %) больше фактической (см. рисунок 3, а).

По результатам расчёта первого типа тепловых потерь получена математическая модель их изменения в ходе кампании конвертера (рисунок 4). Для перехода от абсолютных единиц (МДж), характеризующих энергетические потери конвертерного процесса, к относительным было количественно оценено общее количество теплоты поступающей из всех источников при выплавке стали марки ЗПС, составившее 122,4 ГДж на плавку.



а



б

Рисунок 3 – Термограмма кожуха конвертера (а) и его расчётная температура в ходе кампании конвертера (б)

Расчёт тепловых потерь на нагрев футеровки после охлаждения в межпродувочный период

Потери тепла на нагрев «активного» слоя футеровки рассчитываем по формуле, которая по ряду причин описанных в начале статьи не учитывает времени простоя конвертера

$$\Delta I_{\phi} = M_{\phi} C_{\phi} \Delta t_{\phi} = F_{\phi} \delta_{\phi} \rho_{\phi} C_{\phi} \Delta t_{\phi}, \text{ Дж},$$

где M_{ϕ} , F_{ϕ} , δ_{ϕ} , ρ_{ϕ} , C_{ϕ} – соответственно масса (кг), площадь внутренней поверхности (м^2), толщина (м), плотность ($\text{кг}/\text{м}^3$), удельная теплоёмкость [$\text{Дж}/(\text{кг}\cdot^{\circ}\text{C})$];

Δt_{ϕ} – падение температуры за время простоя конвертера, °С.

Принимая, что падение температуры «активного» слоя толщиной 100 мм составляет 150 °С с применением модели износа футеровки (см. рисунок 1, б и 2) определяем потери тепла на нагрев «активного» слоя футеровки за весь период кампании конвертера (рисунок 5).

Расчёт относительно неизменных в ходе кампании тепловых потерь

К этому типу тепловых потерь относят потери излучением через горловину конвертера, нагрев воды в фурме и нагрев вдуваемого кислорода. Потери излучением через горловину конвертера существенно изменяются в ходе цикла конвертерной плавки и могут быть оценены лишь приблизительно. Принимая, что средняя за плавку температура внутренней полости конвертера составляет 1500 °С, а температура окружающего пространства равна ~ 40 °С при степени черноты системы «кладка–газовая фаза» $\varepsilon = 0,9$ плотность теплового потока через горловину составит

$$q = C_o \varepsilon \left[\left(\frac{T_{\text{внутр}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{окр}}}{100} \right)^4 \right] = 5,67 \cdot 0,9 \left[\left(\frac{1773}{100} \right)^4 - \left(\frac{313}{100} \right)^4 \right] = 512,7 \text{ кВт/м}^2.$$

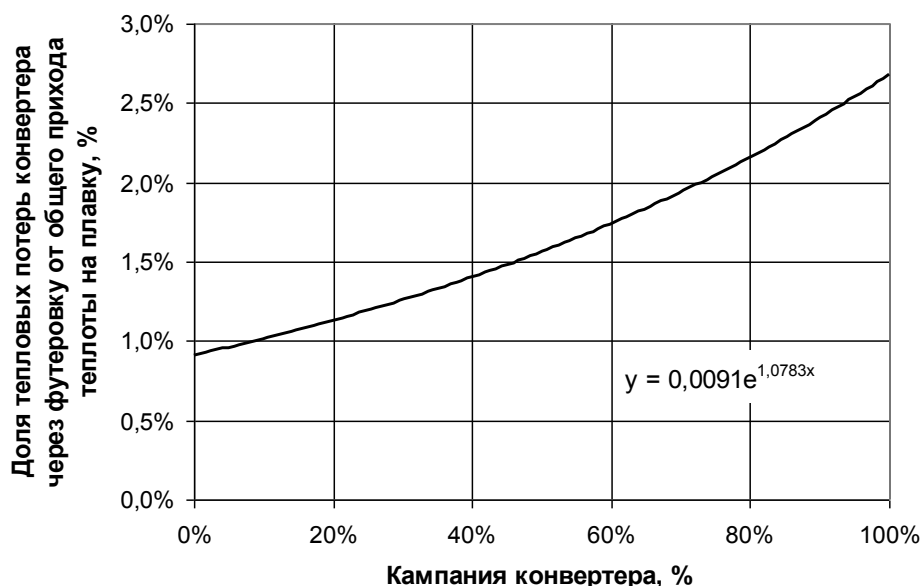


Рисунок 4 – Изменение доли тепловых потерь конвертера через футеровку от общего прихода теплоты на плавку в ходе его эксплуатации

