

Металлургов и горняков поздравляет министр промышленной политики Украины Михаил Короленько.

ных лидеров и активистов, менеджеров высшего звена, внесших заметный вклад в развитие базовой отрасли национальной экономики. В торжественном собрании участвовали министр промышленной политики М.Короленько, министр труда и социальной политики Н.Королевская, председатель Федерации работодателей горняков Украины С.Сторчак, губернатор Днепропетровщины Д.Колесников, мэр города И.Куличенко и организаторы праздника - С.Беленький (глава Федерации металлургов Украины) и В.Казаченко (председатель ЦК ПМГУ).

Приветствие металлургам и горнякам прислал Президент Украины В.Янукович. «Ваш неутомимый труд и преданность делу стали надежным залогом развития Украины как большого индустриального государства, говорится в поздравительном письме. - Благодаря вашим усилиям отрасль играет ведущую роль в промышленном комплексе нашей страны и остается важным источником наполнения бюджетов всех уровней».

Выдающийся вклад металлургов и горняков в развитие промышленного комплекса страны был отмечен Грамотами Министерства промышленной политики, Благодарностью Министерства социальной политики Украины, ценными подарками от Федерации металлургов Украины.

Почётным знаком и денежной премией Центральный комитет ПМГУ наградил трудовые коллективы, победившие в Конкурсе на лучший коллективный договор 2012 года. Наиболее активным членам профсоюза В.Казаченко вручил Почётные грамоты и благодарности ЦК ПМГУ.

«Сегодняшний праздник – это возможность сказать спасибо каждому трудящемуся за нелёгкую работу, за преданность профессии и трудовым традициям, выразить признательность и благодарность коллективам всех предприятий, - обратился к участникам собрания Владимир Казаченко. Назрела необходимость разработки государственной Программы развития ГМК Украины с учетом потребностей в металлопродукции всех отраслей. – Я уверен, что общими усилиями мы сможем успешно решить сложные проблемы, стоящие сегодня перед горно-металлургическим комплексом».

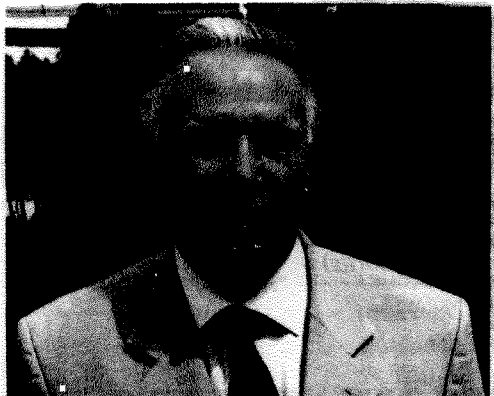
Завершилось торжественное собрание праздничным концертом творческих коллективов художественной самодеятельности предприятий отрасли.

Наш главный праздник

21 июля украинские металлурги и горняки отметили свой профессиональный праздник. Во всех промышленных городах Украины в предпраздничную неделю прошли торжественные мероприятия, посвященные людям, жизнь которых неразрывно связана с рудой и металлом.

Начало празднику было положено в Днепропетровске торжественным собранием, участниками которого стали 800 представителей предприятий ГМК со всей Украины.

Во Дворце культуры «Металлург» ПАО «Интерпайп-НТЗ» Профсоюз металлургов и горняков Украины и Федерация металлургов чествовали лучших рабочих, профсоюз-



К 75-летию юбилею ученого-металлурга академика НАН Украины В.И. Большакова

3 сентября 2013 г. исполняется 75 лет со дня рождения академика НАН Украины, директора Института черной металлургии им. З.И. Некрасова НАН Украины Вадима Ивановича Большакова, ученого в области черной металлургии, технологии доменной плавки, оборудования и систем автоматизированного управления загрузкой доменных печей.

В 1960 г., после окончания с отличием механического факультета Днепропетровского металлургического института, Вадим Иванович Большаков по приглашению чл.-корр. АН УССР Сергея Николаевича Кожевникова, основателя украинской научной школы динамики металлургических машин и агрегатов, начал работать в отделе механизации и автоматизации Института черной металлургии АН УССР. С этого времени вся трудовая деятельность Вадима Ивановича связана с ИЧМ, где он последовательно проходит все ступени становления научного работника и организатора науки, начиная от инженера-исследователя до директора ведущего научно-исследовательского центра отечественной металлургии – Института черной металлургии. В.И. Большаков внес существенный вклад в теорию и практику расчета динамических нагрузок в нелинейных электромеханических системах приводов машин металлургического производства, выполнил комплекс теоретических и прикладных исследований разветвленных и замкнутых систем приводов металлургических агрегатов с нелинейными упругими связями, разработал новую методику систематизации нагрузок приводов для расчетов на прочность и выносливость. В 1974 г. В.И. Большаков назначается руководителем работ в новом для того времени научно-техническом направлении по разработке и совершенствованию технологии, оборудования и систем управления загрузкой и распределением шихты в доменных печах большого объема, которое проводилось для строящейся по технологическому заданию ИЧМ крупнейшей в мире доменной печи № 9 металлургического комбината «Криворожсталь» объемом 5000 м³. Для освоения ДП-9 в Институте черной металлургии создается комплексный научный коллектив под руководством академика АН УССР З.И. Некрасова. Разрабатывается новая методика расчета траекторий движения шихты в колошниковом пространстве, учитывающая влияние газового потока на движение частиц, выполняется большой объем исследований централизованного гидропривода клапанных механизмов, разрабатывается проект модернизированного гидропривода.

В.И. Большаков выдвинул концепцию и обосновал методику исследования, расчета, анализа и управления подсистемами подготовки шихты, подачи шихты на колошник, шлюзования и распределения шихты в печи как единого функционального комплекса, обеспечивающего управление распределением шихтовых материалов в печи. Эта работа и сегодня превосходит по точности получаемых результатов лучшие зарубежные разработки.

Им создана научная школа по механике металлургических машин, управлению загрузкой и ходом доменных печей, он возглавляет отдел технологического оборудования и систем управления ИЧМ, разработал методические основы расчета динамических нагрузок и пропускной способности технологических линий.

С 1996 г. В.И. Большаков возглавляет Институт черной металлургии им. З.И. Некрасова НАН Украины. Под руководством В.И. Большакова ИЧМ сохранил научный потенциал наибольшего научного центра в области черной металлургии, способного выполнять комплексные научные исследования по всем основным металлургическим переделам.

В.И. Большаков является одним из авторов Концепции развития горно-металлургического комплекса Украины, которая в 1995 году была принята Верховной Радой Украины, одним из разработчиков Государственной программы развития и реформирования горно-металлургического комплекса Украины до 2011 года.

За существенный вклад в развитие науки и техники В.И. Большаков отмечен Почетной грамотой Президиума Верховного Совета УССР (1988), Премией Кабинета Министров Казахстана в области науки и техники (1991), званием «Заслуженный деятель науки и техники Украины» (1997), Государственной премией Украины в области науки и техники (2000), орденом Украины «За заслуги» III степени (2003), знаком отличия НАН Украины «За научные достижения» (2009).

Академик В.И. Большаков активно публикует результаты научных исследований: им издано 17 монографий, более 950 научных статей, получено 107 авторских свидетельств и патентов на изобретения. Под его научным руководством подготовлено и защищено 6 докторских и 6 кандидатских диссертаций.

Сегодня академик НАН Украины В.И. Большаков является одним из ведущих ученых в европейском научно-техническом сообществе, работающим в области металлургии, технологии доменной плавки, оборудования и систем автоматизированного управления загрузкой доменных печей.

Вадиму Ивановичу присущи высокие человеческие качества – целеустремленность, порядочность, доброжелательность, скромность, доброта и чуткость. Все эти качества нискали ему заслуженный авторитет и уважение коллег и инженерно-технической общественности металлургической отрасли Украины, стран СНГ и дальнего зарубежья. Он полон творческих сил, энергии, новых идей, настойчиво и самоотверженно работает над воплощением их в жизнь на благо развития отечественной металлургической науки.

Коллеги и редакция журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность», поздравляют Вадима Ивановича с юбилеем и желают крепкого здоровья, долгих лет жизни, счастья и благополучия!



УДК 669.162.2

Кочура В.В. /к.т.н./, Ярошевский С.Л. /д.т.н./, Купенко В.И. /к.г.-м.н./, Мишин И.В. /д.т.н./
ДонНТУ

Совершенствование методики определения степени газификации пылеугольного топлива в доменных печах

Предложена усовершенствованная методика косвенного способа определения полноты сгорания пылеугольного топлива на основе петрографического анализа проб шлама, шлака и колошниковой пыли. Выбраны наиболее эффективные диагностические признаки, позволяющие наиболее точно и объективно оценить происхождение углеродистой частицы. На ДП № 1 ПрАО «Донецксталь»-МЗ в 2010 г., используя данную методику, проведен промышленный эксперимент, по результатам которого величина газификации угля составила более 99 %. Табл. 3. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: горение, пылеугольное топливо, кокс, шлак, шлам, колошниковая пыль, петрографический анализ

An improved method of indirect method of determining the completeness of combustion of pulverized coal on the basis of the petrographic analysis of samples of sludge, slag and flue dust. Selected the most effective diagnostic features that allow the most accurate and objective assessment of the origin of the carbon particles. On the DP number 1 PrJSC "Donetskstal"-MH in 2010, using this technique, carried out an industrial experiment, the results of which the quantity of coal gasification was more than 99%.

Keywords: burning pulverized coal, coke, slag, sludge, flue dust, petrographic analysis.

Постановка проблемы исследования

Зарубежные и отечественные промышленные плавки на доменных печах (ДП) с высоким расходом пылеугольного топлива (ПУТ) 200-250 кг/т чугуна показали ограничение увеличения дальнейшего уровня вдувания угля в связи с неполнотой газификацией частиц угольной пыли. Поэтому постоянный контроль и количественная оценка степени сгорания ПУТ является важной задачей.

Анализ последних исследований и публикаций

Для определения полноты сгорания частиц ПУТ в фурменном очаге доменной печи применяют различные прямые и косвенные методы и устройства. Примером косвенного метода может служить способ скоростной киносъемки фурменной зоны [1, 2]. В США с помощью киносъемки установлено, что частицы угольной пыли полностью сгорают на расстоянии 300-400 мм от носка фурмы [2]. Результаты, подтверждающие опыт американских ученых, получены в Китае при вдувании в горн 250-270 кг ПУТ на 1 т чугуна [3]. Одним из наиболее точных и достоверных прямых методов определения полноты сгорания частиц ПУТ является способ отбора проб путем зондирования горна. Институтом IRSID (Франция) совместно с фирмой «Solmer» разработано и внедрено в промышленную эксплуатацию устройство для отбора проб в горне доменной печи (труба с внутренним диаметром 90 мм) [4]. Введение в фурменную зону прямого зонда нарушает процессы, проходящие в зоне циркуляции, что искажает достоверность получаемых результатов. Решением данной проблемы является установка зонда под углом к оси фурмы. Данный способ реализован на

ДП № 5 завода Chiba Works фирмы «Kawasaki Steel Corporation» (Япония) [5].

В условиях ПрАО «Донецксталь»-МЗ («ДМЗ») проф. С.Л. Ярошевским разработан и испытан количественный метод определения полноты сгорания пылеугольного топлива в фурменных зонах [6]. Во время проведения исследований расход ПУТ изменялся в пределах 50-150 кг/т чугуна. В ходе проведения микроструктурного анализа проб материалов, отобранных из различных точек горна, было показано уменьшение размера частиц угля уже на срезе фурм, а полное сгорание ПУТ происходило на расстоянии 0,6-0,8 м от фурмы, что в два раза превосходит данные, полученные при скоростной киносъемке.

Методика исследования полноты сгорания ПУТ основана на определении с использованием петрографического анализа различных видов частиц углерода кокса, ПУТ и количественной оценке в отобранных пробах колошниковой пыли, шлама и шлака [7]. Исследования полноты сгорания ПУТ на доменных печах комбината Баостил (Китай) показали, что неполнота сгорания ПУТ 1,1 и 2,6 % при вдувании в горн 178 и 240 кг/т чугуна ПУТ: при этом степень замены кокса ПУТ составляла около 40 %, расход кокса на 1 т чугуна был менее 300 кг/т чугуна, увеличение неполноты сгорания до 2,6 % при вдувании ПУТ 240 кг/т чугуна еще не препятствовало устойчивой и производительной работе ДП [7]. Однако в указанной работе использована только качественная оценка видов угля без учета всех видов диагностических признаков происхождения угля, учета изменения структуры частиц несгоревшего угля при прохождении через высокотемпературные области ДП, последнее вносит

© Кочура В.В., Ярошевский С.Л., Купенко В.И., Мишин И.В., 2013 г.

значительную погрешность [8].

Таким образом, несмотря на значительный объем проведенных исследований, в настоящее время не разработана методика точного количественного определения полноты газификации ПУТ, позволяющая наиболее полно отразить процессы горения угля, происходящие в фурменной зоне и увеличить расход ПУТ.

Цель и задачи исследования

Целью статьи является разработка методики определения полноты сгорания ПУТ в ДП по содержанию углерода в продуктах плавки с использованием диагностических свойств частиц угля и кокса.

Основная часть

В работе представлены результаты второго этапа промышленного эксперимента по определению полноты газификации ПУТ, проведенные в 2010 г (первый этап – 2003-2005 гг. [9]). Промышленная эксплуатация пылеугольного комплекса в ПрАО «ДМЗ» начата в сентябре 2002 г. Доменный цех имеет в своем составе две доменные печи полезным объемом 1033 м³. На втором этапе исследований для определения полноты сгорания ПУТ на ДП-1 доменного цеха ПрАО «ДМЗ» использовался петрографический анализ содержания несгоревших частиц ПУТ в продуктах доменной плавки: колошниковой пыли, шламе и шлаке.

ДП в указанный период работала эффективно на 100 % окатышах СевГОКа (1557 кг/т чугуна), производительность печи составляла 2000 т/сут., расход кокса «Премиум» – 422 кг/т чугуна, ПУТ – 135 кг/т чугуна, железоблоха – 64 кг/т чугуна, известняка – 147 кг/т чугуна. Пылеугольное топливо приготавливалось из 60 % газового и 40 % тощего углей. Показатели каче-

ства ПУТ характеризовались высокой тониной помола, стабильным техническим анализом ($A = 10,35 \%$; $S = 0,99 \%$; $W = 1,58 \%$, $ЛВ = 30 \%$). Средний медианный размер частиц ПУТ составлял 35 мкм (> 80 мкм 13,77 %; 80-63 мкм 8,9 %; 63-0 мкм 77,83 %).

Для проведения петрографических исследований изготавливались брикеты из шлама газоочистки и колошниковой пыли, ПУТ и кокса. Исследованы также аншлифы, изготовленные из образцов шлака, отобранных в тот же период. Химический анализ продуктов плавки ДП-1 приведен в табл. 1. Петрографический анализ выполнялся с применением методов рудной микроскопии и углепетрографии. Использовался рудный поляризационный микроскоп МИН-9 с микрофотометрическим устройством ФМЭ-1. Рудные, шлакообразующие и углеродсодержащие компоненты определялись по ряду оптических признаков (отражательная способность, цвет, двуотражение, эффекты поляризации, внутренние рефлексии), а также по микротвердости. Отражательная способность (R_p), визуально воспринимаемая как яркость компонента в полированном брикете, численно равна отношению интенсивности отраженного света (I_r) к интенсивности падающего света (I_d).

Явление двуотражения характерно для анизотропных кристаллов. При изменении ориентировки плоскости поляризации света относительно кристаллографических направлений меняется отражательная способность (особенно ярко это свойство проявлено у графита). При введении дополнительного поляроида (анализатора) между объективом и окуляром заметна и очень слабая анизотропия (эффекты поляризации). При этом наблюдался цвет просвечивающих компонентов, обычно серых в отраженном свете (внутрен-

Таблица 1. Химический анализ проб шлака, шлама, колошниковой пыли и ПУТ, взятых в мае 2010 г. на ДП № 2 ПрАО «ДМЗ»

Наименование		№ 1 (16.05.2010)		№ 2 (19.05.2010)		№ 3 (30.05.2010)	
Чугун	[Si]	0,51		0,62		0,65	
	[S]	0,03		0,04		0,03	
Шлак	(SiO ₂)	38,8		36,9		39,1	
	(Al ₂ O ₃)	5,8		5,7		5,8	
	(CaO)	45,1		45,2		43,8	
	(MgO)	6,7		6,8		7,2	
Наименование	Шлам № 1	Колошниковая пыль № 1		Шлам № 2		Колошниковая пыль № 2	
	(1.05.10–10.05.10)			16.05.10–31.05.10			
SiO ₂	7,2	5,1		8,6		11,3	
CaO	6,2	3,4		4,5		6,6	
MgO	0,8	0,4		0,6		0,9	
Al ₂ O ₃	0,25	0,2		0,38		0,85	
Fe _{общ}	55,2	55,1		54,9		42,2	
C	3,5	14,4		3,5		16,1	
Технический анализ ПУТ	Наименование			№1 (1.05–10.05)		(16.05–31.05)	
	A			10,5		10,5	
	ЛВ			28,8		28,4	
	S			1,02		1,02	

ние рефлексы).

Морфология частиц кокса определялась макро- и микропористостью. Размер пор, соответственно, колебался от миллиметров до микрон. Почти полностью они сложены поликристаллическими агрегатами графита с размером частиц в несколько микрон. Кокс содержал большое количество обломков аналогичного состава скрытокристаллической структуры с субмикроскопической зернистостью (выглядят изотропными), а также включения шлакообразующих компонентов и фрагментов с реликтовой клеточной структурой. Часть пустот покрыта корочками перекристаллизованного графита толщиной в сотые доли мм.

Термическое воздействие приводит к графитизации частиц кокса с поверхности и образованию новых пор. Отражательная способность графита $R_0 = 22\%$, двутражение очень сильное, с изменением цвета от коричневатого до сине-серого. Частицы пылеугольного топлива сложены бесструктурным витринитом-однородным гелефицированным изотропным компонентом. Изредка встречается структурный витринит, содержащий остатки растительной структуры. Форма частиц угловатая, с количеством сторон от трех до пяти и сравнительно ровными ограничениями. Поры отсутствуют.

Отражательная способность зависит от марки угля. Отражательная способность витринита угля

Таблица 2. Содержание основных компонентов в шламе газоочистки на ДП № 1 ПрАО «ДМЗ», объемные %

Номер пробы	Часть брикета	Кокс	Уголь	Оксиды железа	Шлакообр. компоненты
Без номера 1–10 мая 2010 г.	А	2,08	–	64,79	33,13
	Б	2,61	–	67,80	29,59
	среднее	2,34	–	66,30	31,36
1 16, 27, 29 мая 2010 г.	А	3,65	0,01	75,28	21,06
	Б	3,50	0,01	74,07	22,42
	среднее	3,57	0,01	74,68	21,74
2 18, 23, 24, 30 мая 2010 г.	А	2,93	–	65,75	31,32
	Б	3,57	0,03	72,93	23,47
	среднее	3,25	0,015	69,35	27,39
1, 2	среднее	3,41	0,012	72,02	24,56

Таблица 3. Содержание основных компонентов в колошниковой пыли на ДП № 1 ПрАО «ДМЗ», объемные %

Номер пробы	Часть брикета	Кокс	Уголь	Оксиды железа	Шлакообр. компоненты
Без номера 1–10 мая 2010 г.	А	18,68	0,19	46,93	34,20
	Б	23,53	0,14	39,52	36,81
	среднее	21,10	0,16	43,24	35,50
№ 1 16, 27, 29 мая 2010 г.	А	28,73	0,05	34,91	36,31
	Б	26,80	0,07	34,79	38,35
	среднее	27,76	0,06	34,84	37,34
№ 2 18, 23, 24, 30 мая 2010 г.	А	33,69	0,13	37,79	28,39
	Б	28,22	0,06	36,74	34,98
	среднее	30,96	0,09	37,27	31,69
№ 3 19, 20, 22, 31 мая 2010 г.	А	29,74	0,12	35,44	34,71
	Б	33,46	0,19	36,88	29,47
	среднее	31,60	0,15	36,16	32,09
Среднее проб № 1, 2, 3	среднее	30,11	0,10	36,09	33,70

(R_0) по ГОСТу Украины 1996 г. составляет: для газового угля 7,3–8,8 %; для тощего угля 10,1–12,3 %. По этому показателю, а также по изотропности он существенно отличается от кокса. Существенное значение имеет сравнительно широкий диапазон значений R_0 при небольшом разрыве между марками угля. В процессе дегазации потеря летучих компонентов сопровождается изменением R_0 . Создается впечатление, что уголь марки Т при нагревании преобразуется по типу кокса, испытывая графитизацию с увеличением отражательной способности. На определенной стадии по оптическим свойствам он может приблизиться к коксу. При этом сохраняются отличия от кокса по особенностям микроструктуры и морфологии. Такой уголь следует отнести к частично использованному.

Частично использованный уголь марки Г отличается пониженной, по сравнению с исходным, отражательной способностью. Возможно, на ранней стадии преобразования потеря летучих компонентов и термическая диссоциация ведут к формированию субмикроскопических пор, понижающих этот показатель. Подобное явление наблюдается на конечных стадиях преобразования кокса.

Рудные компоненты представлены магнетитом Fe_3O_4 и гематитом Fe_2O_3 . Магнетит чаще всего образует сростки неправильных зерен размером 30 мкм и менее. Включения магнетита в стеклообразных образованиях имеют вид правильных кристаллов, замещаемых гематитом. Гематит количественно преобладает над магнетитом.

Шлакообразующие компоненты представлены остаточным кварцем, карбонатами, а также силикатами. Последние образуют правильные кристаллы в массе силикатного стекла, образующего и самостоятельные частицы. Отражательная способность этих компонентов варьирует в зависимости от содержания железа. Стеклообразные частицы могут иметь отражательную способность, близкую к нулю, однако они отличаются серыми или ярко красными (за счет оксидов железа) внутренними рефлексами, в то время, как в угле они не наблюдаются. Существуют и морфологические отличия.

Определены объемные проценты указанных компонентов линейным методом. Этот метод основан на том, что отношения площадей, занимаемых сечениями зерен в плоскости шлифа, пропорциональны отношению длин линий, пересекающих эти сечения. В свою очередь от-

ношения площадей сечений пропорциональны отношению объемов зерен. Измерения проводились с применением окуляра-микрометра. Брикет перемещался с помощью координатного препаратоводителя, снабженного линейками с нониусами, так, чтобы измерение сечений зерен выполнялось по системе параллельных линий через 1 мм. Результаты подсчетов основных компонентов, содержащихся в шламе газоочистки и колошниковой пыли, отобранных на ДП-1, приведены в табл. 2, 3.