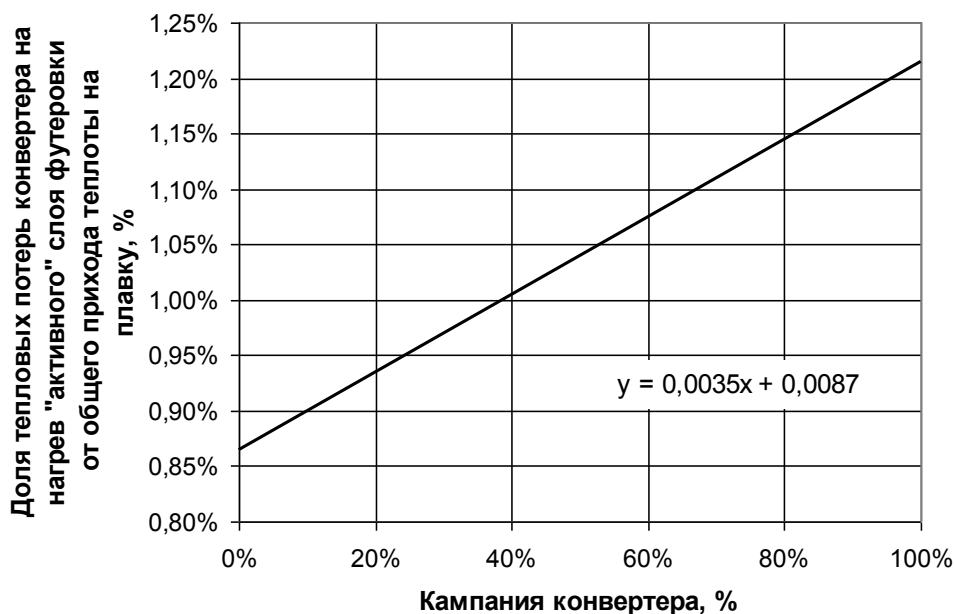


Рисунок 5 – Изменение доли тепловых потерь конвертера на нагрев «активного» слоя футеровки после его охлаждения в межпудровочный период

Тогда за плавку длительностью 45 мин тепловые потери конвертера излучением через горловину диаметром 2136 мм составят

$$\Delta I = q \cdot F \cdot \tau = 512,7 \cdot \frac{3,14 \cdot 2,136^2}{4} \cdot \frac{45}{60} = 4960 \text{ МДж, или } 3,9 \% \text{ за плавку.}$$

Расход воды на охлаждение фурмы конвертеров садкой 66 т составляет 120 м³/ч. За продувку длительностью 22 мин вода массой 44 т нагревается в среднем на 17 °С. Изменение её теплосодержания составит

$$\Delta I = C_e m_e \Delta t_e = 4190 \cdot 44000 \cdot 17 = 3134 \text{ МДж, или } 2,5 \% \text{ за плавку.}$$

Адиабатическое расширение кислорода при проходе через сопла Лавалья приводит к резкому падению его температуры

$$T_k = T_n \left(\frac{p_k}{p_n} \right)^{\frac{k-1}{k}} = 303 \left(\frac{1,1}{12} \right)^{1,4} = 153 \text{ К, или } - 120 \text{ }^\circ\text{С.}$$

Нагрев кислорода по крайней мере до 0°С требует затрат тепла в размере 159,22 кДж/м³, что при продувке с расходом 180 м³/мин составит 631 МДж.

По результатам проведенных расчётов составлен тепловой баланс конвертерной плавки для условий выплавки стали марки ЗПС в конвертере садкой 66 т (рисунок 6). На рисунке рассмотрены основные статьи расхода тепла: нагрев стали, шлака и отходящих газов, а также прочие менее существенные расходы (диссоциация содержащихся в шихте оксидов железа и CaCO₃, с пылью, выбросами металла и выносами).

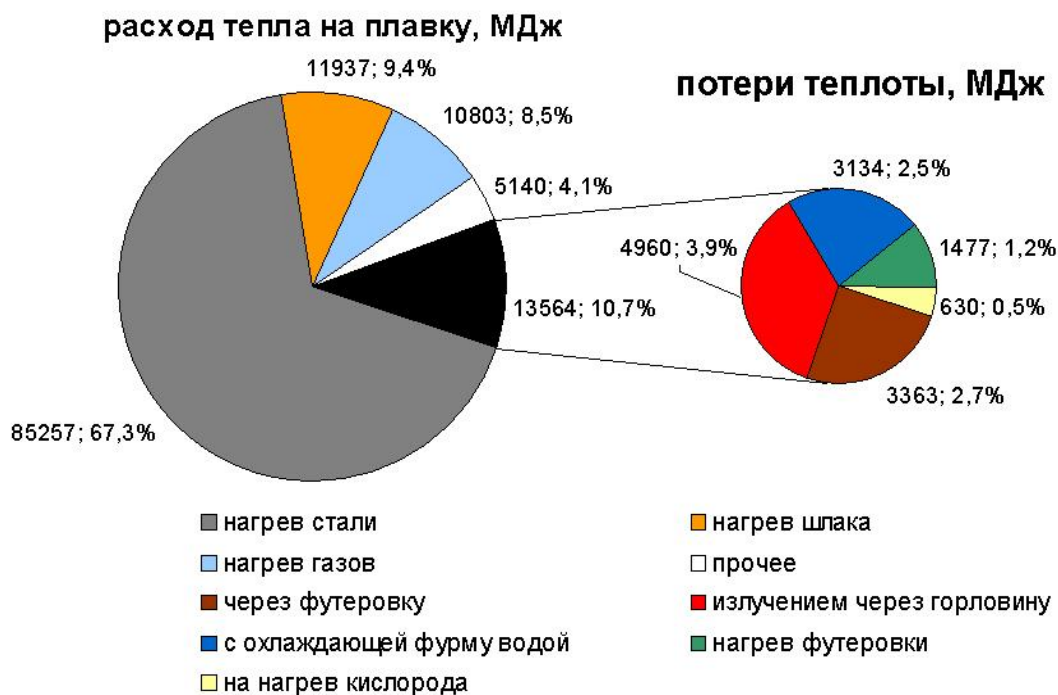


Рисунок 6 – Тепловой баланс (расходная часть) процесса выплавки стали марки ЗПС в конце кампании конвертера садкой 66 т (цифры на диаграмме абсолютные значения количества теплоты в МДж)

Увеличение тепловых потерь в ходе кампании конвертера приводит к необходимости их компенсации за счёт увеличения удельного расхода чугуна на плавку. Для выплавки стали ЗПС эта величина составляет около 24 кг/т стали. По результатам моделирования увеличение удельного расхода чугуна к концу кампании конвертера составляет около 25 кг/т стали. Погрешность моделирования, по-видимому, объясняется неверным выбором значений неконтролируемых параметров плавки, таких как содержание углерода в чугуне, степень дожигания монооксида углерода и т.д. Динамика изменения общих тепловых потерь конвертера и удельного расхода чугуна в ходе кампании конвертера представлена на рисунок 7.