Сходимость результатов контролировалась измерениями на двух половинах брикетов – А и Б. Из табл. 2 видно, что в шламе газоочистки преобладают оксиды железа (до 72 %) и шлакообразующие (до 25 %). Содержание кокса и угля составляет 3,4 и 0,012 %. В колошниковой пыли содержится примерно одинаковое количество оксидов железа (36 %), шлакообразующих компонентов (34 %) и кокса (30 %). Содержание частиц угля в колошниковой пыли на порядок выше, чем в шламе и составляет 0,1 %.

Химический анализ проб шлама и колошниковой пыли (см. табл. 1) качественно подтверждает более низкое содержание углерода в шламе (3,5 %) по сравнению с углеродом колошниковой пыли (14–16 %). Анализ результатов подсчета показывает удовлетворительную сходимость данных. Размер частиц шлама газоочистки пыли, независимо от их состава, колеблется от долей микрон до 25 мкм. Частицы колошниковой пыли крупнее – до 50 мкм; небольшая часть достигает размеров 80–100 мкм.

Углеродсодержащие компоненты в шлаке не обнаружены. Стекловатая масса содержит поры размером от долей микрон и крупнее, а также тончайшие капельки металла. Наблюдается начало процесса рекристаллизации в виде тончайших дендритов и сростков удлинённых кристаллов силикатов. Исследования полностью подтвердили выводы субъективного анализа и наблюдений, свидетельствующих о высокой степени газификации ПУТ в ДП. Из табл. 2, 3 видно, что свыше 99 % углерода ПУТ газифицируется в ДП. Принимая во внимание изложенное, очевидно, что в сложившихся в ПрАО «ДМЗ» технологических условиях полнота газификации ПУТ не является регламентирующим элементом технологии.

Выводы

Получила дальнейшее развитие методика определения полноты сгорания ПУТ в фурменной зоне доменной печи, основанная на балансе углерода продуктов плавки и выборе оптимальных диагностических свойств частиц кокса и несгоревшего угля. Установлены диагностические признаки, позволяющие наиболее точно и объективно оценить происхождение углеродистой частицы: морфологические

(макро- и микропористость), микроструктурные (зернистость, наличие включений), оптические (двуотражение, эффект поляризации, степень анизотропии). При этом, наибольшее содержание углерода ПУТ обнаружено в колошниковой пыли (% объемные) – 0,16, наименьшее в шламе – 0,012 и в шлаке – следы. Перспективным является автоматизация отбора проб с целью непрерывного контроля полноты сгорания угля для обеспечения стабильной и наиболее эффективной работы доменной печи.

Библиографический список

1. Доменное производство: Справочное издание в 2-х т. Под ред. Вегмана Е.Ф. – М.: Металлургия, 1989. – Т. 1. – 495 с.
2. Zhang S., Bi X. Theoretical consideration of problems relating to high coal rate injection into blast furnaces // *Ironmaking and Steelmaking*. – 2003. – V. 30. – № 6. – P. 467-474.
3. Zhang S., H.Yin The Trends of Ironmaking Industry and Challenges to Chinese Blast Furnace Ironmaking in the 21st Century // *The 5th International Congress on the Science and Technology of Ironmaking (ICSTI'99)*. – Shanghai (China). – 2009. – P. 2-15.
4. Helleisen M., Nicolle L., Metz B. Sondages dans l'homme mort du haut fourneau a travers une tuyere // *Revue de la metallurgy*. – 1987. – V. 84. – № 11. – P. 747-758.
5. Kahji T., Seyi T., Takao H., e.a. Sideways tuyere probe for measuring blast furnace raceway zone // *Kawasaki Steel Nechn. Rept.* – 1998. – № 19. – P. 123-125.
6. Бабич А. И., Ярошевский С.Л., Терещенко В.П. Интенсификация использования пылеугольного топлива в доменной плавке. – К.: Техника, 1993. – 200 с.
7. Wu K., Pan W., Hu W. Research of utilization factor of injected pulverized coal into BF at large PCI Rate // *Steel Research Int.* – 2008. – № 12. – P. 904-907.
8. Глущенко И.М. Теоретические основы технологии горючих ископаемых. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
9. Определение степени сгорания пылеугольного топлива в доменной печи № 2 ЗАО «Донецксталь» - металлургический завод / В.В. Кочура, С.Л. Ярошевский, В.И. Купенко и др. // *Наук. пр. Донецького НТУ. Серія: Металургія. Вип. 12 (177)*. – Донецьк: ДонНТУ, 2010. – С. 56-65.

Поступила 07.03.2013

УДК 669.162.266

Ковалев Д.А. /д.т.н./, Ванюкова Н.Д. /д.т.н./,

Ванюков А.А.

НМетАУ

Исследование металлургических свойств самовосстанавливающихся окатышей

Исследованы металлургические свойства самовосстанавливающихся окатышей (СВО), содержащих тонкодисперсный углерод с целью оценки их поведения в доменной печи. Установлено, что СВО снижают прочность с 90 до 28,6 кН/м² в интервале температур 700–800 °С из-за разложения гидратов кальция в цементе и восстановлению оксидов железа, содержащихся в СВО. В интервале температур 1000–1100 °С прочность СВО возрастает до 45–50 кН/м² в результате образования металлического каркаса. Установлена степень восстановления СВО (66–68 %) за счет углерода, содержащегося в структуре окатышей. Ил. 1. Табл. 2. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: самовосстанавливающиеся окатыши, тонкодисперсный углерод, прямое восстановление, цемент, термически-резервная зона, доменная печь

Studied metallurgical properties of the self-healing pellets (CBO) containing finely divided carbon in order to assess their behavior in the blast furnace. Found that the CBO weaken from 90 to 28.6 kg / approx. in the temperature range 700–800 °C due to the decomposition of calcium hydrate the cement and reduction of iron oxide contained in the cooling system. In the temperature range 1000–1100 °C to increase strength NWO 45–50 kg / m. by forming a metal frame. The degree of recovery of NWO (66–68%) due to the carbon in the structure of the pellets.

Keywords: self-healing pellets, fine carbon, direct reduction, cement, heat-reserve area, blast furnace.

Энергетические затраты при выплавке чугуна в значительной степени определяются развитием процессов восстановления оксидов железа в металл. Для установившегося режима работы доменной печи высшие оксиды железа (Fe_2O_3 , Fe_3O_4) восстанавливаются газом СО до FeO. В результате образуется область, где высшие оксиды железа восстановлены до вюститита, но концентрация газа СО уже не достаточна для восстановления значительного количества вюститита до железа.

Развитие процессов прямого восстановления железа в доменной печи ниже 900 °С возможно за счет создания тесного контакта между тонкоизмельченным твердым топливом и оксидами железа в СВО. До последнего времени такой механизм прямого восстановления не принимался во внимание в связи с ограниченной поверхностью контакта углерода кокса с оксидами железа. Реальные пути получения СВО – это обжиг рудоугольных окатышей при технологических параметрах, обеспечивающих не полное выгорание углерода и получение их на холодной связке с заданным содержанием углерода.

Впервые производство обожженных углеродсодержащих окатышей было осуществлено на опытной фабрике ЦГОКа [1] и на обжиговой машине СевГОКа [2]. Эти окатыши были проплавлены в доменных печах заводов им. Фрунзе (Константиновка) и им. Петровского (Днепропетровск).

В шихту добавляли от 20 % (на заводе им. Фрунзе) до 50 % (на заводе им. Петровского) опытных окатышей. Эти окатыши характеризовались улучшенными металлургическими свойствами (восстановимостью, степенью металлизации, высокотемпературными параметрами, содержанием дисперсного углерода), что

обеспечивало существенное снижение расхода кокса.

Производство СВО на холодной связке развивается как для процессов получения металла по бескоксовым технологиям, так и для доменной плавки [3–6]. Состав шихты для производства СВО включает железосодержащие материалы (концентраты, отходы металлургического производства), тонкоизмельченное топливо, флюсы и связующее – портландцемент или другие связки. Производство СВО на связке из портландцемента освоено в Украине на Томаковском заводе керамзитового гравия в промышленных масштабах, а его использование в доменных печах ПАТ «Донецксталь» [7]. Механизм реакций в СВО сложный из-за одновременно протекающих реакций косвенного (СО и H_2) и прямого восстановления в результате прямого контакта с углеродом и его газификации.

При восстановлении железа из СВО в промышленных условиях основная реакция сопровождается рядом вторичных или попутных процессов, оказывающих влияние как на термодинамику, так и на кинетику восстановления. Так прямое восстановление и косвенный путь восстановления термодинамически равноправны. Однако в доменной печи контакт твердых оксидов железа, содержащихся в окатышах, агломерате с углеродом кокса несовершенен и не может обеспечить контактного прямого восстановления железа. В структуре СВО реализовано одно из условий прямого восстановления – тесный контакт тонкодисперсного углерода с железосодержащими оксидами внутри окатыша. При восстановлении одновременно образуются газообразные продукты СО и CO_2 . Более того, реакция $\text{C} + \text{CO}_2 = 2\text{CO}$ и $\text{CO} + \text{H}_2\text{O} = \text{CO}_2 + \text{H}_2$ развивается внутри окатыша. Выделение H_2O проис-

ходит из гидросиликатов кальция, содержащихся в цементной связке окатышей.

Результаты ранее проведенных исследований указывают, что эти процессы происходят в интервале температур 900–1100 °С, что соответствует термически резервной зоне доменной печи (ТРЗ). Настоящая работа посвящена исследованию металлургических свойств СВО, используемых в шихте доменных печей.

Для исследования была отобрана проба из промышленной партии СВО, произведенной в ОАО «ТЗК», соответствующей ТУ У 13.1–01344840–002:2007. Были исследованы следующие металлургические свойства:

- **влажность** – определяли в соответствии с ГОСТ 12764–73. Массовая доля влаги составила 1,15 %;

- **гранулометрический состав** – ситовую характеристику крупности определяли путем рассева пробы на круглых ситах. Ситовый состав окатышей был следующим, %: (+40)–0,00; (40–20)–4,1; (20–15)–45,05; (15–10)–11,71; (10–5)–1,8; (5–0)–4,5;

- **насыпная плотность**: определяли массу пробы, свободно насыпанную в измерительный сосуд. Измерение производили 5 раз. Насыпная плотность изменялась в интервале 1,394–1,412 г/см³. Среднее значение 1,403 г/см³. Расхождение между результатами двух определений не превышало 5 %, что удовлетворяет требованиям ГОСТ 25732–88;

- **прочность СВО по сопротивлению сжатию**: исследовали на испытательной машине МИИ–100. Отбирали пробу из фракции 10–25 мм в количестве 30 шт. Разность верхней и нижней границ крупности не превышала 4 мм. Максимальное значение прочности составило 153,6 кг/ок.; минимальное 51,2 кг/ок.; среднее 88,8 кг/ок. Среднеквадратичное отклонение 20,2 кг/ок. Обращает на себя внимание разбег варьирования, что в большей степени связано с разницей в крупности исследуемых окатышей, а также достаточно высокой пористостью;

- **пористость** определяли по значениям истинной

и кажущейся плотности ГОСТ 25732–88. Среднее значение истинной плотности составило 3,71 г/см³, а объемной плотности 2,69 г/см³. Пористость составила 27,5 %;

- **процесс восстановления**: СВО имеют округлую форму и темно-коричневую окраску и следующий химический состав, %: Fe_{обм} 43,1; FeO 10,0; Fe₂O₃ 50,48; CaO 17,3; SiO₂ 8,9; MgO 1,58; C 9,7; п.п.п. 1,71.

Параметры нагрева печи для восстановления:

- интервал температур 0–1100 °С;

- скорость нагрева от 0 до 500 °С – 20 °С/мин и от 500 до 1100 °С – 10–5 °С/мин.

Проба для исследования восстановимости состояла из СВО (4–5 шт.) крупностью 10–15 мм, которые засыпали коксиком крупностью 3–7 мм. Вес коксика определялся из условий сохранения рудной нагрузки равной 4,0. В табл. 1 приведены результаты химического анализа восстановленных СВО после выдержки их в печи в течение 150 мин, а на рис. 1 – прочность охлажденных СВО после их восстановления.

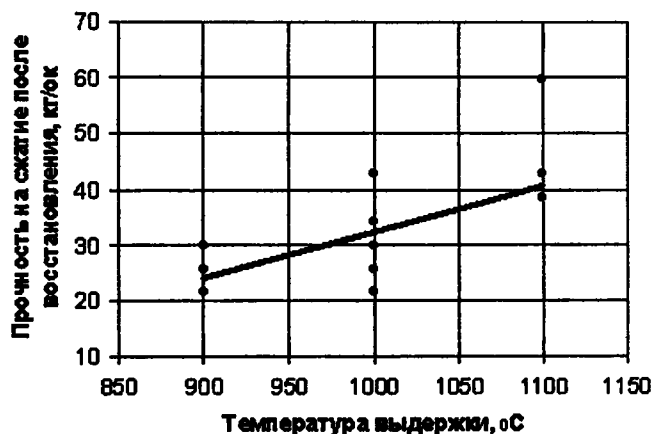


Рис. 1. Прочность на сжатие охлажденных СВО после их восстановления

На рис. 1 видно, что с увеличением температуры от 900 до 1100 °С прочность СВО по сопротивлению сжатию (среднее значение) возрастает с 26,1 до 42,7 кг/ок. за счет образования металлического каркаса (табл. 1). Фактическая степень восстановления составила более 90 % при t °С = 900–1000 °С, а содержание металлического железа 54–55 %.

В табл. 2 приведена оценка влияния на степень восстановления оксидов железа только углерода, содержащегося в СВО. Из приведенных данных следует, восстановление оксидов железа на 2/3 (66–68 %) обеспечивалось углеродом окатышей, что соответствует показателю приближающемуся к максимально возможному значению (71,4 %), соответствующему исходному содержанию углерода в СВО.

Результаты исследования (табл. 1, 2) указывают на то, что восстановление СВО в отсутствие газа-восстановителя по схеме прямого восстановления при температурах

Таблица 1. Результаты химического анализа восстановленных СВО

Содержание элемента, %							Кислород, связанный с оксидами железа, оставшийся после восстановления, г	Фактическая степень восстановления, %
Опыт	Температура выдержки, °С	Fe _{общ}	FeO	Fe ₂ O ₃	Fe _{мет}	C _{ост}		
Время выдержки 150 мин								
5	1100	60,8	12,1	2,7	48,6	0,62	0,36	83,9
6		63,6	3,6	6,7	55,1	0,65	0,33	87,5
7	1000	60,0	3,4	1,8	55,0	0,43	0,14	94,1
8		58,5	4,5	3,5	51,6	1,27	0,25	90,9
9	900	60,4	19,1	3,2	42,5	0,49	0,60	75,0
10		59,6	4,5	0,9	54,4	0,84	0,14	94,2

ниже 900 °С инициируется за счет взаимодействия тонкодисперсного твердого углерода, находящегося в контакте с оксидами железа. Продуктом реакции является CO, который восстанавливает оксиды железа ($\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$). Образовавшийся газ CO_2 реагируя с углеродом генерирует восстановительный газ CO ($\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$).

Таблица 2. Расчет степени восстановления оксидов железа только за счет углерода, находящегося в СВО

Опыт	Температура выдержки, °С	Содержание кислорода в навеске, связанного с оксидами железа	Остаточное содержание углерода в СВО после восстановления, %	Содержание углерода в СВО, г		Количество кислорода, удаленного углеродом СВО, г	Восстановление оксидов железа только за счет углерода СВО, %
				до опыта	после опыта		
Время выдержки 150 мин							
5	1100	2,23	0,62	1,195	0,064	1,508	67,5
6		2,64	0,65	1,415	0,077	1,784	67,5
7	1000	2,41	0,43	1,289	0,047	1,656	68,8
8		2,76	1,27	1,480	0,156	1,765	63,9
9	900	2,38	0,49	1,276	0,056	1,627	68,2
10		2,37	0,84	1,268	0,090	1,571	66,3

Реализация указанных процессов при умеренных температурах, включающих углетермическое и газовой-углетермическое восстановление рудных материалов, позволит интенсифицировать процесс восстановления в доменной печи и обеспечит снижение расхода кокса, как восстановителя.

Выводы

1. Процесс восстановления СВО, содержащих дисперсный углерод твердого топлива, инициируется за счет тесного контакта между углеродом оксидами железа с образованием монооксида железа, который обеспечивает косвенное восстановление оксидов железа с образованием CO_2 регенерацию CO за счет газификации углерода твердого топлива. Степень восстановления СВО более 90 % достигается при температурах ниже 900 °С.

2. Степень восстановления СВО 66-68 % достигается за счет собственного углерода, содержащегося в структуре СВО.

3. Другие металлургические свойства – графитометрический состав, прочностные характеристики до и после восстановления – удовлетворяют требованиям доменной плавки.

Библиографический список

1. Получение офлюсованных окатышей с остаточным углеродом / Д.А. Ковалев, О.А. Гогенко, О.Л. Костелов и др. // Республ. межведомственный научно-технич. сб. «Проблемы металлургического производства». – К.: Техника, 1991. – № 104. – С. 70-73.

2. Использование опытных железорудных офлюсованных окатышей с остаточным углеродом в доменной плавке / Ковалев Д.А., Ванюкова Н.Д., Журавлев Ф.М., Васюченко А.И. // Сталь. – 1999. – № 8. – С. 4-9.

3. Nakano Masanori, Naito Masaaki, Higuchi Kenichi. Non-spherical Carbon Composite Agglomerates: Lab-scale Manufacture and Quality Assessment // ISIJ International. – 2004. – Vol. 44. – № 12. – P. 2079-2085.

4. W.-K.Lu and D. Frank Huang. The Evolution of Ironmaking Process Based on Coal – Containing Iron Ore Agglomerates // ISIJ International. – 2001. – Vol. 41. № 8. – P. 807-812.

5. Sang Han Son, Young Jae Kim. Trial operation of carbon composite iron ore pellet at foundry furnace // METEC In Steel Conference 2011. Düsseldorf 27 June – 1 July 2011. – P. 1-4.

6. Производство и использование металлургических брикетов в ОАО «Тулачермет» / В.И. Котенев, Е.Ю. Барсукова, С.Г. Мурат и др. // Металлург. – 2005. – № 6. – С. 33-36.

7. Производство и использование самовосстанавливающихся окатышей в доменной печи, работающей с применением пылеугольного топлива / Д.А. Ковалёв, Н.Д. Ванюкова, Б.П. Крикунов и др. // Тр. междунар. научно-технич. конф. «Пылеугольное топливо - альтернатива природному газу при выплавке чугуна», Донецк, 18-21 декабря 2006 г. – Донецк: УНИТЕХ, 2006. – С. 77-90.

Поступила 07.03.2013

УДК 669.162.1

Сулименко С.Е. /к.т.н./
НМетАУ

Получение частично металлизированного сырья в стационарном слое

В работе приведены результаты лабораторных исследований по получению частично металлизированного сырья для доменной плавки при высокотемпературной обработке железорудных окатышей, за счет сжигания твердого топлива в замкнутом пространстве в нижней части слоевой системы. Разработанная технология позволяет получать продукт со степенью металлизации от 30 до 40 %. Реализация предлагаемой технологии получения частично металлизированного сырья возможна на обжиговых и агломерационных машинах при реконструкции их головных частей. Ил. 5. Табл. 4. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: окатыши, межгранульное пространство, слой регенерации, дутьевой режим, восстановление, степень металлизации, остаточный углерод, удельная производительность

The paper presents the results of laboratory research on the production partially metallized materials for blast furnace at high temperature treatment of iron ore pellets, due to combustion of solid fuel in an enclosed space at the bottom of the layered system. The developed technology allows to obtain a product with the metallization of 30 to 40%. The implementation of the proposed technology for partially metallized materials available on the roasting and sintering machines in the reconstruction of their warheads.

Keywords: pellets, intergranular space, a layer of regeneration, the blowing mode, recovery, the metallization, the residual carbon, specific performance.

Проблема получения высококачественного сырья для доменной плавки по-прежнему остается актуальной. Особенно остро вопрос качества железосодержащего сырья стоит в связи с заменой части кокса пылеугольным топливом. В этих условиях снижение содержания мелочи в сырье, изменение его химического состава и увеличение механической прочности является задачей, решение которой позволит не только уменьшить расход кокса на выплавку чугуна, но и снизить негативные последствия от его уменьшения. Перспективным направлением улучшения показателей доменной плавки может быть использование частично металлизированного сырья, получаемого вне доменной печи с применением низкосортного топлива [1].

На современном этапе механизм восстановительных процессов при использовании в качестве восстановителей газообразного, жидкого и твердого топлива изучен достаточно полно, что позволило организовать производство сырья в виде кричного, губчатого и жидкого железа [2, 3]. При этом основные усилия были направлены на создание различных устройств и агрегатов, обеспечивающих степень металлизации железорудного сырья на уровне 90-95 %. Очевидно, что по экономическим причинам, такой материал в составе доменной шихты проплавливать нецелесообразно.

Решение задачи производства частично металлизированного сырья возможно путем совмещения процесса обжига и восстановления углеродсодержащих окатышей в стационарном слое при использовании

дутьевого режима и твердого топлива.

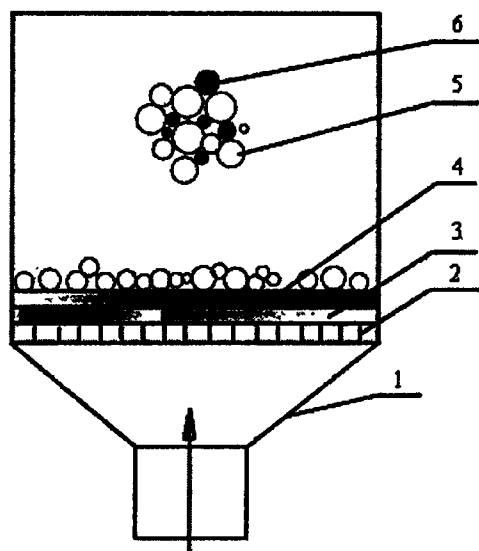
Основой технологии является формирование очага для сжигания твердого топлива в замкнутом пространстве нижней части стационарного слоя в дутьевом режиме с образованием восстановительного газа и теплоты для упрочнения и частичной металлизации обрабатываемого слоя окатышей.

Схема практической реализации технологии получения частично металлизированного сырья приведена на рис. 1. На решетку 2 чаши 1 загружается слой постели 3 из обожженных окатышей, на которые укладывается твердое топливо крупностью 0-10 мм в качестве слоя регенерации 4. На предварительно зажженный слой регенерации 3 укладываются углеродсодержащие окатыши 5 крупностью 9,5-12,5 мм, содержащие 12 % топлива крупностью <0,1 мм. Для создания одинаковых тепловых условий по высоте слоя окатышей 5 вводится 2-4 % топлива 6.

Зажигание топлива слоя регенерации производится в режиме прососа горячих газов через слой в течение 30 с. На зажженный слой загружаются окатыши с внутренним и межгранульным топливом и осуществляется переход на дутьевой режим подачи воздуха через слой. Это приводит к образованию очага горения в замкнутом пространстве с повышением температур до 1200-1300 °С и появлением восстановительного газа в виде СО с перемещением зоны высоких температур снизу вверх через металлизированный слой.

Появление свежевосстановленного железа в присутствии жидких и частично оплавленных окатышей способствует протеканию смешанного типа восста-

новления железа в твердых и жидких фазах. Происходящее при этом наложение непрямого восстановления на прямое, интенсифицирует процесс восстановления и, при повышении температуры, приводит к уплотнению окатышей с образованием сростков [2].



Воздушное дутье

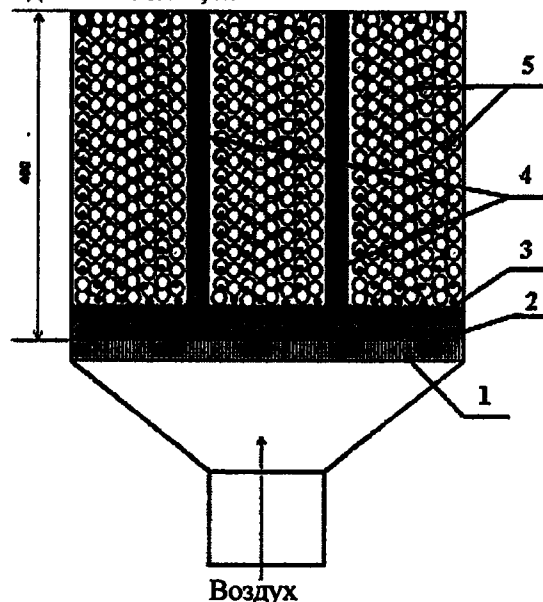
Рис. 1. Схема загрузки шихты в лабораторную чашу: 1 – чаша; 2 – колосниковая решетка; 3 – слой постели; 4 – слой топлива регенерации; 5 – окатыши; 6 – твердое топливо в межгранульном пространстве

Отработку технологии получения частично металлизированного сырья для доменной печи проводили на лабораторной установке, состоящей из квадратной чаши 190-190 мм высотой 200 мм и вентилятора, обеспечивающего необходимый режим дутья для восстановления оксидов железа в окатышах. В качестве топлива для слоя регенерации и в слое между окатышами использовали коксовую мелочь крупностью 0-10 мм. Измельченная до <0,1 мм коксовая мелочь в количестве 12 % вводилась в концентрат ЮГОКа, содержащего (%) $Fe_{\text{общ}} 64,55$; $FeO 28,33$; $CaO 0,06$; $SiO_2 8,47$. Смесь окомковывалась на тарельчатом грануляторе диаметром 1 м.

Экспериментами в начальной стадии было установлено, что использование предлагаемой структуры стационарного слоя из-за пристенного эффекта воз-

никают затруднения в обработке центра слоя восстановительными газами. Этому также способствовало заплывание свода из-за спекания гранул, переходящих в пластическое состояние при сгорании топлива регенерационного слоя. Для снижения негативного воздействия этого явления на процесс было предложено укладывать вертикальные прослойки из коксовой мелочи крупностью 0-10 мм. Схема формирования структуры слоя на квадратной чаше представлена на рис. 2. Наличие вертикальных прослоек из топлива должно обеспечить горизонтальное проникновение газового потока выше уровня образующегося свода из спекшихся гранул шихты.

Результаты обжига двух шихт, отличающихся содержанием топлива в межгранульном пространстве, приведены в табл. 1, 2.



Воздух

Рис. 2. Схема загрузки шихты для металлизации: 1 – колосниковая решетка; 2 – постель; 3 – слой регенерации; 4 – слой твердого топлива; 5 – межгранульное твердое топливо

Таблица 1. Гранулометрический состав продукта обжига

№ пробы	Топливо слоя, %	Содержание, %				Выход годного, %
		спек	+10мм	10-5мм	-5мм	
1	2,0	65,8	12,4	9,4	12,4	77,6
2	4,0	53,5	23,8	10,5	12,2	77,8

Таблица 2. Химический состав продукта обжига

№ пробы	Топливо слоя, %	Вид пробы	Содержание, %				
			$Fe_{\text{общ}}$	FeO	$Fe_{\text{мет}}$	$C_{\text{ост}}$	Ст. мет.
01	2,0	Верх слёка	67,65	50,17	21,93	1,44	32,42
		Середина слёка	68,19	39,87	29,43	1,32	43,15
		Низ слёка	66,30	49,71	18,96	1,91	28,59
		+10 мм	65,63	36,36	12,25	3,23	18,74
		10-5 мм	47,91	22,55	7,48	11,68	15,61
		-5 мм	49,73	19,5	6,85	15,58	13,77
02	4,0	Верх слёка	67,50	43,35	16,66	3,27	24,68
		Середина слёка	68,86	49,52	22,87	4,21	33,21
		Низ слёка	68,01	52,84	16,73	3,05	24,59
		+10 мм	62,05	28,64	8,50	8,32	13,69
		10-5 мм	55,37	22,38	8,96	15,00	16,18
		-5 мм	46,57	17,12	5,96	8,82	12,79

Анализ гранулометрического состава продукта обжига показывает, что при содержании 2 % топлива фр. 0-10 мм в межгранульном пространстве при наличии вертикальных прослоек в обрабатываемом слое создаются условия для перехода 65,8 % массы шихты в спёк, против 53,5 % при содержании в слое 4 % топлива и сохранения выхода годного продукта на постоянном уровне. Другая часть продукта представлена обожженными окатышами крупностью +10 и 10-5 мм, а также мелко-ю крупностью 0-5 мм.

Из данных табл. 2 и рис. 3 видно, что максимальная степень восстановления достигается в центральной части спёка. Для этого вида продукции также характерно низкое содержание остаточного углерода: 1,32-1,91 % при содержании 2 % топлива в межгранульном пространстве и 1,81-4,21 % при содержании 4 % топлива.

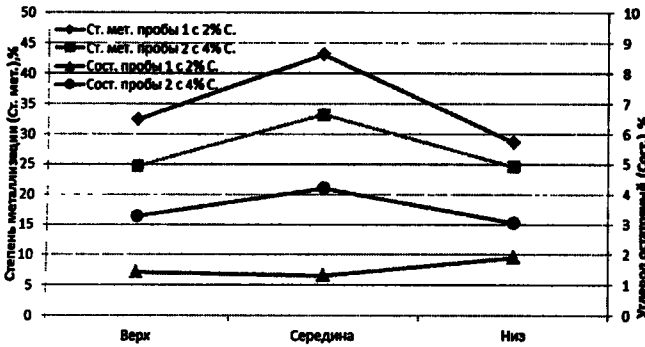


Рис. 3. Влияние содержания топлива в слое на степень металлизации и содержание остаточного углерода в спёке

Характерным для продукта в виде обожженных окатышей различной крупности является повышенное содержание остаточного углерода во фракции крупностью <5 и 5-10 мм (рис. 4). Неполное использование твердого топлива приводит к снижению степени восстановления до 5,96-12,2 %. Замеры температуры в верхней части спёка показали, что она не превышает 1100 °С и не обеспечивает условий для перевода окатышей в пластическое состояние, позволяющее полностью использовать восстановительный потенциал тонкоизмельченного топлива, расположенного внутри окатыша.

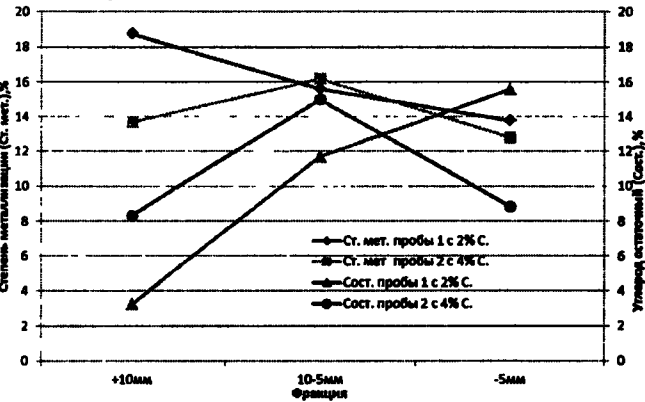


Рис. 4. Изменение степени металлизации и содержания остаточного углерода по фракциям при содержании топлива в слое 2 %, 4 %

Таблица 3. Гранулометрический состав продуктов обжига

№ пробы	Содержание, %				Выход годного, %	Время спекания, мин
	спёк	+10 мм	10-5 мм	-5 мм		
3	65,0	14,3	10,5	10,2	90,8	60
4	68,7	18,5	4,5	8,3	91,7	42

Совмещенный процесс обжига и металлизации окатышей при формировании структуры слоя с вертикальными прослойками подтверждает возможность получения частично металлизированного сырья, близкого по составу близкому к промывочным материалам. Характерным для этого процесса является невысокая удельная производительность на уровне 0,5 т/м²·ч. Изменить эту ситуацию можно за счет изменения структуры обрабатываемого слоя в дутьевом режиме при использовании твердого топлива. Для оценки этой возможности в слое окатышей создавали вертикальные и горизонтальные прослойки из твердого топлива так, как это приведено на рис. 5.

В табл. 3 приведены результаты обжига окатышей при введении в структуру слоя горизонтальных прослоек из твердого топлива, при этом в четвертой пробе в структуре слоя отсутствовали вертикальные прослойки.

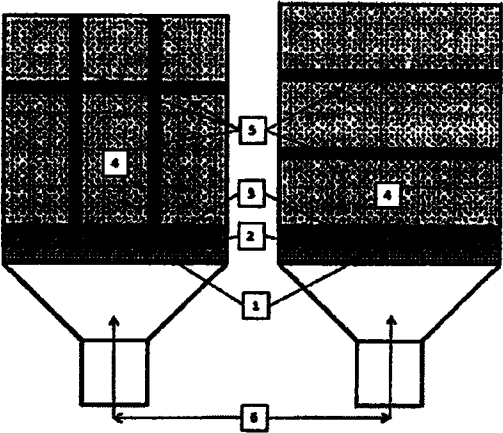


Рис. 5. Схема укладки слоев в чашу: 1 – колосниковая решетка; 2 - постель; 3 - слой регенерации; 4 – слой окатышей; 5 - слой твердого топлива; 6 – подача дутья

Положительным можно признать влияние горизонтальных прослоек топлива на увеличение выхода спеков до 65-68,7 % и выхода годного продукта с 90,8 до 91,7 % при уменьшении времени обжига для четвертого спекания с 60 до 42 мин с увеличением производительности до 0,65 т/м²·ч. Химический анализ продуктов обжига приведен в табл. 4.

Таблица 4. Химический состав продуктов обжига

№ пробы	Вид пробы	Содержание, %					
		Fe _{общ}	FeO	Fe _{мет}	Fe ₂ O ₃	C _{ост}	Ст мет.
03	Спёк	70,84	38,06	31,40	13,91	2,21	44,32
	+10 мм	61,95	30,15	16,06	31,90	9,06	26,63
	10-5 мм	52,10	34,60	7,40	25,24	15,76	14,20
	-5 мм	36,07	17,26	3,25	27,63	20,19	9,02
	Спёк	65,20	65,90	11,43	7,56	1,18	16,75
04	+10 мм	62,73	34,88	5,25	43,19	5,49	8,36
	10-5 мм	54,23	26,19	5,6	40,24	13,72	10,32
	-5 мм	44,88	18,00	5,89	35,61	21,32	13,12
	Спёк	65,20	65,90	11,43	7,56	1,18	16,75

Из приведенных данных видно, что структура обжигаемого слоя, содержащая вертикальные и горизонтальные прослойки из твердого топлива, эффективнее, чем структура слоя только с горизонтальными прослойками. Это отражается на степени металлизации (44,32-14,20 % против 16,75-8,36 %), что связано с более высокой газопроницаемостью при наличии горизонтальных прослоек.

При наличии горизонтальных и вертикальных прослоек в местах их контакта идет с опережением процесс воспламенения топлива горизонтальных прослоек, который позволяет сохранить необходимый для восстановления сырья температурный уровень процесса, что подтверждается содержанием металлизированного железа в спеке на уровне 31,4 % против 11,43 % при наличии в слое только горизонтальных прослоек. Улучшение условий для протекания восстановительных процессов подтверждается также более высоким содержанием металлического железа в окатышах крупностью +10 и 5-10 мм (табл. 4).

Таким образом, предлагаемый высокотемпературный режим восстановления оксидов железа в окатышах за счет сжигания твердого топлива в замкнутом пространстве в нижней части слоевой системы при продувке окислителя через регенерационный

слой позволяет обеспечить получение продукта со степенью металлизации от 30 до 40 % при удельной производительности 0,5-0,65 т/м²·ч. Продуктом процесса являются спёки и окатыши крупностью 10-5 мм. Реализация предлагаемой технологии получения частично металлизированного сырья возможна на обжиговых и агломерационных машинах при реконструкции зон формирования слоя в головных частях машины.

Библиографический список

1. Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. - К.: Вища школа, 1981. - 330 с.
2. Губін Г.В., Півень В.О. Сучасні промислові способи без коксової металургії заліза. - Кривий Ріг, 2010. - 336 с.
3. Добромиров Ю.Л. К вопросу о механизме процесса восстановления железа углеродом с участием жидкой оксидной фазы. Украинская технологическая академия, Сб. науч. тр. - Ялта: Крымское отделение УТА, 2006. - Т. 1. - С. 111-121.

Поступила 22.04.2013

Требования к статьям, направляемым в редакцию

Уважаемые авторы! Для ускорения подготовки очередных номеров журнала редакция обращается с просьбой ко всем авторам передавать статьи в электронном виде на носителях в виде CD-R или CD-RW матриц, либо на флешке. Возможна также передача материалов в редакцию по электронной почте. Отправка в редакцию статей в электронном виде не исключает необходимости предоставления сопроводительного письма от организации и подписанного авторами одного экземпляра статьи.

В редакцию следует предоставлять статью, отпечатанную четкими черными буквами на белой бумаге формата А4 (210х297 мм) в двух экземплярах, объемом не более 6-8 стр. При компьютерном наборе статей желательна распечатка на лазерном или струйном принтере в нормальном (не экономичном) режиме (для первого экземпляра). Количество иллюстраций (рисунков) должно быть не более 4-х (как исключение - до 6). Статья должна начинаться с указания индекса УДК. К статье необходимо приложить аннотацию на русском и английском языках объемом до 0,5 страницы, перечень ключевых слов, сопроводительное письмо от организации, сведения об авторах (указать фамилию, имя и отчество, ученое звание, степень, занимаемая должность, место работы, номер служебного телефона и адрес электронной почты каждого автора (при наличии) и указать, кому из авторов поручено вести переписку). Перед отправкой в редакцию статья должна быть тщательно вычитана и подписана всеми авторами. Статьи в рукописном виде, а также содержащие многочисленные исправления в тексте, не принимаются.

• Компьютерный набор статей следует осуществлять в текстовом редакторе MS Word (формат файлов *.doc или *.rtf), без переносов, шрифтом Times New Roman. Размер символов - 14 пт. Допускается включение в текст статьи рисунков, выполненных средствами MS Office, при этом элементы одного рисунка следует группировать. Вставка в текст сканированных и других изображений (например, с цифровой фотокамеры) не рекомендуется. Такие изображения желательно предоставлять в виде отдельных файлов (предпочтительны форматы *.tif или *.jpg с разрешением 300 dpi, ч/б фото).

• Формулы из MathCad и т.п. программ в тексте не допускаются. Убедительная просьба к авторам не разбивать текст статьи на колонки, как это сделано в журнале, т.к. это только усложняет их обработку!

• Таблицы следует пронумеровать и дать им заголовки. Единицы физических величин должны быть указаны в соответствии с Международной системой единиц (СИ). При компьютерном наборе рекомендуемый размер символов в таблицах 8...9 пт (для очень емких таблиц - до 6 пт). Наличие в тексте таблиц, границы которых выходят за поля страницы нежелательно.

• В библиографическом списке необходимо привести фамилии и инициалы авторов, точное название книги и сборника, сведения о повторности издания, место издания, издательство (или издающую организацию), год издания и общее число страниц. В тексте статьи при ссылке на книгу желательно указать конкретную страницу, материал которой был использован. Для статей из журналов и сборников следует указать фамилии и инициалы первых трех авторов, название статьи, название издания (чья труды, если это сборник), год выхода, номер и страницы, на которых напечатана статья. Иностранные источники описываются на языке оригинала.

Редакция оставляет за собой право отправлять статьи авторам на доработку в следующих случаях:

- статья небрежно оформлена и не соответствует требованиям редакции без подписей авторов (см. выше);
- статья требует доработки в соответствии с замечаниями редактора раздела;
- к статье не прилагается разрешение на публикацию от организации, в которой работают авторы.

Требования и пожелания к рекламным и т.п. материалам, публикация которых оплачивается, а также «экстренные» публикации согласовываются непосредственно в редакции с ответственным секретарем журнала

Редакция журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность»

Тел. (0562) 46-12-95, отв. секретарь (056) 744-81-66. E-mail: metinform@metinform.dp.ua; mrg@metalljournal.com.ua



УДК 669.17.046.517В:51.001.57

Пиптюк В.П. /к.т.н./, Павлов С.Н.,
Андриевский Г.А.
ИЧМ НАНУСамохвалов С.Е. /д.т.н./
Днепродзержинский ГТУМоцный В.В., Гордиенко О.А
ПАО «ДМК им. Ф.Э. Дзержинского»

Оценка достоверности результатов моделирования теплового состояния ковшовой ванны

Приведены результаты экспериментальной проверки адекватности математических моделей тепло-, массообмена при доводке стали по температуре на установке ковш-печь. Определена сходимость и адекватность экспериментальных и расчетных результатов. Ил. 3. Табл. 1. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: численное моделирование, экспериментальная проверка, адекватность, установка печь-ковш, электродуговой нагрев, тепло-, массообмен

The results of the experimental verification of the adequacy of mathematical models of heat and mass transfer in fine-tuning the temperature began to ladle furnace. Defined convergence and value of experimental and computational results.

Keywords: numerical modeling, experimental testing, adequacy, ladle furnace, electric heating, heat.

Введение

Увеличение масштабов использования установок ковш-печь (УКП) при внепечной обработке стали и мировая тенденция повышения цен на материальные и энергетические ресурсы обосновывают необходимость поиска новых решений и рациональных режимов ковшовой обработки. Сложность, а в ряде случаев невозможность проведения экспериментов характера в этом направлении, определила математическое моделирование как один из основных методов исследований. Численное исследование теплового состояния ковшовой ванны при обработке на УКП с учетом дугowego нагрева по имеющимся исходным данным проведено в ИЧМ НАНУ [1, 2], с помощью разработанных в ДГТУ трехмерных математических моделей тепло-, массообмена [3, 4], реализованных в программной среде DELPHI. Представленные в настоящей статье данные являются продолжением проведенных ранее исследований [5] достоверности математических моделей.

Цель работы – проверка достоверности математических моделей и результатов численного исследования процессов тепло-, массообмена для условий обработки расплава на УКП.

Основная часть

Объектом исследований выбрана УКП-1 в конвертерном цехе ПАО «ДМК им. Ф.Э. Дзержинского» («ДМКД»), для которой ранее были осуществлены численные расчеты процессов, имеющих место при внепечной обработке стали [6, 7]. Оценочным критерием выбрана температура металла.

Указанная выше модель позволяет определять как прирост температуры расплава после дугowego

нагрева, так и снижение температуры во время гомогенизирующего перемешивания. При нагреве металлической ванны электродугой, имеющей температуру порядка 5000–6000 °С, происходит перегрев ее поверхности, что требует перемешивания расплава. В настоящих исследованиях температура металла определялась после дугowego нагрева в верхней зоне ковшовой ванны, с учетом перемешивания расплава ванны аргоном. С целью контроля параметров, влияющих на тепловое состояние ванны, и последующего их учета при численном определении температуры была разработана специальная методика экспериментального замера температуры. При экспериментальном определении температуры ковшовой ванны предусматривался следующий порядок операций: 1) предварительный замер температуры металла на глубине 0,5–0,8 м; 2) нагрев расплава электродугой; 3) замер температуры с интервалом 15–45 с на протяжении 2–3 мин. Обязательным условием являлся нагрев металла без изменения ступени трансформатора и контролируемый неизменный режим продувки в течение всего времени осуществления замеров температуры, а также исключение ввода в ванну каких-либо добавок в период нагрева и гомогенизации металла. На протяжении нагрева металла и его гомогенизации по температуре секундомером фиксировалось время проведения каждой операции относительно электродугового нагрева. Экспериментальные замеры температуры металла осуществляли в соответствии с действующей в ПАО «ДМКД» ТИ 230-С456-2010 на этапе доводки стали на УКП-1 плавок текущего производств. Схема проведения экспериментальных замеров температуры представлена на рис. 1.

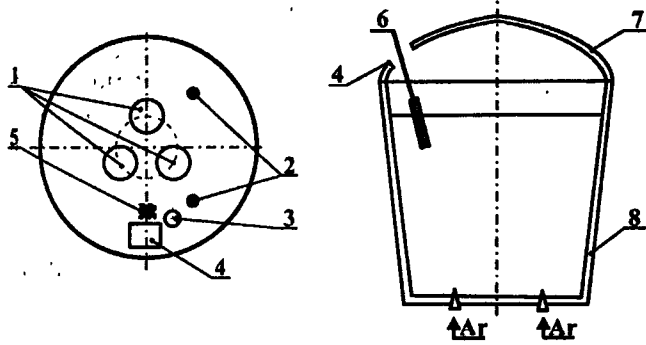


Рис. 1. Схема экспериментального замера температуры металла в ванне УКП-1: 1 – электроды модуля нагрева; 2 – донные продувочные фурмы; 3 – место ввода аварийной фурмы; 4 – рабочее окно; 5 – место замера температуры; 6 – термопара; 7 – крышка; 8 – ковш

Расчет теплового состояния ковшовой ванны выполняли для номинального конструктивно-компоновочного варианта [5] и соответствующих фактическим технологическим условий с использованием следующих параметров: теплоемкость стали 792 Дж/кг·К, плотность жидкой стали 6940 кг/м³.