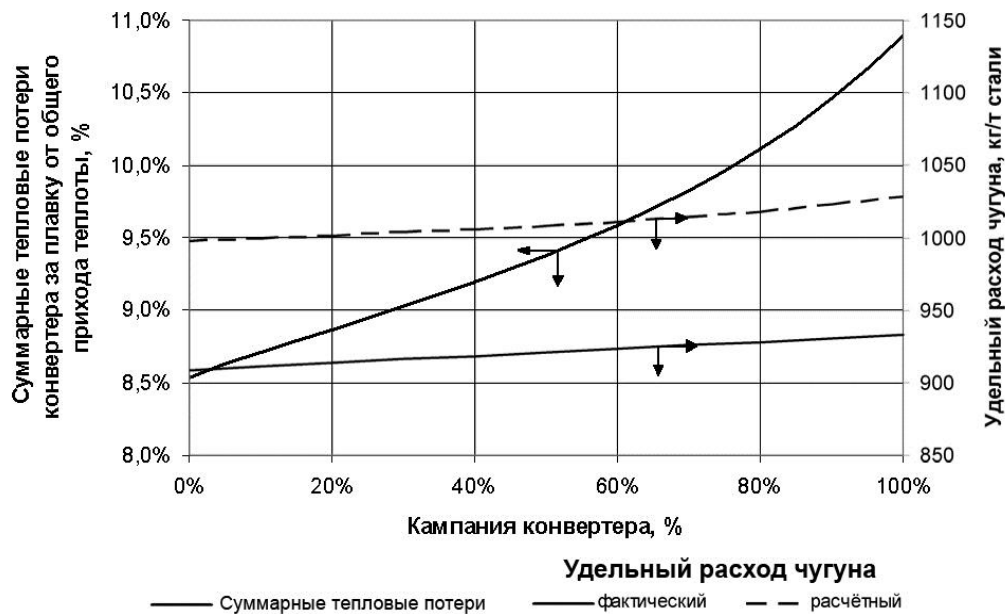


Рисунок 7 – Суммарные тепловые потери конвертера за плавку

Выводы: с использованием современной вычислительной и измерительной техники выполнена оценка тепловых потерь кислородных конвертеров ёмкостью 66 т. Установлено, что в ходе кампании конвертера общие тепловые потери конвертера увеличиваются от 8,3 до 10,5 %. Результаты расчёта тепловых потерь конвертера через футеровку хорошо согласуются с термограммой кожуха конвертера выполненной при помощи оптического пирометра.

Библиографический список

1. Баптизманский В.И. Тепловая работа кислородных конвертеров / В.И. Баптизманский, Б.М. Бойченко, В.П. Черевко. – М.: Металлургия, 1988. – 174 с.
2. Протопопов Е.В. Анализ методов расчёта тепловых потерь кислородного конвертера для оптимизации технологии плавки / Е.В. Протопопов, И.П. Герасименко, С.А. Филиппенко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2012. – № 7.– С. 89-93.
3. Румянцев В.Д. Теория тепло- и массообмена: Учебное пособие / В.Д. Румянцев. – Днепропетровск: Пороги, 2006. – 532 с.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|--|----|
| СЕКЦИЯ 1: ТЕОРИЯ, МОДЕЛИРОВАНИЕ, ТЕХНОЛОГИИ И АВТОМАТИЗАЦИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ | 4 |
| Анализ современного состояния и перспективы развития сталеплавильного производства | 4 |
| Протопопов Е.В., Фейлер С.В. | |
| Основные тенденции развития рельсопрокатного производства в России и за рубежом | 10 |
| Головатенко А.В., Уманский А.А., Дорофеев В.В. | |
| Анализ нарушения технологического режима работы доменных печей при освоении технологии вдувания пылеугольного топлива в условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» | 16 |
| Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е., Шипицын В.Г. | |
| Исследование процессов получения гранулированного железа | 21 |
| Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Ходосов И.Е. | |
| Влияние режимов загрузки компактным бзу лоткового типа на тепловые нагрузки системы охлаждения доменных печей | 26 |
| Сибатуллин С.К., Харченко А.С., Харченко Е.О., Сидоров М.В., Сибатуллина М.И., Миникаев С.Р., Семенюк М.А. | |
| Параметры процесса агломерации марганцевой руды | 30 |
| Сенин А.В., Рязанов А.Г. | |
| Твердофазное карботермическое восстановление оксидов с участием газообразных частиц | 35 |
| Сенин А.В. | |
| Термодинамическое моделирование восстановления марганца при выплавке углеродистого ферромарганца | 41 |
| Сенин А.В. | |
| Металлизация оксиджелезосодержащих отходов с применением буроугольного полукокса березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна | 46 |
| Аникин А.Е., Галевский Г.В., Ноздрин Е.В. | |
| Развитие научных и технологических основ применения буроугольного полукокса в технологии безразмольного карбида кремния | 49 |
| Аникин А.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В., Ноздрин Е.В. | |
| Математическая модель теплового режима валковой разливки стали для упреждающей системы управления процессом | 57 |
| Галдин М.С., Андреев С.М. | |
| Исследование процессов восстановления элементов в системе V_2O_5-C-Si | 62 |
| Голодова М.А., Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Рыбенко И.А. | |
| Модели диссипативных структур струйно-эмульсионного металлургического реактора | 67 |
| Сеченов П.А., Цымбал В.П., Оленников А.А. | |
| Имитационное моделирование гетерогенного сепаратора в агрегате СЭР и проблема применения уравнения Навье-Стокса | 73 |
| Цымбал В.П., Сеченов П.А., Оленников А.А., Падалко А.Г. | |
| Современные требования к углеродистым восстановителям для производства технического кремния высокой чистоты | 80 |
| Страхов В.М., Ёлкин К.С. | |
| Компьютерное моделирование процессов плавления кластеров наносплава $Cu_{1-x}Au_x$ | 84 |
| Картавых Е.А., Байдышев В.С. | |