Таблица. Результаты экспериментальной проверки температуры металла после дугового нагрева

Номер эксперимента	Степень трансформатора	Продолжительность нагрева, мин	Фактический режим продувки аргоном ^{*)} (Ф1/Ф2), л/мин	Температура металла перед нагревом, °С	Время замера относительно окончания нагрева, мин:с	Температура металла после нагрева, °С	Расчетная температура металла после нагрева, °С	Отклонение расчетной температуры от фактической, °С
1	10	9,0	400/400	1536,4	00:22,5	1568,7	1571,3	2,6
					00:48,3	1568,2	1571,5	3,3
					01:12,9	1568,8	1571,5	2,7
					01:37,6	1567,8	1571,5	3,7
2	8	5,0	400/400	1606,9	00:09,2	1623,1	1618,9	4,2
					00:37,7	1620,5	1619,5	1,0
					01:05,6	1621,3	1619,5	1,8
					01:38,7	1621,2	1619,4	1,8
4	9	2,0	0/200	1564,2	00:38,1	1563,9	1561,6	2,3
					01:01,7	1563,4	1562,2	1,2
					01:28,6	1563,7	1562,6	1,1
					02:00,7	1561,1	1562,7	-1,6
5	7	3,5	0/200	1559,2	00:34,7	1563,9	1565,1	-1,2
					01:09,6	1563,4	1565,8	-2,4
					01:58,9	1563,7	1566,2	-2,5
					03:10,2	1561,1	1566,1	-5,0
6	9	6,1	100/400	1579,7	00:30,9	1599,2	1600,5	-1,3
					01:06,7	1603,2	1600,6	2,6
					02:02,4	1603,5	1600,4	3,1
					03:53,2	1600,8	1600,0	0,8
7	8	10,1	400/400	1578,0	01:06,0	1617,3	1613,5	3,8
					01:41,0	1615,8	1613,4	2,4
					02:16,0	1615,1	1613,4	1,7
					03:27,0	1614,6	1613,2	1,4
8	3	6,0	250/400	1584,0	00:19,6	1587,1	1585,8	1,3
					00:51,0	1588,0	1585,7	2,3
					01:28,0	1588,0	1585,6	2,4
					02:05,3	1586,4	1585,5	0,9
9	9	3,6	300/200	1590,0	00:20,8	1600,5	1601,7	-1,2
					00:37,6	1600,1	1601,8	-1,7
					01:00,5	1601,5	1601,8	-0,3
					01:58,3	1601,7	1601,7	0,0
10	9	3,7	300/200	1591,3	00:19,5	1598,2	1597,2	1,0
					01:25,8	1600,7	1597,1	3,6
					02:18,9	1601,4	1597,1	4,3
					03:16,4	1600,4	1596,9	3,5

^{*)} фактический режим продувки определялся с учетом показаний АСУТП, а также площади оголенного зеркала металла и размера «буруна».

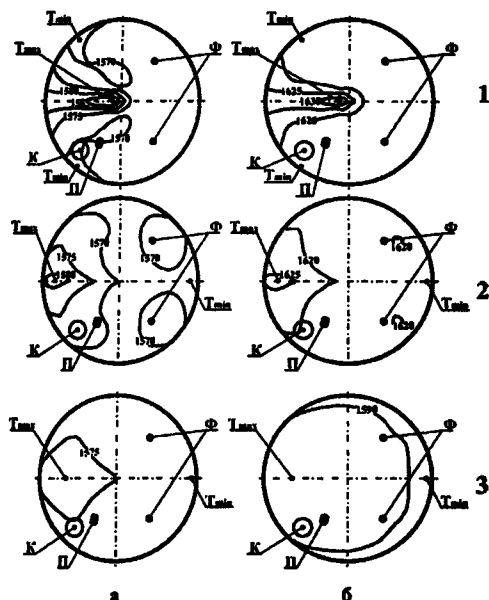


Рис. 2. Распределение температурных зон в ковшовой ванне УКП-250 после нагрева: эксперименты № 1 (а) и № 2 (б) в приповерхностном (1), на 0,5 глубины (2) и в придонном (3) горизонтальных сечениях; цифры на изолиниях – значения температуры (°C); T_{\min} и T_{\max} – точки с минимальными и максимальными значениями температуры расплава в слое; Ф, К и П – расположение фурм, мест ввода кусковых и проволочных добавок, соответственно

На рис. 2 представлены некоторые из результатов численных исследований. Анализом полученных данных установлено, что по окончании нагрева на 7-10 ступенях разница температур между верхним и нижним слоем расплава в зависимости от интенсивности продувки колеблется от 17,1 до 47,5 °C, что подтверждает необходимость сопоставления расчетной температуры с экспериментальной в одинаковых зонах.

Во время экспериментальной проверки проводилось от 4 до 6 замеров температуры, результаты приведены в таблице. Сопоставление полученных данных представлено на рис. 3.

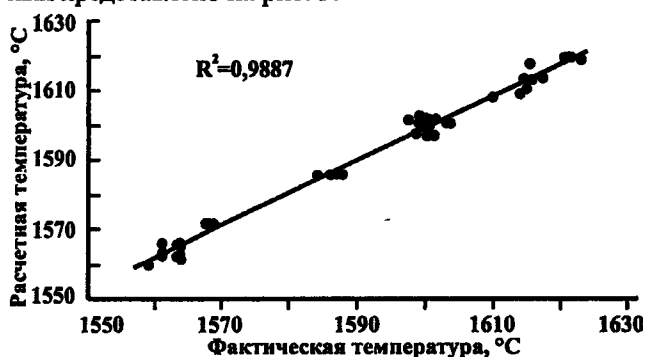


Рис. 3. Сравнение расчетной и фактической температур металла

Найдено, что используемая для численных исследований математическая модель, несмотря на ряд принятых допущений, позволяет достаточно точно прогнозировать температуру металла после дугового нагрева. Установлено, что отклонение расчетных данных от экспериментальных результатов составляет до $\pm 5,0$ °C, благодаря учету основных параметров нагре-

ва и гомогенизирующей продувке.

Полученные результаты подтверждают достоверность разработанных математических моделей и целесообразность их использования для прогнозирования теплового состояния ванны при обработке на УКП.

Выводы

На УКП-1В конвертерного цеха ПАО «ДМКД» проведена экспериментальная проверка достоверности результатов моделирования тепло-, массообмена.

Отклонение расчетных данных от фактических составляет до $\pm 5,0$ °C. Подтверждена возможность использования ранее разработанных математических моделей и программного продукта для прогноза температуры металла в ковшовой ванне УКП после дугового нагрева.

Библиографический список

1. Изучение теплового состояния ванны установки ковш-печь, В.П. Пиптюк, В.Ф. Поляков, С.Е. Самохвалов и др. // *Металлург.* – 2011. – № 7. – С. 50-53.
2. Моделирование теплового состояния ковшовой ванны установки ковш-печь мощностью 35 МВ·А / В.П. Пиптюк, И.Д. Буга, С.Е. Самохвалов и др. // *Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. Сб. научн. тр.* – Днепропетровск: ИЧМ, 2011. – Вып. 23. – С. 137-141.
3. Исследование тепло-, массообменных процессов в ванне установки ковш-печь. Ч. 1. Математическая модель / В.П. Пиптюк, С.Е. Самохвалов, И.А. Павлюченков и др. // *Теория и практика металлургии.* – 2008. – № 3. – С. 3-5.
4. Влияние постоянного тока на характер массопереноса в металлургическом расплаве установки ковш-печь. Ч. 2. Модель массопереноса / В.П. Пиптюк, С.Е. Самохвалов, И.А. Павлюченков и др. // *Теория и практика металлургии.* – 2007. – № 4-5. – С. 14-17.
5. Экспериментальная проверка адекватности математических моделей гидродинамики и массопереноса для условий обработки расплава на установке ковш-печь / В.П. Пиптюк, С.Е. Самохвалов, И.А. Павлюченков и др. // *Металлург.* – 2013. – № 3. – С. 50-53.
6. Моделирование теплового состояния ковшовой ванны установки ковш-печь мощностью 35 МВ·А / В.П. Пиптюк, И.Д. Буга, С.Е. Самохвалов и др. // *Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. Сб. научн. тр.* – Днепропетровск: ИЧМ, 2011. – Вып. 23. – С. 137-141.
7. Численное исследование режимов комбинированной продувки на установке ковш-печь большой мощности / В.П. Пиптюк, С.Е. Самохвалов, В.Ф. Поляков и др. // *Сучасні проблеми металургії.* – 2011. – Вып. № 14. – С. 78-84.

Поступила 19.04.2013

Опыт эксплуатации донных одноканальных дутьевых устройств при комбинированной продувке в 160-т конвертере²

Изложено исследование использования одно- и многоканальных донных дутьевых устройств при выплавке стали из углеродистого полупродукта в 160-т конвертере с комбинированной продувкой. Проанализированы стабильность их работы, эксплуатационные характеристики и технологические показатели. Показано преимущество одноканальных донных фурм. Ил. 1. Табл. 1. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: конвертер, комбинированная продувка, нейтральный газ, одно- и многоканальные донные дутьевые устройства, дутьевой режим, эффективность, износ футеровки днища, технологические показатели

Describes a study using single-and multi-channel bottom blowing device for steelmaking of carbon precursor in the 160-ton converter with a combined blowing. Analyzed the stability of their work performance and technological characteristics. The advantage of the single-channel bottom tuyeres.

Keywords: converter, combined blowing, neutral gas, single-and multi-channel bottom blowing device blast mode, efficiency, liner wear bottoms, technological indicators.

Технология конвертерного процесса с комбинированной продувкой получила распространение в 1980-х гг., благодаря улучшению металлургических и технологических показателей. Наибольшее распространение из всех опробованных вариантов получил способ подачи кислорода сверху и нейтрального газа (азот, аргон) через дутьевые устройства (ДУ), установленные в днище. В настоящее время в мире около 80 % конвертерной стали выплавляется по этой технологии.

Система донной продувки включает в себя разные количество и типы фурм с индивидуальным регулированием расхода газа на каждую фурму. В качестве ДУ наиболее широкое применение получили одноканальные и многоканальные фурмы, имеющие от 12 до 32 каналов [1-5]. Теоретическое обоснование эффективности одноканальных ДУ приведено в работе [4].

В конвертерном цехе ОАО НТМК на протяжении 2007–2010 гг. все четыре 160-т конвертера были переоборудованы для осуществления комбинированной продувки. В качестве ДУ здесь используются 10 магнезитовых фурм, размещенных в днище, как показано на рисунке. Каждая включает 32 канала с внутренним диаметром 2 мм. Более детальное описание системы донной продувки на этом комбинате приведено в работе [5]. По принятой в цехе схеме при переделе ванадиевого чугуна один из конвертеров работает на полупродукт, а остальные три – на выплавку стали из полупродукта.

С целью сопоставления работоспособности в части поддержания заданных расходов нейтрального газа на донную продувку и степени износа многока-

нальных (МДУ) и одноканальных (ОДУ) дутьевых устройств на конвертере № 3, работающем на передел полупродукта в сталь, провели опытную кампанию, на которой были установлены 4 МДУ и 6 ОДУ конструкции DVS, разработанной фирмой «TECHCOM» [6]. Такой подход позволил провести объективную оценку эксплуатационных характеристик фурм и исключил влияние качества огнеупоров на эти характеристики, поскольку в этой сфере с комбина-том сотрудничает несколько поставщиков.

Устройство DVS представляет собой гильзу из жаропрочной коррозионностойкой стали, либо из молибдена, заключенную в гнездовой огнеупорный блок, изготовленный на основе высококачественного плавленного периклаза, имеет один канал внутренним диаметром 3 мм. Эти устройства обладают высокой степенью безопасности, так как оснащены приспособлением, предотвращающим уход металла даже в случае полного износа рабочей части. Диаметр канала был рассчитан на давление перед дутьевым элементом 15 бар.

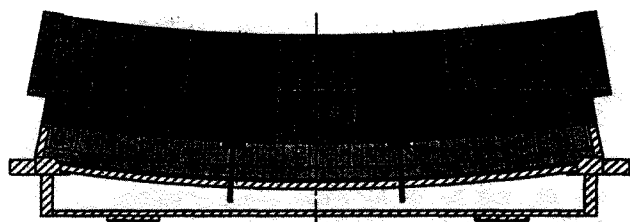
Шесть одноканальных ДУ типа DVS были размещены в центральной части днища (рисунок). В соответствии с заводской практикой расход кислорода составлял 500 м³/мин, нейтрального газа при продувке через одно ДУ 300 л/мин, в межпродувочные периоды 160–200 л/мин. За период экспериментов проведено 1403 плавки с переделом полупродукта на сталь и 56 – на полупродукт.

Работа дутьевых устройств. На протяжении всего периода опытной эксплуатации все шесть ДУ DVS показали стабильную работу, обеспечивая заданный расход нейтрального газа – до 300 л/мин. при давлении 3–7,5 бар. Коэффициент открытия клапана на каждое ДУ изменялся в пределах 15–30 %. На МДУ этот коэффициент колебался в пределах 4–100 % и отмечалось частичное закупоривание каналов со

¹ Techcom GmbH, Германия.

² В работе принимали участие Семенов М.Ю., Пускин Д.А., Сотников И.В., Стасов И.В., Галченков С.В., Вислогузова Э.А., Козочкин С., Долматов О.В.

снижением расхода газа до 80-90 л/мин при полном открытии клапана. Так, МДУ №№ 4 и 9 уже через 20 плавок перестали поддерживать заданный расход на продувку, а противодавление на них возросло практически до максимальных значений 14-15 бар при полностью открытых клапанах. На ДУ № 4 первоначально расход составлял 150-190, а в конце кампании конвертера 70 л/мин, на ДУ № 9 в течение кампании 160-258 л/мин.



1, 3, 5, 6, 8, 10 - фурмы DVS (Techcom)
2, 4, 7, 9 - многоканальные фурмы

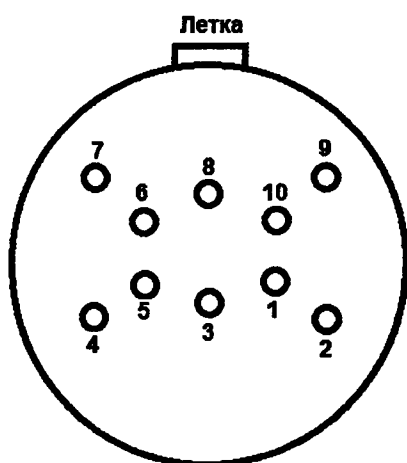


Рисунок. Схема размещения дутьевых устройств

Стойкость ДУ. Износ футеровки днища в течение опытной кампании контролировали сканированием. На протяжении первых 180 плавок зафиксирован, примерно, одинаковый износ футеровки днища в местах установки обоих типов ДУ. В дальнейшем износ огнеупоров в местах расположения МДУ в сравнении с DVS стал опережающим. В таблице представлены результаты сканирования днища перед прекращением донной продувки. Минимальная остаточная толщина рабочей футеровки зафиксирована на МДУ № 7-276 мм, а на DVS износ был существенно меньше, чем на МДУ, кроме № 6 (306 мм). При исходной длине 950 мм износ ДУ DVS за одну плавку составил 0,25-0,44 мм (в среднем 0,32), МДУ 0,34-0,46 мм (в среднем 0,38).

Таким образом, несмотря на расположение устройств DVS в более тяжелом по условиям эксплуатации участке днища (межфурменная зона с более интенсивными потоками металла, район завалочной

стороны с повышенными механическими нагрузками), зафиксирован меньший по сравнению с МДУ износ рабочей футеровки днища. ДУ DVS, за исключением фурмы № 6, по экспертной оценке специалистов комбината, могли еще работать не менее 7 суток.

Технологические показатели.

В обработке использованы массивы плавок: опытные конвертера № 3 с использованием ДУ DVS с 02.08.12 по 20.09.2012 г. в количестве 1403 пл. и сравнительные того же конвертера после закрытия донной продувки с 21.09.2012 по 14.10.2012 г. в количестве 750 пл., а также конвертера № 2 с использованием многоканальных фурм (МДУ) с 02.02.2012 по 19.04.2012 г. в количестве 2316 пл. В массивы входили марки стали – 3сп, 2У, 09Г2С, К76Ф, марганцовистые АР1 – класса, выплавленные дуплекс-процессом.

На основании сопоставительного анализа сделаны следующие заключения.

При использовании ДУ DVS увеличиваются удельные расходы азота и аргона на плавку. Это объясняется, в основном, тем, что одноканальные фурмы работают более стабильно и поэтому, в среднем, с большим расходом этих газов.

Зависимости расхода кислорода на продувку от содержания углерода на первой повалке не выявлено. Однако расход кислорода на продувку на опытных плавках по сравнению с вариантом использования только фурм МДУ увеличивается в среднем на 4-6 %. Это может быть связано с возрастанием доли кислорода, идущего на дожигание СО до СО₂ вследствие более высоких скоростей истечения нейтрального газа, т.е. более жесткого характера донного дутья и меньшего уровня ванны в ходе плавки.

Увеличенная мощность перемешивания конвертерной ванны, обусловленная более высокими расходами и скоростями истечения нейтрального газа из одноканальных ДУ, способствовала полноте протекания физико-химических процессов на опытных плавках и улучшению некоторых технологических показателей.

Шлакообразующие материалы присаживали по принятой технологии. При примерно одинаковых суммарных расходах извести и доломита на опытных плавках получена более высокая основность, чем в случае только МДУ – 5,0-5,2 против 4,5-4,7, что объясняется более высокой степенью усвоения этих материалов. Это повысило степень десульфурации по всем группам марок стали на опытной кампании на 5-9 % абс. (нижний предел соответствует высокоуглеродистым маркам), степень дефосфорации – на 3-10 % абс. (верхний предел отвечает маркам стали с высоким содержанием углерода).

На опытных плавках в сравнении с обычной кислородной продувкой, как и следовало ожидать, полу-

Таблица. Остаточная толщина рабочей футеровки днища, мм

№ и тип ДУ									
1-DVS	2-МДУ	3-DVS	4-МДУ	5-DVS	6-DVS	7-МДУ	8-DVS	9-МДУ	10-DVS
588	433*	487	461	553	306	276	484	440	484

*жирным шрифтом выделены данные по МДУ

чены более высокие показатели основности шлака и степени десульфурации, но несколько худшие по степени дефосфорации.

При работе с ДУ DVS окисленность металла перед выпуском была меньше в среднем на 9,2 %, чем при работе только с МДУ, и на 12,6 %, чем в случае работы без донной продувки. Наиболее существенное снижение отмечено на сталях класса API и K76Ф. Это должно способствовать снижению удельного расхода ферросплавов на последующих стадиях сталеплавильного передела.

Содержание оксидов железа в шлаке на опытных плавках меньше на 1,0–1,5 %, чем только при верхней продувке, но, в то же время на 1,6–3,3 % больше, чем в случае использования многоканальных ДУ, что требует дополнительного анализа.

При оценке эффективности одноканальных ДУ следует также учитывать то, что их стоимость в 2,2 раза меньше, чем многоканальных. На комбинате предусматривается в ближайшее время осуществить в конвертерах комбинированную продувку с полным комплектом одноканальных ДУ.

Выводы

При комбинированной продувке в одном днище конвертера испытаны одновременно два типа ДУ – много- и одноканальные. Установлены более стабильная работа в процессе продувки и меньший износ одноканальных, стоимость которых ниже в 2,2 раза. Показано улучшение ряда технологических показателей для многоканальных фурм. На комбинате намечено осуществить в конвертерах комбинированную продувку с полным комплектом только одноканальных ДУ.

Библиографический список

1. Смоктий В.В., Лапицкий В.В., Белокуров Э.С. Комбинированные процессы выплавки стали в конвертерах. – К.: Техника, 1992. – 164 с.
2. Zhao Guoguang, Husken R., Cappel J. Lange Konverterreisen durch Slag Splashing und effiziente Nutzung der TBM-Bodenspultechnik // Stahl und Eisen. – 2012. – № 11. – S. 61–78.
3. Kollmann T., Jandl C., Schenk J. u.a. Comparison of Basic Oxygen Furnace Bottom Gas Purging Options // RHI Bulletin. – 2012. – № 1. – P. 8-15.
4. Смоктий В.В. Отечественный опыт комбинированной продувки в конвертере // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2012. – № 6. – С. 9-12.
5. Смирнов Л.А., Бабенко А.А., Данилин Ю.А. и др. Освоение технологии комбинированной продувки в 160-т конвертерах // Сталь. – 2010. – № 5. – С. 43-45.
6. Пат. №2374328 Российская Федерация, МПК, C21C, 5/48. Фурменное устройство для введения газовых сред под уровень жидкого металла / Шумахер Э.А. (DE), Шумахер Э.Э. (DE), Хлопонин В.Н. (RU), Юдин А.В. (MD), Францки Р.Э. (DE), Пишикин В.С. (BY), Варданян Л.А. (UA); патентообладатель ТЕХКОМ ГмбХ (DE), - № 2007115836/02; заявл. 26.04.2007; опубл. 27.11.2009, Бюл. № 33.

Поступила 04.06.2013



Уважаемые читатели!

У Вас есть возможность оформить подписку изданий
ООО «Укрметаллургинформ «НТА» на второе полугодие 2013 г.:

Индекс: 74311

- журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» на русском языке;

Индекс: 49501

- журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» на русском языке, CD-ROM;

Индекс: 49502

- журнал "Metallurgical and mining industry" на английском языке.

через каталог «Изданий Украины», каталог России «Газеты. Журналы»
и через редакцию журнала.

Редакция:

ул. Дзержинского, 23, г. Днепропетровск, Украина, 49027,
к/т 056-744-81-66; т/ф 0562-46-12-95.



УДК 669.054

Есаулов Г.А. /к.т.н./, Климчик Ю.В.
МЗ «Днепросталь»

Производство

Гасик М.И. /д.т.н./, Горобец А.П. /к.т.н./.
НМетАУ

Исследование методом РСМА состава и природы гетерофазных неметаллических включений в цельнокатаных железнодорожных колесах из непрерывнолитых заготовок

Проанализированы требования нового стандарта ГОСТ 10791-2011 к качеству железнодорожных колес, изложены основные положения сквозной технологии и поэтапных процессов производства непрерывнолитых колесных заготовок, приведены результаты сдаточного контроля колес, а также результаты исследования микроструктуры и составы гетерофазных неметаллических включений. Ил. 7. Табл. 11. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: колесная электросталь, металл-полупродукт, внепечная обработка, непрерывнолитая заготовка, цельнокатаные колеса, контроль качества колес, неметаллические включения, метод РСМА, ультразвуковая дефектоскопия

Analyze the requirements of the new standard GOST 10791-2011 quality of railway wheels, sets forth the main cross-cutting technologies and gradual processes of manufacture of continuous-wheel blanks, the results of hand over control of the wheels, as well as the results of a study of the microstructure and composition hetero-metallic inclusions.

Keywords: wheel electric steel, metal-intermediate, ladle treatment, continuous casting, solid-rolled wheels, quality control wheels, nonmetallic inclusions, EPMA method, ultrasonic flaw detection.

Качество цельнокатаных колес для железнодорожного транспорта, производимых прессопрокаткой в ПАО «НТЗ» из непрерывнолитой заготовки колесной электростали МЗ «Днепросталь», должно соответствовать нормам сдаточного контроля по ГОСТ 10791-2011, ТУ У 27.1 – 23365425-663:2011. Высокие требования предъявляются и к качеству непрерывнолитых заготовок, получаемых из электростали (табл. 1), выплавляемой в дуговой электропечи ДСП 190 с раскислением и легированием металла полупродукта в приемном сталеразливочном ковше, внепечной обработкой на установке ковш-печь (УПК)

и вакууматоре.

В макроструктуре колесных заготовок не допускаются раковины, расслоения, завороты корок, газовые пузыри и трещины, экзогенные неметаллические и шлаковые макровключения, классификация дефектов макроструктуры приведена в табл. 2.

При ультразвуковом контроле внутренних дефектов цельнокатаных колес (методом эхо-дефектоскопии по ГОСТ 10791-2011) не допускаются дефекты, амплитуда эхо-сигналов от которых равна или превышает амплитуду эхо-сигнала от эталонного плоскостонного отражателя (рис. 1).

Таблица 1. Требования ГОСТ 10791-2011 к химсоставу из углеродистой и легированной колесной электростали

Марка стали	Массовая доля химических элементов, %								
	C	Mn	Si	V	S	P	Cr	Ni	Cu
1	0,44-0,52	0,80-1,20	0,40-0,65	0,08-0,15	≤0,020	≤0,030	≤0,30	≤0,30	≤0,30
2	0,55-0,63	0,50-0,90	0,22-0,45	≤0,10	≤0,025	≤0,030	≤0,30	≤0,30	≤0,30
T	0,62-0,70	0,50-1,00	0,22-0,65	≤0,15	0,005-0,015	≤0,030	≤0,40	≤0,30	≤0,30
Л	0,48-0,54	0,80-1,20	0,45-0,65	0,08-0,15	≤0,020	≤0,030	≤0,25	≤0,25	≤0,30

Таблица 2. Классификация дефектов макроструктуры непрерывнолитых заготовок колесной стали с оценкой их величин в баллах по ТУ У 27.1 – 23365425-663:2011

Наименование дефекта	Условное обозначение	Величина дефекта (балл, не более)
Осевая пористость	(ОП)	2
Осевая ликвация	(ОЛ)	2
Трещины осевой зоны	(ТО)	1
Ликвационные полосы и трещины по сечению	(ПТС)	1
Точечная неоднородность краевая	(ТНК)	1
Внеосевая химическая неоднородность	(ВХН)	1

© Есаулов Г.А., Климчик Ю.В., Гасик М.И., Горобец А.П., 2013 г.

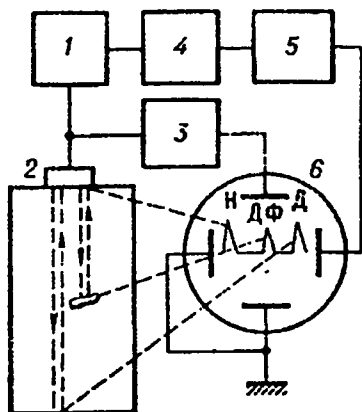


Рис. 1. Блок-схема ультразвукового эхо-дефектоскопа: 1 – генератор электрических импульсов; 2 – пьезоэлектрический преобразователь (искательная головка); 3 – приемно-усилительный тракт; 4 – хронизатор; 5 – генератор развертки; 6 – компьютерная программа; Д – донный эхосигнал; ДФ – эхосигнал от дефекта

Номинальный диаметр эталонных отражателей для колес различных категорий должен соответствовать значениям, приведенным в табл. 3.

Таблица 3. Диаметры эталонных отражателей для колес по ГОСТ 10791-2011

Контролируемый элемент	Диаметр (мм) отражателей для колес категории		
	А	В	С
Обод	1	2	3
Диск и ступица	3/5	3/5	3/5

Требования стандарта ГОСТ 10791-2011 к качеству колес по неметаллическим включениям

По требованию потребителя загрязненность металла колесной заготовки неметаллическими включениями не должна превышать норм, установленных в заказе. Разрешается гарантировать загрязненность металла неметаллическими включениями в соответствии с указанными нормами без проведения контроля на основании соблюдения технологии производства заготовок.

Таблица 4. Нормы средних баллов неметаллических включений в металле цельнокатаных колес категорий А и В

Тип включений	Условное обозначение	Средний балл, не более для колес категорий	
		А	В
Оксиды строчечные	ОС	1	1
Оксиды точечные	ОТ	1,5	2,5
Силикаты хрупкие	СХ	1,5	2
Силикаты пластичные	СП	1,5	2
Силикаты недеформируемые	СН	2,0	2,5
Сульфиды	С	1,5	2

Для оценки сдаточного контроля загрязненности металла ободьев колес неметаллическими включениями стандартом ГОСТ 10791-2011 нормирован перечень терминов – названий неметаллических включений (табл. 4), исходя из их минерального состава, условные их обозначения и регламентирование величины средних баллов включений, определяемых по шкалам ГОСТ 1778-1970, (метод Ш) для двух категорий колес А и В (табл. 4).

Контроль металла по ГОСТ 1778-1970 (метод Ш) позволяет также оценивать в структуре стали нитриды и карбонитриды (строчечные НС, точечные НТ и нитриды алюминия НА).

Технологическая характеристика опытной плавки колесной стали для получения непрерывной заготовки

В соответствии с разработанной программой технологического аудита производства колесной стали, в марте 2013 г. была проведена опытная плавка стали марки 2 в дуговой электропечи ДСП-190 (номер плавки 1131340). Сквозная технологическая схема включает постадийные процессы: выплавка металла-полупродукта, выпуск его в сталеразливочный ковш (с одновременным раскислением, легированием (Al, MnSi17, FC65) и науглероживанием), обработка стали на установке ковш-печь (УКП) в ковшовом камерном вакууматоре и разливка металла на МНЛЗ № 2.

Длительность плавки металла-полупродукта составила 50,5 мин, температура его на выпуске 1631 °С. Нераскисленный в печи металл-полупродукт с содержанием 0,071 % С из печи с донным эркерным выпуском поступал в ковш с присадками по ходу выпуска металла, кг: алюминиевых гранул 70; ферросиликомарганца MnSi17 1301; ферросилиция FC65 599; боксита 152; доломита обожженного 201; извести 1499 и углерода 702. В ходе обработки стали на УКП в ковш было присажено, кг: алюминиевых гранул 75; MnSi17 94; FC65 148; извести 500; углерода 269. Продолжительность обработки стали на УКП составила 67,5 мин, температура стали после обработки 1612 °С. Расход аргона составил 57 м³/плавку. Вакуумную обработку металла производили с присадками в ковш плавикового шпата 244 кг, силикокальция СК-30 22 кг. Продолжительность вакуумирования составила 77 мин, расход аргона 75 м³/плавку. Важно отметить, что содержание газов, растворенных в стали, составило: водорода 1,00 ppm., кислорода 3,1 ppm. и азота 38 ppm.

Сталь опытной плавки разливали на МНЛЗ № 2 на 4 ручья. Диаметр колесной заготовки 450 мм. Химические составы шлака после вакуумирования стали и «флюса» в промежуточном ковше МНЛЗ существенно различались по содержанию окислов железа, марганца, магния и особенно Na₂O и K₂O (табл. 5). Скорость разливки металла составила 0,35 м/мин. Перегрев стали в ручьях находился в пределах 26, 27, 28 и 30 °С. Отлито 13 заготовок массой 143,08 т. Маркировочный анализ химсостава стали в образцах 1/2 и 2/2 приведен в табл. 6.

Таблица 5. Химический состав шлака (Ш) при вакуумировании колесной стали и флюса (Ф) при разливке металла на МНЛЗ

Проба	Массовая доля компонента, %											
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	S
Ш	19,31	11,24	0,47	0,026	58,15	7,79	0,017	0,26	0,023	0,030	0,005	1,807
Ф	33,90	22,56	3,53	1,65	32,27	2,38	0,039	0,630	0,068	5,076	1,178	0,332

Таблица 6. Маркировочный химсостав колесной стали опытной плавки № 1131340

Образец, № ручья №заготовки	Массовая доля элемента, %													
	C	Mn	Si	P	S	Al	Cr	Ni	Cu	Ti	Mo	V	Nb	[N]
1/2	0,60	0,72	0,33	0,012	0,002	≤0,005	0,09	0,11	0,17	≤0,005	0,010	≤0,005	≤0,01	≤0,005
2/2	0,59	0,73	0,33	0,012	0,003	≤0,005	0,09	0,11	0,17	≤0,005	0,010	≤0,005	≤0,01	≤0,005

Контроль макроструктуры колесных заготовок (диаметр 450 мм) проводили согласно СОУ МПП 77.040-191:2007. Результаты контроля представлены в табл. 7.

Таблица 7. Результаты контроля макроструктуры непрерывнолитых колесных заготовок Ø450 (величины дефекта в баллах)

Марка стали	№ плавки	№ ручья № заготовки	Осевая пористость (ОП)	Осевая ликвация (ОЛ)	Трещины осевой зоны (ТО)	Ликвац. полосы, трещины (ПТС)	Точечная неоднородность краевая (ТНК)	Внеосевая химическая неоднородность (ВХН)
2	1131340	3/3	4,0	1,0	0,0	0,0	0,0	0,04/3
		4/3	1,0	1,0	0,0	0,0	0,0	0,0

Дефекты макроструктуры колесной заготовки (ТО), (ПТС), (ТНК) и (ВХН) практически отсутствуют. Результаты механических испытаний колес плавки 113340 удовлетворяли требованиям ГОСТ 10791-2011 (табл. 8).

Таблица 8. Результаты механических испытаний колес опытной плавки

№ колес	Предел прочности, Н/мм ² (Обод)	Относительное удлинение, %	Относительное сужение, %	Твердость, НВ		Ударная вязкость диска при +20 °С, Дж/см ²
				гл. 30 мм	т.А	
098071	1026	13	34	290	241	37,5
098200	1016	13	35	290	235	35,8
ГОСТ 10791-2011	910-1110	≥8	≥14	≥255	≥Δ15 т.В	≥20

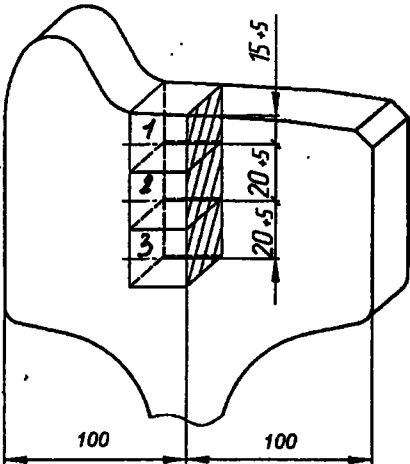


Рис. 2. Положение шлифов на поперечном темплете обода цельнокатаного колеса для контроля загрязненности металла колес неметаллическими включениями

Контроль загрязненности колес неметаллическими включениями проводили металлографическим методом (ГОСТ 1778, метод Ш) по среднему баллу отдельно по каждому виду включений (см. табл. 4)

на шести шлифах, вырезанных из двух диаметрально противоположных радиальных темплетов обода (рис. 2). Площадь каждого шлифа составляла не менее 200 мм².

По результатам металлографического контроля неметаллических включений металл колес опытной плавки 1131340 удовлетворял требованиям ГОСТ 10791-2011. При проведении УЗК колес на установке «Унискан-Луч» в двух направлениях (осевом и радиальном) с эталонным отражателем 2 мм установлено, что колеса из металла опытной плавки в целом соответствовали нормам неразрушающего контроля.

Рентгеноспектральный микроанализ состава неметаллических включений и распределение элементов между минеральными фазами гетерофазных включений в металле обода цельнокатанных колес

Методика экспериментов. Исследование неметаллических включений проводили на растровом электронном микроскопе JSM-6360 LA, оснащенного системой JED-2300 для проведения энергодисперсионного рентгеноспектрального микроанализа (РСМА) (фирма JEOL, Япония).

Микроанализ включений проводили на нетравленных шлифах, 3-х образцов из вырезанных радиальных темплетов обода цельнокатаного колеса (рис. 2). Поверхность зондирования шлифа была перпендикулярна оси колеса. В каждой анализируемой микрообъем (точке) неметаллического включения записывали энергодисперсионные спектры излучения элементов, присутствующих во включениях, количественный состав которых рассчитывался по специальной программе на ПЭВМ. Обработка спектров рентгеновского излучения элементов заключалась в определении интенсивности аналитических линий химических элементов по площади соответствующих пиков, отмеченных на спектрограмме. Предварительные металлографические исследования микроструктуры металла шлифов показали, что преобладающее количество неметаллических включений имеет дисперсные размеры (≤ 5 мкм), поэтому в статье представлены электронно-оптические изображения вклю-

чений при увеличении от 5000 до 20000. Так как во всех трех образцах стали размерный фактор неметаллических включений и их распределение по площади шлифа тождественны то ниже приводятся результаты идентификации химико-минералогической природы включений в образцах №№ 1 и 2 (нумерация образцов соответствует позициям рис. 2)

На первом этапе исследований электронной микроскопией фиксировали в отраженных вторичных электронах микроструктуру неметаллических включений, имеющих, как правило, многокомпонентный минеральный состав (рис. 3, 4).

Характерные минеральные фазы во включениях зондировали электронным лучом с получением спектра излучения элементов содержащихся в этой фазе. Обработка результатов канализа химического состава соответствующих фаз в «точках» зондирования электронным лучом представлена в табл. 9 и 10.

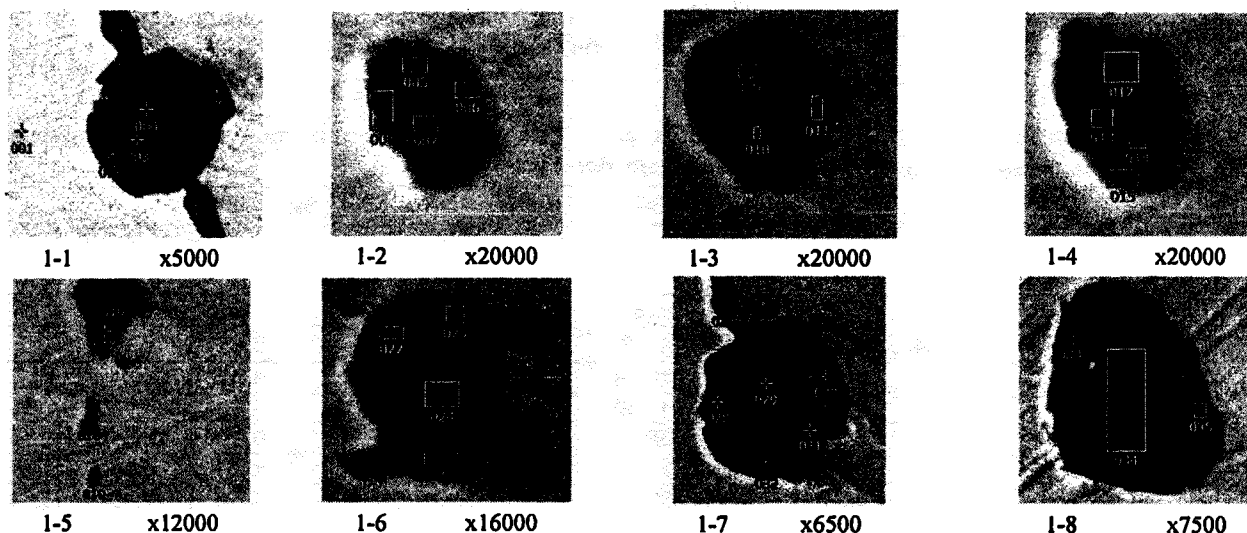


Рис. 3. Электронно-оптические микроструктуры гетерофазных неметаллических включений в образце № 1, полученные в отраженных вторичных электронах; хим.составы неметаллических включений 1-1,...1-8 приведены в табл. 10

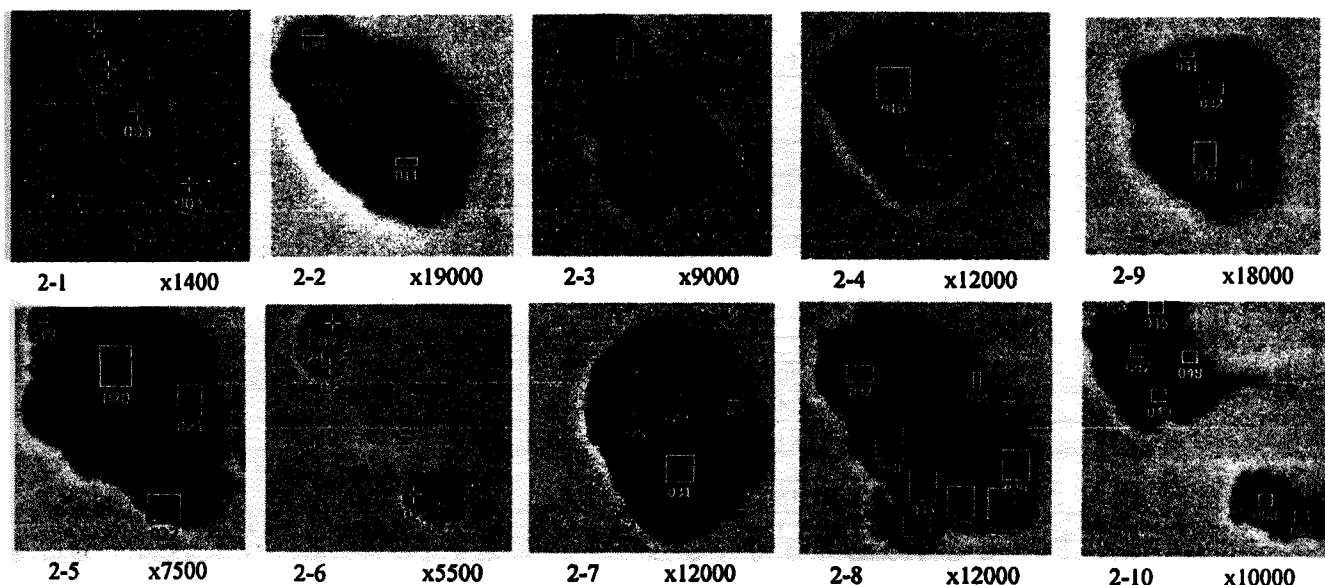


Рис. 4. Электронно-оптические изображения микроструктуры гетерофазных неметаллических включений в образце № 2, полученные в отраженных вторичных электронах; хим.составы неметаллических включений 2-1,...,2-10 приведены в табл. 11

Таблица 9. Кодировка зондированных неметаллических включений в образцах № 1 и № 2

1-1	1-2	1-3	1-4	1-5	1-6	1-7	1-8
001	005	009	012	016	022	026	033
002	006	010	013	017	023	027	034
003	007	011	014	018	024	028	035
	008		015	019	025	029	
РЦК					РЦК	030	
						031	
						032	

2-1	2-2	2-3	2-4	2-5	2-6	2-7	2-8	2-9	2-10
001	009	012	016	019	023	028	032	041	046
002	010	013	017	020	024	029	033	042	047
003	011		018	021	025	030	034	043	048
004				022	026	031	035	044	049
					027		036	-	050
РЦК		РЦК	РЦК			РЦК	037		051
							038		051
							039		
							040		

Примечание: РЦК – неметаллическое включение исследовано в режиме цветного картирования; РЦКЛ – неметаллическое включение исследовано в режиме цветного картирования с распределением элементов в фазах вдоль линии сканирования

Результаты исследования составов включений. На шлифе образца стали № 1 из обода исследовано 8 неметаллических включений с различной гетерофазной структурой, химический состав которой определяли методом РСМА. Каждое включение зондировалось электронным лучом локально от 3 до 7 «точек». На 8 включениях определен химсостав фаз в 32 «точках». На шлифе образца стали № 2 исследованы химсоставы фаз 10 неметаллических включений в итоге на 44 «точках». Количество неметаллических включений и топология зондирования «точек» приведены в табл. 9. В этой таблице также отмечены неметаллические включения с исследованием методом РСМА распределения элементов между минеральными фазами вдоль линии сканирования каждого элемента в K_{α} рентгеновском излучении.

Методом РСМА определены химический состав всех 18 неметаллических включений - 8 на шлифе образца № 1 (табл. 10) и 10 на шлифе образца № 2 (табл. 11).