| | |
|--|------------|
| Принципы автоматизации металлургической промышленности и способы их реализации | 89 |
| Баус С.С. | |
| Некоторые аспекты выбора и внедрения автоматизированной системы управления ресурсами предприятия металлургического комплекса | 92 |
| Давыдова Е.Ю., Брякина А.В. | |
| Возможности совершенствования технологии производства агломерата в ОАО «Уральская сталь»..... | 97 |
| Ганин Д.Р., Дружков В.Г., Панычев А.А., Шаповалов А.Н. | |
| Металлургические мини-заводы: тенденции и направления развития..... | 102 |
| Тимошпольский В.И., Трусова И.А. | |
| Влияние электролитического наводороживания на параметры автовола в нержавеющей стали | 107 |
| Бочкарёва А.В., Баранникова С.А., Лунев А.Г., Ли Ю.В., Зуев Л.Б. | |
| Оценка воздействия продувки азотом на образование наноразмерных включений в термостойких чугунах | 110 |
| Лубяной Д.А., Лубяная С.В., Шевченко С.Ю., Артемова Г.В., Рыленко С.В. | |
| К вопросу внепечной подготовки чугуна к конвертерному переделу | 115 |
| Шевченко А. Ф., Вергун А.С., Маначин И. А., Кисляков В.Г., Руденко А.Л. | |
| Основные аспекты получения низкосернистой стали с ограниченным содержанием водорода..... | 120 |
| Бигеев В.А., Николаев А.О., Писчаскина А.В., Потапова М.В., Потапов М.Г. | |
| Способы оценки удельных расходов шихтовых и вспомогательных материалов, а также технологической электроэнергии, методами физической химии и математической статистики | 126 |
| Коренная К.А., Удотов Ю.А. | |
| Переработка мелких классов ферросилиция в товарный сплав с пониженным содержанием примесей путем переplava в промышленных индукционных печах | 131 |
| Коренная К.А., Максимов А.А., Пронякин А.Ю., Соколов С.Е. | |
| Исследование состояния футеровки рудотермической печи..... | 134 |
| Коренная К.А., Максимов А.А., Соколов С.Е., Морозов А.А., Кравцов К.И. | |
| Влияние различных природных и технологических факторов на улучшение потребительских свойств товарного микрокремнезема..... | 139 |
| Максимов А.А., Коренная К.А., Пронякин А.Ю., Шупик А.Ю., Строев С.И. | |
| Исследование получения среднеуглеродистого ферромарганца из марганцевых руд Усинского месторождения..... | 144 |
| Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Кравченко П.Д. | |
| Использование ионоселективных электродов для определения параметров, характеризующих действие реагентов при флотации или ионном обмене | 147 |
| Колмогоров А.В., Никаноров А.В. | |
| Развитие теории карботермического восстановления и высокотемпературного окисления железа в кристаллической решётке оксидов | 153 |
| Роцин В.Е., Роцин А.В. | |
| Работа доменных печей с высокой долей неокисленных окатышей в шихте | 158 |
| Павлов А.В., Онорин О.П., Спиринов Н.А., Косаченко И.Е. | |
| Расчет технологических коридоров выплавки стали 20ГФЛ в дуговых электросталеплавильных печах..... | 166 |
| Скопич Д.В., Фатьянова Е.А., Князев С.В., Усольцев А.А., Мамедов Р.О. | |

| | |
|--|------------|
| Разработка и апробация метода получения мелкодисперсного карбида кремния карботермическим восстановлением кремнезёма в реакторе электротермического кипящего слоя | 173 |
| Бородуля В.А., Виноградов Л.М., Гребеньков А.Ж., Михайлов А.А. | |
| Оценка влияния осцилляции кристаллизатора на условия охлаждения заготовки..... | 183 |
| Кабишов С.М., Ратников П.Э., Рафальский И.В. | |
| Концепция микро-завода по селективному извлечению железа из комплексных руд..... | 188 |
| Рошин В.Е., Рошин А.В. | |
| Теоретические основы рассыпаемости ферросилиция..... | 194 |
| Якушевич Н.Ф., Максимов А.А., Пронякин А.Ю., Полях О.А. | |
| Моделирование подогрева металлошихты в установках различного типа | 199 |
| Корнеев С.В., Трусова И.А., Кабишов С.М. | |
| Об электрических катушках индукционных печей | 204 |
| Левшин Г.Е., Малышев И.В. | |
| Электрическая дуга постоянного тока в дуговой печи | 209 |
| Михадаров Д.Г. | |
| Ресурсосберегающее получение металлического хрома из отходов ферросплавного производства | 213 |
| Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е., Лазаревская М.Н. | |
| Современные тенденции в области усовершенствования технологии нагрева стали в методических печах | 218 |
| Тимошпольский В.И., Темлянцев М.В., Трусова И.А. | |
| Наноструктурированные твердые экстрагенты на основе пороласа и диизопропилдифосфорной кислоты..... | 225 |
| Даминова Ш.Ш., Кадирова З.Ч. | |
| Направления совершенствования государственного регулирования металлургического комплекса | 229 |
| Ахмедов А.Э., Смольянинова И.В. | |
| Необходимость разработки концепции стандартов нового поколения в металлургии | 233 |
| Полякова М.А. | |
| Разработка проекта стандарта на металлопродукцию на основе количественной оценки степени близости требований потребителя и производителя | 237 |
| Данилова Ю.В., Полякова М.А. | |
| Инновационное развитие предприятий металлургического комплекса на современном этапе..... | 243 |
| Шаталов М.А., Мычка С.Ю. | |
| Механизм управления предприятиями металлургического комплекса на основе кластерного подхода..... | 246 |
| Мамедов Ф.М. | |
| Формирование механизма управления устойчивым развитием предприятий металлургического комплекса | 248 |
| Глеков П.М. | |
| Адаптивные стратегии развития предприятий металлургического комплекса | 250 |
| Афиногенова И.Н. | |
| Анализ металлургических возможностей индукционных печей..... | 253 |
| Лубяной Д.А., Артемова Г.В., Рыленко С.В., Барыльников В.В., Лаптева Н.Н., Камбалин И.О. | |

| | |
|--|-----|
| Физико-химические основы легирования и модифицирования железоуглеродистых расплавов высокоактивными реагентами, восстановленными из оксидных систем | 257 |
| Молчанов Л.С., Бойченко Б.М., Низяев К.Г., Стоянов А.Н., Синегин Е.В. | |
| Стойкость футеровки конвертеров ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского» различных производителей | 260 |
| Низяев К. Г., Стоянов А. Н., Молчанов Л. С., Васильев Д.П. | |
| Математическое моделирование нестационарного теплообмена в дисперсных системах | 263 |
| Ермакова Л.А., Красноперов С.Ю., Калашников С.Н. | |
| Разработка технологии конвертерной плавки с использованием железосодержащих концентратов и шлакостальных коржей | 267 |
| Протопопов Е.В., Фейлер С.В., Амелин А.В., Чумов Е.П. | |
| СЕКЦИЯ 2: МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА, ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ. ЭКОЛОГИЯ И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ В МЕТАЛЛУРГИИ | 272 |
| Управление технологическим процессом флотационной переработки пылевидных тонкодисперсных отходов кремниевого производства | 272 |
| Кондратьев В.В., Карлина А.И., Ершов В.А., Немаров А.А., Иванчик Н.Н. | |
| Роль коллоидно-химических исследований глин, используемых в производстве огнеупоров | 277 |
| Яковлева А.А., Рыбина М.Н. | |
| Коллоидно-химические особенности глин, используемых в производстве огнеупоров | 283 |
| Яковлева А.А., Пастухов М.П. | |
| Использование колошниковой пыли в производстве комплексного флюса | 288 |
| Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиуллина Е.С. | |
| Изучение паропроницаемости комбинированных упаковочных материалов для металлопродукции | 291 |
| Коляда Л.Г., Кремнева А.В., Пономарев А.П. | |
| Исследование образования диоксинов в кислородных конвертерах при утилизации органических отходов | 294 |
| Кузнецов С.Н., Волынкина Е.П., Протопопов Е.В. | |
| Исследование возможности извлечения железа из отходов углеобогащения с применением магнетизирующего обжига | 300 |
| Волынкина Е.П., Зоря В.Н., Коровушкин В.В. | |
| Основные направления ресурсо- и энергосбережения в доменном производстве | 305 |
| Спирин Н.А., Ярошенко Ю.Г., Дмитриев А.Н. | |
| Материалы для изготовления корпусов модулей СВЧ и их покрытий | 310 |
| Побаченко М.В., Гафарова А.В. | |
| Решение актуальных проблем совершенствования тепловой работы слоевых печей и установок с плотным слоем теплотехническими методами | 315 |
| Матюхин В.И., Ярошенко Ю.Г., Матюхина А.В., Журавлев С.Я. | |
| Эффективные способы очистки промышленных и ливневых сточных вод металлургических предприятий | 323 |
| Баус С.С. | |
| Утилизация бекабадского сталелитейного шлака путем создания сорбентов для водоочистки | 328 |
| Кадирова З.Ч. | |