Таблица 10. Химические составы минеральных фаз в неметаллических включениях на шлифе образца № 1 по результатам точечного зондирования методом РСМА

№ включ.	№ зондир. точки	Массовое содержание оксидов, %									
		MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	SO ₃	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	FeO	S
1-1	002	1,27	2,97	0,61	48,17	-	34,32	-	-	4,91	19,27
	003	4,22	35,6	19,16	0,63	0,22	37,32	-	-	2,85	0,25
	004	20,04	54,63	9,21	0,67	1,35	10,27	0,94	0,78	2,09	0,27
1-2	005	0,62	6,06	0,59	11,18	-	8,8	-	3,71	69,05	4,47
	006	-	4,04	0,82	11,69	-	8,84	-	3,37	71,24	4,68
	007	0,8	9,85	0,99	38,86	0,22	28,73	-	9,88	10,67	15,54
	008	1,55	6,55	0,82	27,51	-	16,6	-	10,37	36,99	11,40
1-3	009	2,57	4,59	-	39,36	-	17,07	-	18,91	17,49	15,74
	010	15,38	36,29	0,83	17,82	-	16,91	-	6,61	16,16	4,10
	011	12,85	31,36	0,57	11,59	-	5,39	-	4,48	33,77	4,64
1-4	012	11,75	27,19	-	0,68	-	1,28	-	3,63	49,8	0,27
	013	5,89	13,15	-	18,88	-	7,07	-	9,47	45,53	7,55
	014	1,69	3,31	-	25,89	-	11,28	-	12,34	45,48	10,36
	015	-	0,97	0,39	14,19	-	6,1	-	5,31	73,04	5,68
1-5	016	0,83	1,22	-	29,11	-	4,62	15,27	23,2	25,74	11,64
	017*	14,38	38,6	-	6,85	0,71	0,84	-	3,61	35,01	2,74
	018*	-	-	0,37	-	-	-	37,22	0,21	60,67	-
	019	-	0,88	0,45	-	-	-	16,8	0,21	80,49	-
1-6	022	1,52	3,53	-	38,26	-	26,77	-	4,98	24,94	15,30
	023	3,2	7,86	-	33,19	-	25,16	-	6,56	24,03	13,28
	024	18,91	54,91	1,75	11,8	0,5	6,66	-	0,73	4,73	4,72
	025	4,52	10,32	-	26,08	-	17,07	-	2,82	38,29	10,43
1-7	026	-	-	-	37,44	-	25,4	-	6,11	31,06	14,98
	027	-	-	30,67	-	-	25,54	-	6,89	36,9	-
	028	16,92	41,75	14,55	-	1,88	13,74	0,92	-	10,25	-
	029	1,47	35,55	21,76	-	-	40,72	-	-	2,51	-
	030	0,36	0,58	-	47,61	-	37,73	-	4,9	8,81	19,04
	031	14,42	41,8	15,12	4,73	9,29	3,58	1,03	-	10,04	1,89
	032	2,12	4,02	1,0	36,55	0,36	24,21	0,64	7,55	23,56	14,62
1-8	033	0,55	2,56	1,10	37,56	-	22,8	-	12,12	23,26	15,02
	034	17,12	51,2	9,23	3,50	1,43	14,23	-	1,08	2,22	1,40
	035	2,66	5,86	-	39,36	-	23,88	-	13,15	15,09	15,74

Примечание: во включениях 1-5 (точки зондирования 017 и 018 содержание 1,23 % [N] и 1,17 % [N], соответственно

Анализ микроструктуры исследованных неметаллических включений, в образцах № 1 и № 2 свидетельствует, что темная и серая фазы включений могут существенно различаться по химсоставу минеральных образований. Вторая особенность микроструктур состоит в том, что практически во всех без исклю-

чения включениях содержится сульфидная фаза, хотя содержание серы в зондированных микроучастках изменяется от 0,25 до 19,27 % (включение 1-1, точка зондирования 002 - серая фаза).

Во включении 2-1 (серая фаза) точка зондирования 004 содержание серы составило 20,26 %. Высоко-

Таблица 11. Химические составы минеральных фаз в неметаллических включениях на шлифе образца № 2 по результатам точечного зондирования методом РСМА

№ включ.	№ зондир. точки	Массовое содержание оксидов, %									
		MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	SO ₃	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	FeO	S
2-1	002	16,34	47,59	13,66	-	-	20,55	-	-	1,87	-
	003	-	38,42	19,57	-	-	40,29	-	-	1,71	-
	004	-	2,22	-	50,66	-	40,46	-	-	6,65	20,26
2-2	009	-	-	-	22,66	-	7,51	-	14,75	55,08	9,06
	010	0,85	0,58	-	34,97	-	12,0	-	21,91	29,68	13,99
	011	14,04	32,82	0,92	3,61	-	0,69	1,82	2,68	43,42	1,44
2-3	012	-	-	-	50,8	-	0,71	-	48,49	-	20,32
	013	-	-	-	21,62	-	-	55,84	18,75	3,79	8,65
2-4	016	21,29	57,13	2,93	7,96	Na ₂ O 0,86	2,84	-	2,16	4,86	3,18
	017	1,14	3,03	-	43,52	-	26,87	-	9,57	15,86	17,41
	018	-	2,16	0,47	9,08	-	3,95	-	2,62	81,71	3,63
2-5	019	1,19	7,16	0,9	2,12	-	1,3	-	1,81	85,52	0,85
	020	21,45	52,11	4,63	7,63	0,44	8,11	-	2,03	3,59	3,05
	021	0,52	1,37	-	48,55	-	33,07	-	7,54	8,95	19,42
	022	0,66	9,45	1,49	2,8	-	1,86	7,39	2,40	74,25	1,12
2-6	023	11,79	35,43	-	10,0	-	4,51	-	2,54	35,61	4,04
	024	1,95	6,29	-	44,53	-	31,43	-	7,64	8,14	17,81
	025	3,9	12,33	-	7,96	-	3,93	-	3,19	68,69	2,98
	026	14,91	46,08	1,67	7,33	Na ₂ O 1,32	2,20	-	2,67	23,83	2,93
	027	1,44	4,53	-	38,98	-	24,1	-	10,53	20,42	15,59
2-7	028	1,16	2,54	-	46,5	-	26,51	0,6	13,32	9,37	18,60
	029	1,45	3,06	-	44,44	-	11,02	-	31,42	8,61	17,78
	030	1,44	4,01	0,39	3,48	-	0,92	-	2,31	87,46	1,39
	031	20,03	44,82	-	6,12	-	1,35	2,44	3,45	21,78	2,45
2-8	032	9,11	15,34	25,1	9,09	-	37,69	-	-	7,67	3,64
	033	0,6	1,59	0,6	50,42	-	36,97	-	5,37	4,55	20,17
	034		14,47	-	14,01	-	9,81	-	2,13	59,58	5,60
	035	11,51	25,46	3,0	4,45	1,23	2,58	-	1,18	50,59	1,78
	036	13,97	31,46	3,21	20,7	1,43	12,76	-	1,95	14,54	8,28
	037	1,88	22,18	1,17	6,96	-	4,27	-	1,58	61,95	2,78
	038	14,38	31,38	2,36	23,79	-	15,28	-	2,71	10,11	9,52
	039	0,71	21,99	1,15	7,51	-	5,02	-	2,03	61,59	3,00
	040	11,62	28,62	2,55	20,8	0,86	12,64		2,82	20,04	8,32
2-9	041	0,58	1,98	-	21,82	-	17,46	-	4,65	53,5	8,73
	042	2,57	8,06	-	41,94	-	33,18	-	5,14	9,11	16,78
	043	15,18	53,37	5,13	9,67	0,5	9,03	-	1,95	4,44	3,86
	044	7,1	24,57	1,59	4,61	-	3,9	-	2,29	55,94	1,81
2-10	046	11,16	24,5	2,08	7,46	0,31	4,72	-	1,53	42,24	2,98
	047	2,11	4,43	-	43,05	-	31,49	-	5,37	13,54	17,22
	048	4,31	10,84	1,42	6,12	-	3,74	-	1,86	71,7	5,72
	049	16,35	39,85	3,73	13,97	1,60	10,2	-	1,88	12,42	5,59
	050	-	-	0,35	20,2	-	12,93	-	3,52	62,99	8,08
	051	-	-	0,34	6,86	-	4,26	-	2,56	85,98	2,74

му содержанием серы в составе сульфидной фазы соответствуют высокая концентрация CaO (при отсутствии MnO и невысоком содержании FeO) или высокое содержание MnO при умеренном количестве CaO (включение 2-2, точка зондирования 009) или только высокое содержание MnO (48,49 %) и FeO (20,32 %) при 0,71 % CaO.

К особенностям химсоставов всех включений следует отнести предельно высокое содержание FeO (87,46, включение 2-7, точка зондирования 030), хотя присутствуют в меньшем количестве фазы с содержанием FeO до 10-15 %).

В некоторых включениях обоих образцов стали, в совершенно темных участках шлифов, идентифицируются составы с высоким содержанием MgO и Al_2O_3 при относительно небольших количествах CaO и FeO. Эти минеральные фазы можно классифицировать как шпинель $MgO \times Al_2O_3$. В чистой шпинели $MgO \times Al_2O_3$ отношение $MgO:Al_2O_3$ (40:102) составляет 0,39. По данным РСМА (включение 1-6, «точка» зондирования фазы 024) отношение 18,91:54,91 = 0,34, т.е. можно определить эту фазу как шпинель. Во включении 1-1 (точка зондированной фазы 004) отношение $MgO:Al_2O_3$ (20,04:54,63) равно 0,37. Анализируя составы включений можно отметить, что из 32 прозондированных точек шлифа образца № 1-10 имели в своем составе шпинельную структуру при меньшем количестве сульфидных фаз.

Только в одном включении 1-7 (точка фазы 031) обнаружено высокое содержание K_2O (9,29 %). Во включениях на плоскости шлифа образца в двух точках выявлено наличие Na_2O (0,86 % и 1,32 %). Гете-

роструктурное неметаллическое включение 1-5 (точки зондирования 018 и 019) имело в своем фазовом составе нитрид титана. В составе минеральных фаз неметаллических включений зафиксировано относительно низкое содержание SiO_2 , хотя в двух включениях (2-1 и 2-8) отмечено высокое для неметаллических включений содержание SiO_2 19,57 и 25,1 %, соответственно.

Исследование микроструктуры неметаллических включений в режиме цветного картирования

На втором этапе исследований методом РСМА определяли распределение элементов между минеральными образованиями гетерофазных включений вдоль линии сканирования в режиме поэлементного цветного картирования.

На рис. 5 представлены результаты оценки содержания элементов в структуре минеральных фаз неметаллического включения 1-1 (образец № 1) по данным исследования в режиме поэлементного цветного картирования. При интерпретации полученных данных следует иметь в виду, что большему содержанию элемента соответствует и более интенсивная окраска определенной структурной составляющей включения. Как следует из рис. 6, содержание Al тесно коррелирует с содержанием Mg, распределение серы коррелирует с содержанием Ca и Mn. Интенсивная своеобразная окраска включения на карте Ca, по-видимому, обусловлена тем, что CaO связан с кремнеземом (карта Si).

Представленные на рис. 6 данные свидетельствуют, что в гетерофазном неметаллическом включении имеет место избирательное распределение элементов

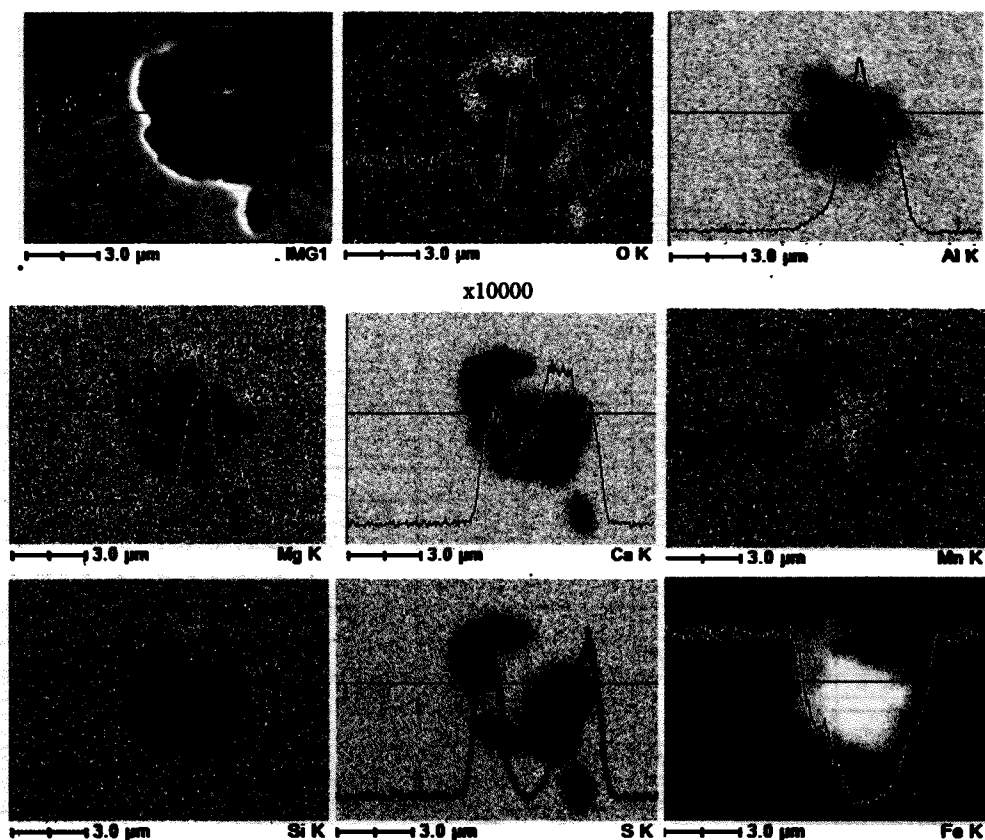


Рис. 5. Колесная сталь, обр. 1. Результаты РСМА неметаллического включения в режиме линейного сканирования

между минеральными фазами. На рис. 6 слева сверху расположена карта неметаллического включения 2-4 (рис. 4) микроструктура которого получена в отраженных вторичных электронах. Совпадение пиков излучения элементов Al и Mg на соответствующих картах подтверждает образование шпинелидной фазы. Пик на карте кислорода свидетельствует, что в составе шпинели присутствуют в основном оксиды. Пик серы (карта S) так же хорошо коррелирует с пиком марганца (карта Mn). Кальций, как и кремний входит в состав фазы, идентифицируемый как силикат кальция.

Из-за ограниченного объема статьи авторы не рассматривают процессы образования неметаллических оксидных, строчечных, глобулярных и сульфидных включений во взаимосвязи с вопросами теории раскисления колесной стали на стадиях сквозной технологии. Вместе с тем, необходимо отметить, что применительно к выплавке колесной (рельсовой) стали наряду с базовыми элементными раскислителями и легирующими следует учитывать участие в процессе кристаллизации формирования шпинелидных фаз с участием растворенного в жидкой стали магния. Контроль источников его поступления в расплав и регламентирование его содержаний являются одним из главных определяющих факторов для управления видом, количеством и составом неметаллических включений в стали.

Этот подход к анализу процессов формирования неметаллических включений с участием магния рассматривался в работах [1, 2] при освоении технологии выплавки колесной стали, подшипниковой угле-

родистой стали в 100-т электропечах. Термодинамическая модель раскисления железоуглеродистых расплавов (с 0,5 и 1,0 % С) фундаментально обоснована в классической работе Г.Г. Михайлова [3] применительно к термодинамическому исследованию поверхности равновесных компонентов (ПРМК) системы Fe-C-O-Al-Ca-Mg.

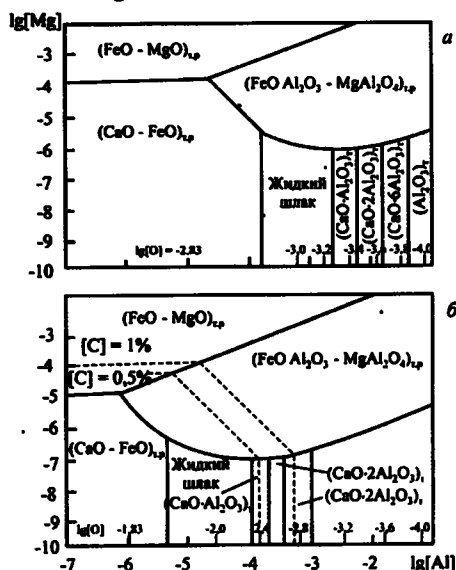


Рис. 7. ПРМК системы Fe-C-O-Al-Ca-Mg при 5ppm (а) и 50 ppm (б) Ca; 1550 °С, P = 101 кПа [3]

Из приведенных на рис. 7 данных следует, что учитывая научно обоснованные разработанные подходы к процессам раскисления стали с учетом казалося бы минимальных остаточных содержаний магния, кальция и алюминия, можно достичь таких

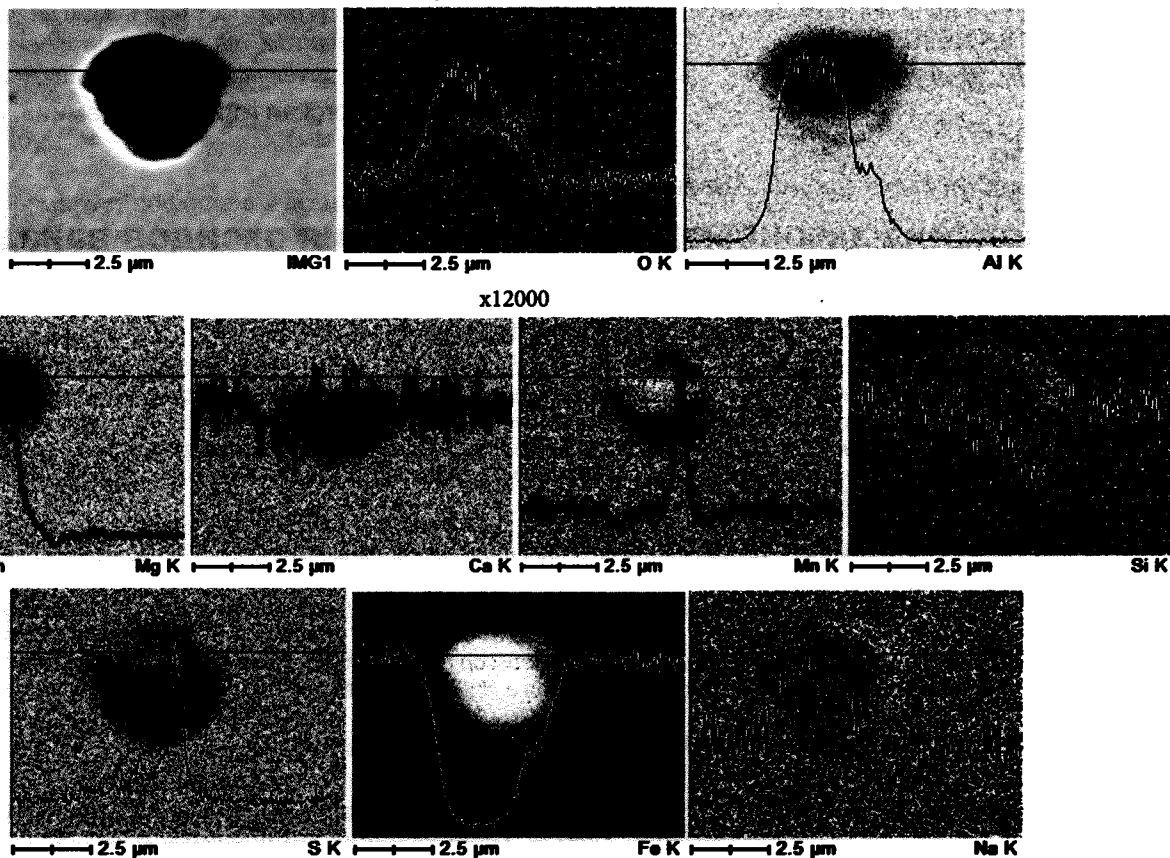


Рис. 6. Колесная сталь, обр. 2. Результаты РСМА неметаллического включения в режиме линейного сканирования

соотношений этих элементов, что позволит минимизировать равновесные концентрации растворенного кислорода при наиболее подходящем для конкретной стали составом неметаллических включений.

Выводы

1. Проанализированы требования стандарта ГОСТ 10791-2011 к химсоставу, механическим свойствам допускаемым дефектам макроструктуры и содержанию неметаллических включений в цельнокатаных железнодорожных колесах из непрерывнолитых заготовок МЗ «Днепросталь».

2. Приведены основные положения сквозной технологической схемы и постадийных процессов выплавки металла-полупродукта в дуговой печи ДСП-190, раскисления и легирования металла в сталеразливочном ковше, внепечной обработки в ковше-печи и вакууматоре с последующей разливкой стали на МНЛЗ и получением колесных заготовок диаметром 450 мм.

3. Проанализированы результаты постадийного анализа производства колесной стали, колесных заготовок и цельнокатаных колес, изготовленных из стали опытной плавки и соответствия полученных результатов требованиям ГОСТ 10791-2011.

4. Установлено, что металл ободьев цельнокатаных колес опытной плавки при металлографическом контроле неметаллических включений полностью соответствовал требованиям нормативных материалов. Вместе с тем при ультразвуковом контроле колес, изготовленных из непрерывнолитых заготовок опытной

плавки загрязненность ободьев неметаллическими включениями отдельных колес была выше нормы.

5. Выполнен рентгеноспектральный микроанализ неметаллических включений в стандартных образцах стали, вырезанных из темплетов металла из обода колеса. Установлено, что включения имеют гетерофазную структуру, представленную оксидными фазами и сульфидами комплексного состава (Ca, Mn)S. В большинстве включений оксидная фаза представлена шпинелью ($MgO \times Al_2O_3$) или MgO -Ca-содержащими фазами. Характерной особенностью всех включений является относительно высокое содержание FeO , что может свидетельствовать о недостаточной для колесной стали раскисленности жидкого металла из-за весьма низких концентраций растворенных в металле алюминия кальция.

Библиографический список

1. Узлов И.Г., Гасик М.И., Есаулов А.Г. и др. Колесная сталь. – К: Техника, 1985. – 186 с.
2. Гасик М.И., Шульте Ю.А., Горобец А.П. Физико-химические закономерности процессов формирования глобулярных включений в подшипниковом металле // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1983. – № 5. – С. 31-37.
3. Михайлов Г.Г., Леонович Б.И., Кузнецов Ю.С. Термодинамика металлургических расплавов. – М.: Издательский дом МИСиС, 2009. – 520 с.

Поступила 30.05.2013

УДК 669.18.213.42:669.292

Широких Т.А., Шатоха В.И.

НМетАУ

Ситараман С.

Королевский институт технологий, Швеция

Наука

Шредер К.

ТУ «Фрайбергская горная академия», Германия

Исследования закономерностей испарения оксидов ванадия из шлаков системы $CaO-SiO_2-FeO-V_2O_5$ в условиях пленочного массообмена

Закономерности процессов испарения ванадия из шлаков системы $CaO-SiO_2-FeO-V_2O_5$ исследованы методом единичной горячей термопары (Single Hot Thermocouple Technique). Химический состав шлака после высокотемпературной окислительной обработки исследован с использованием сканирующей электронной микроскопии и энерго-дисперсионного анализа. Подтверждена возможность испарения ванадия в оксидной форме из силикатного расплава в условиях пленочного массообмена. Ил. 5. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: ванадий, сталеплавильный шлак, испарение

Laws of the evaporation of vanadium slag system $CaO-SiO_2-FeO-V_2O_5$ studied by single hot thermocouple (Single Hot Thermocouple Technique). The slag chemical composition after the high temperature oxidation treatment was investigated using scanning electron microscopy and energy-dispersive analysis. The possibility of evaporation of vanadium oxide form of silicate melt in a film mass transfer.

Keywords: vanadium steel slag, evaporation.

Состояние вопроса

В результате технологических ограничений и тер-

модинамических факторов, помимо основных шлакообразующих компонентов (CaO , SiO_2 , Al_2O_3 , MgO

и др.), сталеплавильные шлаки содержат в окисленной форме оксиды, являющиеся потерями целевого продукта (Fe, Mn, V, Cr и др.). Разработка путей их извлечения и рециклинга является важной задачей в контексте решения проблем истощения невосполняемых сырьевых запасов и защиты окружающей среды.

При выплавке некоторых марок стали серьезной проблемой является утилизация ванадийсодержащих шлаков (4-6 % V). Извлечение ванадия из таких шлаков имеет не только экономическое значение. Пентаоксид ванадия V_2O_5 классифицируется как токсичное соединение [1], что ограничивает возможность применения ванадийсодержащих шлаков в строительной промышленности. Например, в Швеции большая часть таких шлаков складывается в отвалах, что соответствует потере ванадия эквивалентной около 100 млн. евро ежегодно. Известные промышленно апробированные методы извлечения ванадия из шлаков, такие как обжиг с содой и выщелачивание, связаны со значительными энергозатратами и нерешенными экологическими проблемами [2].

Исследованиями А.С. Семейкиной и др. [3] показана возможность получения стабильных ферритов ванадия со структурой шпинели в процессе окислительной обработки синтетических шлаков системы $FeO-CaO-SiO_2-V_2O_5$, что открывает возможность селективного извлечения оксидов железа и ванадия. Однако, по сравнению с другими компонентами сталеплавильных шлаков, V_2O_5 является относительно легкоплавким соединением с температурой плавления 690 °С. Отсюда можно предположить частичное испарение V_2O_5 из шлака при температурах сталеплавильного производства. Согласно данным [4] давление насыщенного пара V_2O_5 описывается уравнением

$$\log P = \frac{-7100}{T} + 5.05 \text{ (мм рт.ст.)} \quad (1)$$

Ванадий формирует соединения со многими степенями окисления, в том числе нестехиометрические, что обусловлено особенностью строения электронных оболочек данного элемента. Многие из соединений ванадия имеют ограниченный температурный диапазон стабильности. Закономерности испарения оксидов ванадия детально изучены только применительно к вакуумному напылению, что обусловлено интересом к полупроводниковым характеристикам пленок оксидов ванадия.

Закономерности высокотемпературных превращений в системе V-O при атмосферном давлении также исследовались [5, 6]. Однако, впервые кинетика испарения ванадия из расплава чистого оксида V_2O_5 в атмосферах воздуха, кислорода и диоксида углерода исследована в работе [7] методом термогравиметрического анализа в условиях изотермической выдержки при температурах 1450-1600 °С. Установлено, что степень испарения растет с увеличением температуры, причем в токе кислорода полное испарение достигается 6-ч выдержкой при температуре 1600 °С. При использовании воздуха и CO_2 степень испарения составляла 0,9 и 0,35, соответственно. Результаты работы [7] пред-

ставляют значительный интерес, однако возможность испарения оксидов ванадия из многокомпонентных силикатных расплавов требует подтверждения.

Постановка задачи - разработка путей извлечения ванадийсодержащей фазы из сталеплавильных шлаков требует детального изучения закономерностей распределения оксидов ванадия между газовой и шлаковой фазами.

Целью работы является исследование возможности испарения оксидов ванадия из многокомпонентных силикатных расплавов.

Методика исследований

Экспериментальная часть работы выполнена в лаборатории Института технологий производства чугуна и стали Технического университета «Фрайбергская горная академия». Для исследования закономерностей взаимодействия шлаковой и газовой фаз использовали метод единичной горячей термодистилляции (SHTT - Single Hot Thermocouple Technique), достоинствами которого являются высокая точность определения температуры шлака и возможность скоростного охлаждения исследуемого расплава [8].

В установке SHTT (рис. 1) образец шлака массой около 5 мг, размещается непосредственно на петле термопары (Pt-30%Rh/ Pt-6%Rh), где после расплавления образует тонкую пленку. Термопара (диаметр проволоки 0,5 мм) является одновременно и нагревательным элементом, и устройством для определения температуры. Дополнительный нагревательный прибор из фехрала над образцом служит для предотвращения потери тепла. На рис. 2 изображена термопара и расплавленный на ней образец шлака.

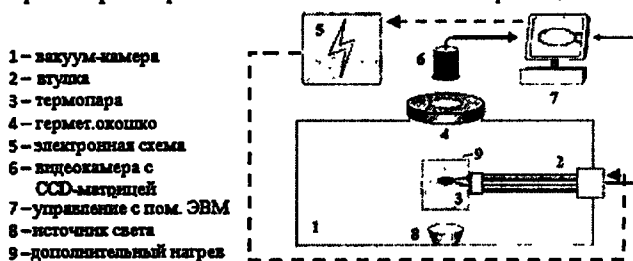


Рис. 1. Схема экспериментальной установки

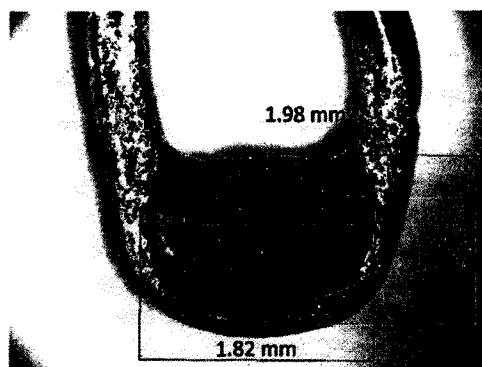


Рис. 2. Термопара с образцом шлака

Эксперименты проводились при температуре 1673 К. Образцы шлака, массой 3-5 мг, расплавлялись в атмосфере аргона (99,99 % Ar), образуя тонкую пленку шлака в петле термопары. Образец нагревался до заданной температуры со скоростью 100 К/мин и

выдерживался для достижения теплового равновесия. Время предварительной обработки образцов составляло 35 мин. Затем подачу аргона прекращали и в камеру подавали воздух. Образцы выдерживали в атмосфере воздуха, а затем охлаждали в атмосфере аргона со скоростью 40 К/мин. Для каждого эксперимента использовалась новая термопара.

Исследовали синтетический шлак следующего состава, масс. %: 33,8 CaO; 42,2 SiO₂; 20 FeO; 4,0 V₂O₅. Для приготовления шлака использовали чистые реактивы. Моноксид кремния получали восстановлением гематита губчатым железом согласно методике, описанной в работе [9]. Шлак предварительно сплавляли в вертикальной индукционной печи в атмосфере аргона. Рентгенофлуоресцентный анализ полученного материала не показал потерь ванадия.

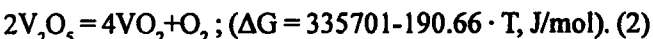
Поскольку масса образца, исследуемого методом SHTT, недостаточна для обычных видов химического анализа, образец шлака исследовали на сканирующем электронном микроскопе с модулем энерго-дисперсионного химического анализа (SEM-EDS). Образец был визуально разделен на три зоны и в каждой зоне выбрано 7 точек для анализа на содержание V, Si, Ca, O и Fe. Затем рассчитывали среднее содержание ванадия из полученных значений. Разброс значений для каждого образца составлял $\pm 2\%$ отн.

Исследование среза термопары после эксперимента методом SEM-EDS показало, что платина не восстанавливает компоненты шлака, в частности, ванадий в платине не обнаружен.

Термодинамическое моделирование химических и фазовых равновесий выполнено с применением программного комплекса FactSage 6.3.

Результаты и обсуждение

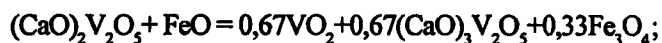
Результаты моделирования фазовых равновесий в системе V₂O₅-O₂ представлены на рис. 3. Видно, что в системе V-O пентаоксид ванадия имеет ограниченный диапазон стабильности, причем при температуре около 1750 К данный оксид разлагается с образованием жидкого диоксида ванадия. Такое превращение термодинамически возможно согласно реакции



Превращение по реакции 2 сопровождается потерей массы в количестве 8,8 %, что следует учитывать при уточнении закономерностей испарения ванадия. Результаты моделирования свидетельствуют о наличии конденсированной фазы в условиях термодинамического равновесия при температурах ниже 2100 К даже при ничтожно малых значениях массовой доли исходного оксида ванадия по отношению к кислороду.

Результаты термодинамического моделирования для шлаковой системы CaO-SiO₂-FeO-V₂O₅ (рис. 4) также свидетельствуют о крайне незначительном испарении ванадия в условиях равновесия. Причем для шлаковой системы степень газификации ванадия существенно превосходит результат, полученный для чистого оксида. Причиной данного различия могут

быть превращения, описываемые следующим суммарным уравнением реакции с участием наиболее термодинамически стабильных соединений



$$(\Delta G = -21310 - 9,126 \cdot T, \text{ J/mol}). \quad (3)$$

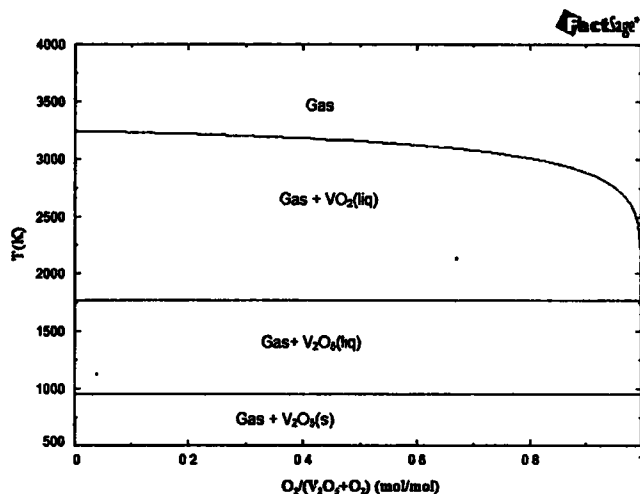


Рис. 3. Результаты моделирования фазовых равновесий в системе V₂O₅-O₂ с применением FactSage 6.3

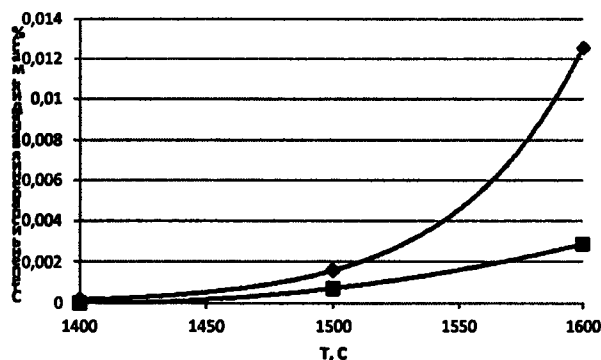


Рис. 4. Результаты термодинамического моделирования испарения ванадия для: ♦ шлака системы CaO-SiO₂-FeO-V₂O₅ (4% V₂O₅), ■ чистого оксида ванадия V₂O₅

Несоответствие данных работы [7], где достигнуто полное испарение оксида ванадия в атмосфере кислорода, и результатов моделирования обусловлено недостаточной изученностью термодинамических характеристик соединений, образующихся при высокой концентрации кислорода в системе V-O.

Надежные данные о равновесном парциальном давлении пара имеются только для VO₂, хотя исследованиями [6] установлено значительное многообразие соединений с различной степенью стабильности, в частности, таких как V₆O₁₃, ряд гомологов V_nO_{2n-1} и др., высокотемпературные характеристики которых неизвестны. Наиболее вероятным механизмом перехода ванадия в газовую фазу в работе [7] считают окисление VO₂ на поверхности расплава до V₂O₅ с испарением последнего, однако количественная оценка данного процесса с применением методов равновес-

ной термодинамики не представляется возможной.

Изменение относительного массового содержания ванадия в шлаке в зависимости от времени выдержки при температуре 1673 К представлено на рис. 5. Данный параметр рассчитывали как

$$\Delta_v = (V_i - V_{\text{исх}}) / V_{\text{исх}} \quad (4)$$

где V_i - текущее, а $V_{\text{исх}}$ - исходное общее содержание ванадия в шлаке.

Величина Δ_v характеризует не только возможное испарение ванадия шлака. В условиях окислительной обработки протекающих реакции, сопровождающиеся как увеличением концентрации ванадия (реакция 2), так и снижением его концентрации: полное окисление монооксида железа до гематита приводит к увеличению массы шлака исследуемого состава на 4,4 % при соответствующем разбавлении концентрации оксидов ванадия.

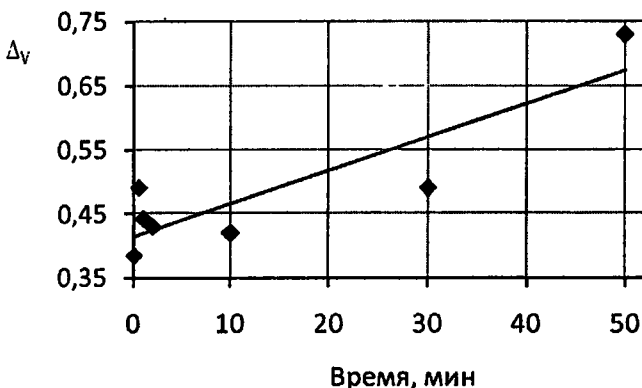


Рис. 5. Изменение относительного массового содержания ванадия в шлаке в зависимости от времени выдержки при температуре 1673 К

На рис. 5 видно, что уже после нагрева в атмосфере аргона шлак теряет свыше 35 % ванадия, а через 50 мин выдержки в атмосфере воздуха потеря ванадия достигает 56 %, что подтверждает возможность испарения соединений ванадия из силикатного расплава. Данный результат получен для условий пленочного состояния расплава, в котором степень массообмена между жидкой и газовой фазами достигает максимальных значений.

В условиях преобладания объема расплава над площадью его поверхности развитие процесса испарения будет лимитироваться диффузией в шлаковой фазе.

Выводы

1. Возможности термодинамического моделирования процесса испарения ванадия из расплава ограничены недостаточной изученностью физико-химических характеристик нестабильных оксидов ванадия при высоких температурах.

2. Экспериментально подтверждена возможность испарения оксидов ванадия из силикатного шлакового расплава в условиях пленочного массообмена.

Библиографический список

1. Costigan M, Cary R, Dobson S. Vanadium pentoxide and other inorganic vanadium compounds. Stuttgart: Concise International Chemical Association Document 29, Wissenschaftliche Verlagsgesellschaft mbH: 2001. - 54 p.
2. Ye G., Karsrud K. Recovery of vanadium and fully use of slag components in BOF-slag: Steel Eco-Cycle Scientific Report. Phase 1, Mistra 2004-2008, P. 55-67.
3. On the formation of vanadium ferrites in CaO-FeO-V₂O₅-SiO₂ slags / A. Semykina, I. Dzhebian, V. Shatokha // Steel Research International. - 2012 (83). - № 12. - P. 1129-1134.
4. Kubaschewski O., Alcock C.B. Metallurgical Thermo-Chemistry. 5th Edition, Pergamon Press, 1979. - 449 p.
5. Wriedt H.A. The O-V (Oxygen-Vanadium) System // Bulletin of Alloy Phase Diagrams. - 1989. - № 3(Vol. 10). - P. 271-277.
6. Stringer J. The vanadium-oxygen system - a review // Journal of Less-Common Metals. - 1965 - № 8. - P. 1-13.
7. Kinetic Studies on Evaporation of Liquid Vanadium Oxide, VO_x (Where x = 4 or 5) / Y. Yang, L.Teng, S.Seetharaman // Metallurgical and Materials Transactions B. - 2012. - № 12 (Vol. 43B). - P. 1684-1891.
8. Development of Double and Single Hot Thermocouple Technique Measurement of Mold Slag Crystallization for in Situ Observation / Y. Kashiwaya, C.E. Cicutti, A.W. Cramb, K. Ishi // ISIJ International. - 1998. - № 4 (Vol. 38). - P. 348-356.
9. Коробейников Ю.Ю., Шатоха В.И., Колбин Н.А. Исследование смачиваемости поверхности твердого железа шлаками систем FeO-CaO-SiO₂ и FeO-Al₂O₃-SiO₂ // Металлург. и горноруд. пром-сть. - 2011. - № 5. - С. 5-7.

Поступила 29.03.2013

Куцин В.С. /д.т.н./, Кузьменко С.Н. /к.т.н./
ПАО «НЗФ»

Гладких В.А. /д.т.н./, Лисенко В.Ф. /к.т.н./, Лысый Д.А., Лысая Н.В. /к.т.н./, Рубан А.В.
Королевский институт технологий, Швеция

Исследование взаимосвязи технологических параметров и электрических характеристик процесса выплавки ферросиликомарганца

Методом математической статистики установлено влияние углерода, кремне-зема, металлооксидных отходов и основности шихты на интегральное (R_{Σ}) и дифференциальные электрические сопротивления ($R_{dш}$, R_p) и активную мощность электропечи при выплавке ферросиликомарганца. Ил. 5. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: ферросиликомарганец, технологические параметры, электрические характеристики математическая статистика

The method of mathematical statistics, the influence of carbon, silica, metal oxide waste and base strength of the charge on the integral (R_{Σ}) and differential electrical resistance ($R_{dш}$, R_p) and the active power for electric smelting ferrosilicon.

Keywords: ferroalloys, process parameters, the electrical characteristics of Mathematical Statistics

При выплавке сплавов в ферросплавной электропечи одновременно протекают сложные и взаимосвязанные электрические, тепловые и физико-химические процессы, согласованное развитие которых определяется исходными и рабочими технологическими параметрами [1, 2], установление которых является актуальным.

В настоящей работе приведены результаты исследований по определению влияния технологических параметров на электрические характеристики углеродовосстановительной выплавки ферросиликомарганца в мощных ферросплавных электропечах на основе промышленных показателей в условиях ПАО «НЗФ».

Работа ферросплавных цехов осуществляется по 3-х сменному суточному графику. Массу основных химических элементов (Mn, Si) и оксидов (CaO, MgO, SiO₂), заданных в печь за смену, определяли методом расчета, исходя из заданной массы каждого компонента шихты. Химический состав ферросплава, шлака и их масса контролируется поплавоочно и фиксируется в плавильном журнале. Обобщение исходных данных и конечных результатов проводили за смену.

Для повышения корректности между исходными данными (масса и химический состав использованной шихты) и конечными результатами (масса и химический состав полученных ферросплава и шлака) и основными техническими показателями учитывали «транспортное запаздывание». «Транспортное запаздывание» - это тот период времени, на который происходит запаздывание прихода материалов шихты известного химического состава в реакционную зону ванны печи, где формируется конечный химический состав ферросплава, соответствующий ранее загруженной в печь шихте. Установлено, что запаздывание

шихты при выплавке марганцевых ферросплавов в мощных прямоугольных печах РПЗ-63 составляет 2 рабочие смены.

Активная мощность печи, которая является результирующим показателем мощности, выделяемой в зонах приэлектродного пространства, описывается выражением

$$P_{\Sigma} = I_{\Sigma}^2 \cdot R, \text{ МВт}, \quad (1)$$

где I_{Σ} - ток в электроде, кА; R_{Σ} - активное сопротивление приэлектродного пространства, мОм.

При постоянной величине R_{Σ} , величина тока I_{Σ} определяется электрическими характеристиками трансформатора и величиной напряжения его рабочей ступени [3]. Основным параметром регулирования технологическим процессом на практике при выплавке ферросплавов в электропечи является сопротивление приэлектродного пространства (R_{Σ}), которое зависит от его дифференциальных составляющих: сопротивления шихты ($R_{dш}$), сопротивления дуги (R_d) и сопротивления расплава - металла и шлака (R_p) [4]. Предыдущие исследования [3-5] показали, что сопротивление R_d и $R_{dш}$ можно рассматривать как общую составляющую линейной цепи $R_{dш}$.

Работа современной мощной ферросплавной печи характеризуется большими грузопотоками и повышенным расходом шихтовых материалов, которые обладают различным электрическим сопротивлением, что оказывает влияние на изменение сопротивления приэлектродного пространства. Собственные металлосодержащие отходы, образующиеся на ферросплавном заводе, в том числе отсеб фракционирования, выход которого может составлять до 10-15 %, переплавляют в составе шихты при производстве марганцевых ферросплавов.

На рис. 1 приведены сравнительные результаты исследований зависимости сопротивления приэлектродного пространства (R_z) от доли заданных отходов (разливки, шлакопереработки и отсева фракционирования) в составе шихты ($\langle G \rangle_{отх} / \langle G \rangle_{ших}$). Отсев фракционирования на 100 % представлен металлической фазой (нестандартная фракция ферросплава), а в шлако-металлических отходах содержание металлической фазы составляет 35-40 % и оксидной фазы 60-65 %. При увеличении в шихте количества шлако-металлических отходов повышается доля оксидных составляющих, что приводит к повышению сопротивления приэлектродного пространства. Повышение доли металлической части в отходах, содержание которой в них может составлять до 100 %, и увеличение количества этих отходов в составе шихты приводит к снижению сопротивления приэлектродного пространства.

Количество переплавляемых собственных отходов в составе шихты определяют на практике с учетом типа отходов и марки марганцевого ферросплава. Любой метод переплава отходов связан с расходом электрической энергии. Плавление отходов происходит в интервале температур 1240-1280 °С и образующаяся жидкая металлическая фаза при осаждении на подину растворяет восстановленный марганец и кремний и улучшает процесс формирования ферросиликомарганца.

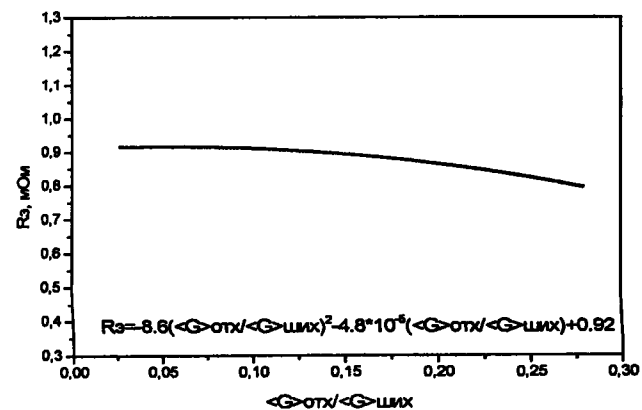


Рис. 1. Зависимость сопротивления электрода (R_z) от доли отходов в шихте ($\langle G \rangle_{отх} / \langle G \rangle_{ших}$)

Зависимость сопротивления приэлектродного пространства (R_z , $R_{дш}$ и R_p) от массового количества кремнезема в составе ферросиликомарганцевой шихты приведена на рис. 2. Кремнезем, являясь практически диэлектриком, заметно повышает сопротивление приэлектродного пространства (R_z), как интегральную величину, а также особенно сопротивление дуга-шунта ($R_{дш}$) поскольку кварцит, как составной компонент шихты, вносит основное количество SiO_2 и оказывает заметное влияние на сопротивление шихты углеродотермического процесса выплавки ферросиликомарганца. Общий характер установленных зависимостей электрического сопротивления дуга-шунта ($R_{дш}$) и расплава (R_p) от ранее приведенных технологических параметров сохраняется и для R_z . На

практике для оперативной корректировки электрического режима плавки и достижения более глубокой посадки электродов в ванне открытой печи для повышения сопротивления ($R_{дш}$) давали непосредственно на колошник под электроды «тяжелую колошу», т.е. без коксика, что стабилизировало нагрузку фазы, электрический и тепловой режимы плавки.