| | |
|---|------------|
| Энергосберегающее оптимальное управление сжиганием топлива в рабочем пространстве металлургических печей | 332 |
| Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Бондарева А.Р. | |
| Горелочное устройство с использованием тепла уходящих газов для отопления теплотехнических агрегатов..... | 336 |
| Стерлигов В.В., Шадринцева Д.А. | |
| Возможность использования техногенных отходов для создания новых материалов..... | 339 |
| Ершова О.В., Мельниченко М.А., Кадушкина М.В., Чупрова Л.В., Потапова Ю.С | |
| Извлечение ценных компонентов из шлака процесса ITmk3 | 343 |
| Махоткина Е.С., Шубина М.В. | |
| Увеличение производительности аспирационных систем при регенерации осадительных поверхностей в акустическом поле | 347 |
| Афоница Е.А., Гусев А.М., Смирнова А.А. | |
| Определение параметров дисперсного состава пыли в пылегазовых потоках систем аспирации | 351 |
| Афоница Е.А., Гусев А.М., Смирнова А.А. | |
| Рациональное обращение с отходами на металлургических производствах | 355 |
| Боброва З.М., Ильина О.Ю. | |
| Химические и физиологические показатели растительного материала рекультивированных территорий шламохранилища ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»..... | 360 |
| Водолеев А.С., Семёнов С.Л., Домнин К.И. | |
| Комплексное использование отходов металлургического производства | 364 |
| Волкова Е.А., Свиридова Т.В., Боброва О.Б. | |
| Анализ воздействия установок кучного выщелачивания золота на окружающую среду месторождения «Еловое» Орджоникидзевского района (Северная Хакасия)..... | 367 |
| Дьячкова А.В. | |
| Определение степени дробления материала в одновалковой дробилке с упором на валке | 371 |
| Никитин А.Г., Медведева К.С., Титов В.А. | |
| Производство фторида кальция из растворов после выщелачивания техногенного сырья алюминиевого производства | 373 |
| Баранов А.Н., Гавриленко Л.В., Тимкина Е.В. | |
| Исследования параметров термоэлектрических генераторов изготовленных по толстопленочной технологии | 376 |
| Шелехов И.Ю., Иванов Н.Н., Кондратьев В.В., Карлина А.И. | |
| Переработка металлургических шлаков в ОАО «ММК» | 380 |
| Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиуллина Е.С. | |
| Развитие схем теплообмена в доменной печи..... | 383 |
| Спирин Н.А., Ярошенко Ю.Г., Загайнов С.А. | |
| Оценка тепловых потерь кислородных конвертеров ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского» | 390 |
| Синегин Е.В., Бойченко Б.М., Чмырков К.Ф., Низяев К.Г., Молчанов Л.С., Стоянов А.Н. | |

Научное издание

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО**
«Металлургия – 2015»

Часть 1

Труды XIX Международной научно-практической конференции

Под общей редакцией
Технический редактор
Компьютерная верстка

Е.В. Протопопова
Л.С. Ширяева
Е.Ф. Мелешук

Подписано в печать 03.12.2015 г.

Формат бумаги 60×84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл. печ. л. 23,69. Уч.-изд. л. 25,13. Тираж 300 экз. Заказ 766

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