Корреляционная связь между технологическим параметром - доли твердого углерода кокса в шихте ($\langle \text{C}_m \rangle / \langle \text{Mn} + \text{SiO}_2 \rangle$) и электрическими характеристиками приэлектродного пространства (R_z , $R_{дш}$, R_p) показана на рис. 3. Активный расход шихты наблюдается при повышенном сопротивлении приэлектродного пространства, обеспечивающим высокую энергетическую (тепловую) мощность в ванне печи.

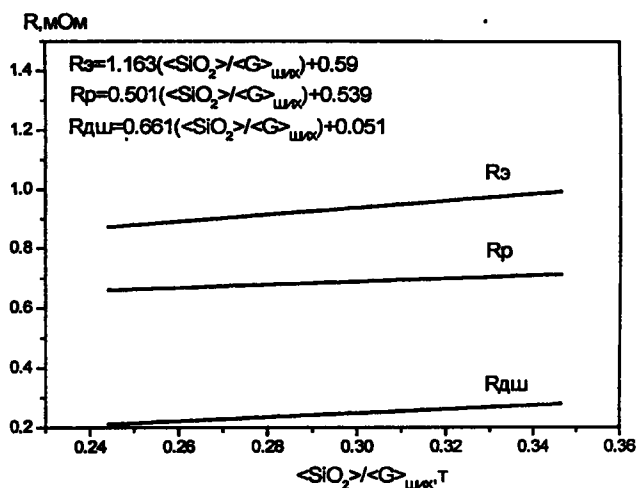


Рис. 2. Влияние удельной доли задаваемого в печь кремнезема ($\langle G \rangle_{\text{SiO}_2} / \langle G \rangle_{ших}$) на сопротивление приэлектродного пространства (R_z , $R_{дш}$, R_p)

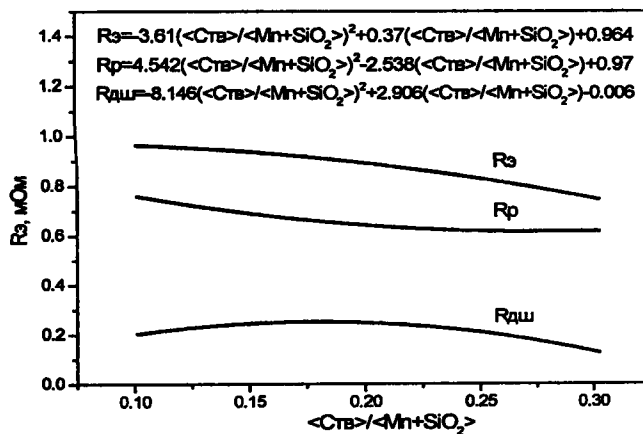


Рис. 3. Зависимость сопротивления приэлектродного пространства: электрода (R_z); дуги-шунта ($R_{дш}$); расплава (R_p) от доли углерода в шихте $\langle \text{C}_m \rangle / \langle \text{Mn} + \text{SiO}_2 \rangle$

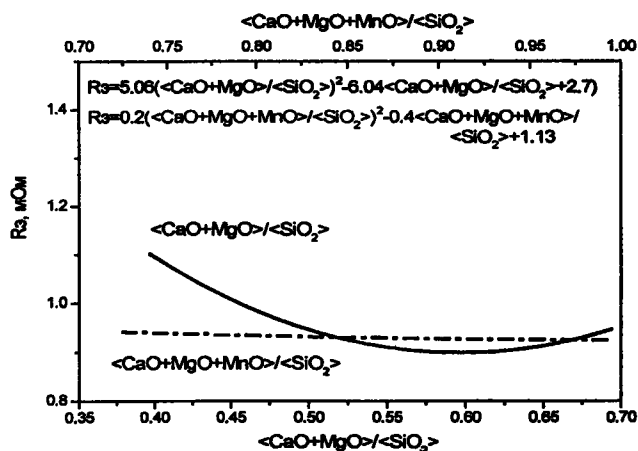
С увеличением доли углерода (C_m) в составе шихты общее сопротивление шихты будет уменьшаться и соответственно уменьшается R_z . При устойчивом шихтовом режиме работы печи и при повышении мощности печи количество задаваемого в печь кокса увеличивается, т.к. увеличивается масса заданной в печь шихты. Считать обособленно общее количество заданного кокса в печь ($\langle \text{C}_m \rangle$) является некорректным,

т.к. доля твердого углерода в шихте должна быть постоянной при выплавке ферросплава одного и того же состава.

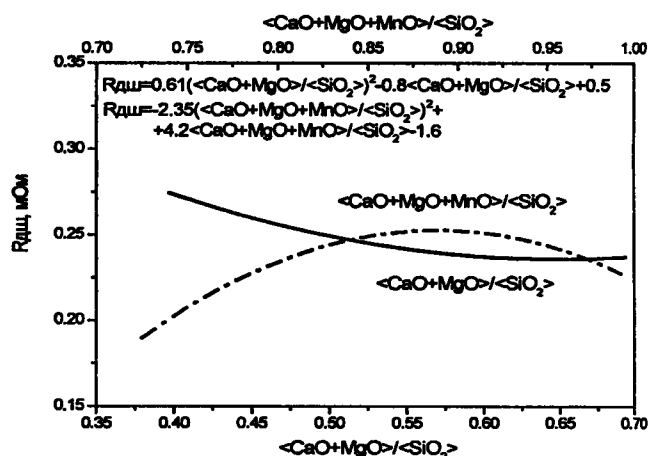
При ограничении мощности печи в ванну печи меньше загружается шихты. Если мощность печи увеличивают целенаправленно, путем переключения ступени напряжения трансформатора на более высокую, расход шихты увеличивается, что влияет на распределение мощности в печи. Наблюдаемое снижение сопротивления приэлектродного пространства происходит за счет повышения доли кокса в шихте.

Одним из технологических параметров, который применяется для характеристики свойств шихты, является ее основность. В качестве конкретных параметров основности применяются следующие: $\langle \text{CaO} + \text{MgO} \rangle / \langle \text{SiO}_2 \rangle - \langle B_1 \rangle$ и $\langle \text{CaO} + \text{MgO} + \text{MnO} \rangle / \langle \text{SiO}_2 \rangle - \langle B_2 \rangle$. На рис. 4 представлена корреляционная связь технологических параметров основности и сопротивления приэлектродного пространства (R_e , $R_{\text{дш}}$, R_p). Повышение основности шихты, применяемой при выплавке ферросиликомарганца, приводит к некоторому снижению интегрального сопротивления приэлектродного пространства (R_e), а также к снижению его дифференциальных сопротивлений ($R_{\text{дш}}$ и R_p). Такие зависимости определяются ранним образованием шлаковых расплавов, что весьма характерно для процессов силикатообразования легкоплавких марганцево-силикатных составов.

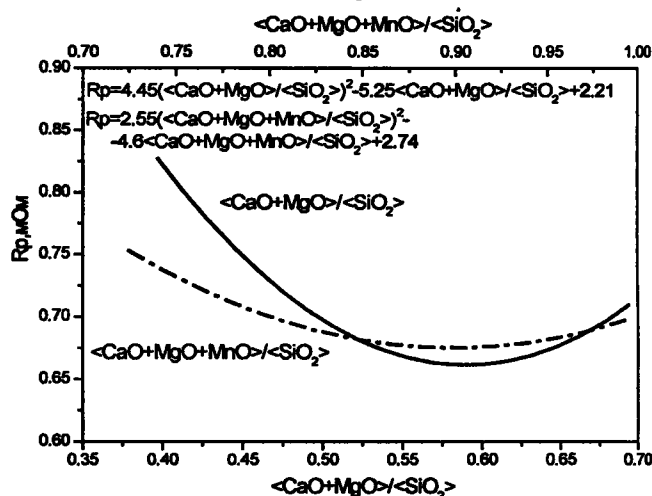
Активная мощность электрода и температура приэлектродного пространства являются важными показателями протекания массообменных процессов в ванне печи. Чем выше активная мощность печи, тем больше проплавляется шихты в приэлектродной зоне и соответственно увеличивается расход марганецсодержащей шихты $\langle \text{Mn} \rangle$ и кокса ($\langle C_{\text{тв}} \rangle$) (рис. 5). Увеличение в обоснованных рабочих пределах для конкретного ферросплава отношения $\langle C_{\text{тв}} \rangle / \langle \text{Mn} + \text{SiO}_2 \rangle$ снижает сопротивление шихты, увеличивает токи шихты и выделение в ней мощности. На практике на открытых электропечах, при потере нагрузки электродом, вокруг него задавали кокс, что увеличивало электропроводность шихты, ток электрода возрастал и увеличивалась активная мощность электрода (P_e).



а



б



в

Рис. 4. Зависимость сопротивления приэлектродного пространства: а – электрода (R_e); б – дуги – шунта ($R_{\text{дш}}$); в – расплава (R_p) от основности шихты в шихте $\langle B_1 \rangle$ и $\langle B_2 \rangle$

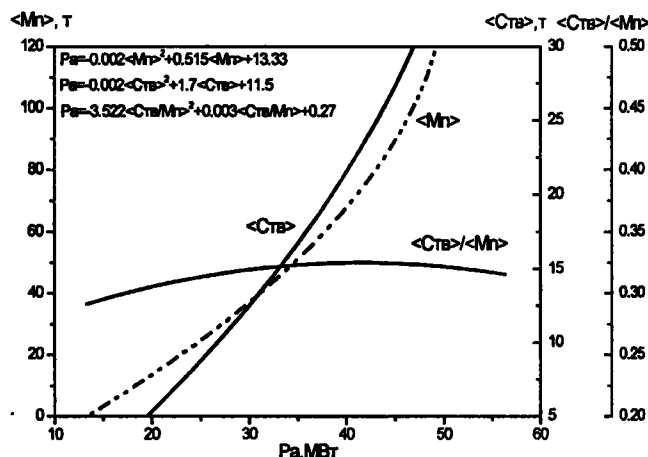


Рис. 5. Характер влияния активной мощности электрода (P_e) на количество заданных в печь (расход) марганца ($\langle \text{Mn} \rangle$), кокса ($\langle C_{\text{тв}} \rangle$) и взаимосвязь с технологическим параметром $\langle C_{\text{тв}} \rangle / \langle \text{Mn} \rangle$

Таким образом, на основе промышленных показателей выплавки ферросиликомарганца с учетом «транспортного запаздывания», показана роль электрического сопротивления приэлектродного пространства, как определяющей электрической характе-

ристики, в регулировании энергетической и тепловой мощности в ванне ферросплавной электропечи. Установлены корреляционные связи основных технологических параметров и электрических характеристик (сопротивление электрода (R_e), дуги – шунта ($R_{ш}$), расплава (R_p) и активной мощности печи (P_p).

Устойчивый рабочий электрический режим углеводородостановительной плавки на практике необходимо поддерживать путем оптимизации технологических параметров.

Библиографический список

1. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Физикохимия и технология электроферросплавов: Учебник для вузов. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 2005. – 448 с.

2. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов. Под ред. Куцина В.С. и Гасика М.И. / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик и др. – Днепропетровск: НМетАУ, 2011. – 508 с.

3. Определение оптимальных параметров электрического режима при выплавке ферросиликомар-

ганца / В.С. Куцин, В.А. Гладких, С.Н. Кузьменко и др. // Сталь. – 2010. – № 1. – С. 55–57.

4. Исследование влияния активного сопротивления приэлектродного пространства рудовосстановительной электропечи на технико-экономические показатели выплавки ферросиликомарганца / А.Н. Овчарук, С.Н. Кузьменко В.А. Гладких и др. Матер. У Междун. науч.-техн. конф. «Ключевые аспекты развития электрометаллургической отрасли». – К.: УкрФА, 2012. – С. 82–84.

5. Исследование основных функциональных связей между технологическими параметрами, электрическими характеристиками и технико-экономическими показателями выплавки ферросиликомарганца / В.А. Гладких, В.И. Ольшанский, С.Н. Кузьменко и др. // Metallurg. и горноруд. пром-сть. – 2012. – № 3. – С. 25–29.

Поступила 14.05.2013



К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ!

Поскольку наш журнал входит в перечень изданий, в которых могут публиковаться результаты диссертационных работ по техническим (Бюл. ВАК №5, 1999) и экономическим (Бюл. ВАК №6, 2000) наукам, редакция обращается к Вам с просьбой при подготовке статей учитывать требования Постановления Президиума ВАК Украины №7-05/1 от 15.01.2003 “ПРО ПІДВИЩЕННЯ ВИМОГ ДО ФАХОВИХ ВИДАНЬ, ВНЕСЕНИХ ДО ПЕРЕЛІКІВ ВАК УКРАЇНИ” (Бюл. ВАК №1, 2003), которыми предписывается:

”...3. Редакційним колегіям організувати належне рецензування та ретельний відбір статей до друку. Зобов'язати їх приймати до друку у виданнях, що виходитимуть у 2003 році та у подальші роки, лише наукові статті, які мають такі необхідні елементи: постановка проблеми у загальному вигляді та її зв'язок із важливими науковими чи практичними завданнями; аналіз останніх досліджень і публікацій, в яких започатковано розв'язання даної проблеми і на які спирається автор, виділення невирішених раніше частин загальної проблеми, котрим присвячується означена стаття; формулювання цілей статті (постановка завдання); виклад основного матеріалу дослідження з повним обґрунтуванням отриманих наукових результатів; висновки з даного дослідження і перспективи подальших розвідок у даному напрямку.

4. Спеціалізованим ученим радам при прийомі до захисту дисертаційних робіт зараховувати статті, подані до друку, починаючи з лютого 2003 року, як фахові лише за умови дотримання вимог до них, викладених у п. 3 даної постанови...”

Журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» читают практически на всех предприятиях металлургического комплекса Украины и СНГ, в десятках ВУЗов и НИИ, а также в ряде зарубежных стран, поэтому редакция еще раз обращается к авторам с просьбой тщательно вычитывать материалы перед отправкой в редакцию.

Редакция журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность» Тел. (0562) 46-12-95, отв. секретарь (056) 744-81-66. E-mail: metinfo@metinform.dp.ua; mgrp@metalljournal.com.ua.



Физическая модель процесса кристаллизации осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм

Разработана физическая модель процесса ускоренного затвердевания центральных зон отливок из различных сплавов, которая основывается на гипотезе об увеличении количества растущих центров кристаллизации при сужении фронта затвердевания в осевой зоне шаровых, цилиндрических и плоских отливок. Ил. 4. Табл. 1. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: затвердевание, отливки, осевая зона, физическая модель, центры кристаллизации

A physical model of the central zones of rapid solidification of castings of various alloys, which is based on the hypothesis of an increase in the number of growing nuclei at narrowing the solidification front in the axial zone of spherical, cylindrical and flat castings.

Keywords: curing, casting, axial zone, the physical model, nucleating.

Состояние вопроса и постановка проблемы

В теории литейных процессов принято считать шаровую, цилиндрическую и плоскую формы - основными элементами, из комбинации которых состоит отливка. Затвердевание плоских полубесконечных отливок рассчитывают, как правило, по уравнению квадратного корня: $x = k\sqrt{\tau}$, где x - толщина затвердевшего слоя металла; τ - время; k - коэффициент затвердевания. Закон «квадратного корня» это один из видов решения задачи Стефана-Шварца [1-3].

Величина k представляет собой корень сложного трансцендентного уравнения и зависит от множества факторов, характеризующих процесс затвердевания: термофизических коэффициентов материала отливки и литейной формы, температуры перегрева, затвердевания и др. Допущения, принятые при решении задачи Стефана-Шварца, следующие: полубесконечная отливка и полубесконечная форма соприкасаются поверхностью в виде неограниченной плоскости; между отливкой и формой устанавливается идеальный контакт; температуры их соприкосновения не изменяются в процессе затвердевания; теплофизические параметры материала отливки и формы не зависят от температуры, но в жидком и твердом состоянии могут иметь разные величины; теплопередача в твердой и жидкой частях отливки подчиняется уравнению Фурье, конвекция не учитывается; заливка сплава в форму производится без перегрева.

Анализ уравнения квадратного корня указывает на первоначальное ускоренное и последующее замедленное затвердевание отливки по параболической кривой. Это объясняют тем, что в процессе прогрева литейной формы уменьшается количество тепла, которое может аккумулировать материал литейной формы. Таким образом, согласно уравнению квадратного корня скорость затвердевания в центральной (осевой) зоне отливки должна уменьшаться.

Реальные условия процесса кристаллизации отличаются от теоретических расчетов. Экспериментальными исследованиями с помощью термопар установлено ускоренное затвердевание не только поверхностной, но и центральной (осевой) части отливки [4-6]. Причиной этого явления называют возможную ликвацию химических элементов в осевую зону отливки. Предполагают, что происходит «увеличение переохлаждения (скорости охлаждения) последних участков жидкости в сердцевине отливки» [5 стр. 272]. Однако объяснение причины увеличения скорости охлаждения в центре отливки отсутствует.

Установлено ускоренное затвердевание осевой зоны отливок из различных видов сплавов: алюминия, алюминия с 3,84 % Si, 7,55 % Si, и 12,77 % Si, железо армо, сталь с 0,4 % C и 0,93 % C, чугун с 4,84 % C, чугун с 3,45 % C и 4,00 % Si [6]. Объяснить это ликвацией химических элементов невозможно.

Анализ изменения скорости кристаллизации по радиусу отливок показал, что закону «квадратного корня» полностью подчиняется только начальная стадия затвердевания. В осевой части отливки перемещение границы солидус и выливаемости происходит с ускорением не только в шаровой и цилиндрической форме, но и в плоской отливке.

Цель - разработать физическую модель процесса кристаллизации осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм.

Изложение основного материала исследований

Результаты экспериментальных замеров температуры охлаждения чугуна с шаровидной формой графита в комбинированной кокильной и песчано-глинистой цилиндрических формах [7] обработали в виде, представленном на рис. 1. По показаниям экспериментальных кривых охлаждения, полученных с помощью термопар, установленных на расстоянии 225, 150, 90, 17 мм, соответственно, от внутренней

поверхности кокиля, рассчитали скорость охлаждения (V , °C/мин) чугуна в интервале температур ликвидус-солидус (1 на рис. 1). При радиусе отливки 225 мм наружный слой толщиной до 45 мм охлаждается со скоростью от 60 до 10 °C/мин, а ее осевой слой такой же толщины от 0,22 до 0,20 °C/мин, т.е. в 300–45 раз медленнее.

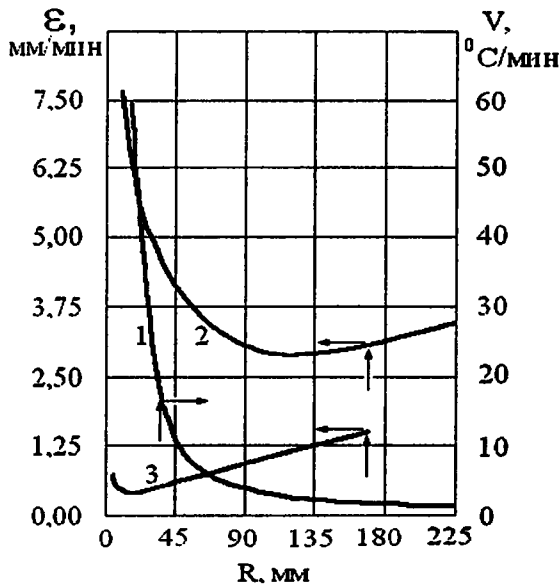


Рис. 1. Скорость охлаждения в интервале температур ликвидус-солидус (V , °C/мин) и скорость продвижения фронта затвердевания солидус (ϵ , мм/мин) в цилиндрической отливке из чугуна с шаровидной формой графита в кокиле Ø450 мм и песчано-глинистой форме Ø330 мм

Несмотря на постоянное уменьшение скорости охлаждения металла от поверхности в глубину отливки радиусом 225 мм, скорость продвижения фронта затвердевания солидус (2 на рис. 1) уменьшается только до глубины ~115 мм, где составляет 2,88 мм/мин. Затем, начиная со 130 мм, скорость продвижения фронта затвердевания возрастает и в осевой зоне достигает 3,46 мм/мин, что в 1,2 раза выше, чем на глубине 115 мм.

При охлаждении этой отливки в песчано-глинистой части формы радиусом 165 мм скорость продвижения фронта затвердевания солидус (3 на рис. 1) уменьшается с 0,74 до 0,41 мм/мин на глубине 17 мм, а затем возрастает в ~2 раза до 1,47 мм/мин в осевой зоне отливки.

Таким образом, в процессе затвердевания происходит нагрев литейной формы и уменьшается количество тепла, которое отводится от отливки. Несмотря на уменьшение скорости охлаждения сплава в интервале температур ликвидус-солидус от поверхности в глубь отливки скорость продвижения фронта затвердевания солидус сначала уменьшается, а затем возрастает в осевой зоне отливки как в кокильной, так и в песчано-глинистых частях формы. Это также подтверждается экспериментальными замерами для отливок, имеющих форму шара, цилиндра и пластины [6].

Затвердевание центральных зон отливок происходит по гетерогенному механизму, т.к. в рассматриваемый момент времени расплав уже содержит твердую

фазу, а, например, границы солидус и выливания соответствуют температурам, которые меньше ликвидус.

Поэтому в рассматриваемой теплофизической модели ускоренное затвердевание центральных зон отливок обусловлено увеличением количества растущих центров кристаллизации на единицу поверхности фронта затвердевания при его сужении в осевой зоне. Так, на рис. 2 приведена макроструктура бочки прокатного вала, охлаждение которого происходило в чугунном кокиле диаметром 450 мм [7]. Четко прослеживается сквозная столбчатость от поверхности к осевой зоне.

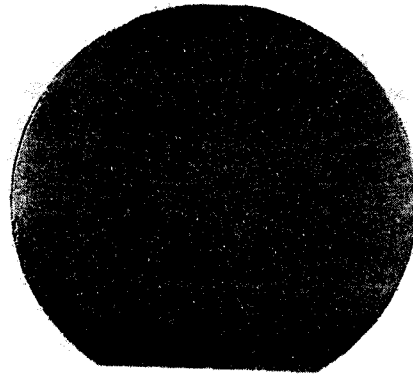


Рис. 2. Макроструктура бочки прокатного вала из чугуна с шаровидной формой графита Ø 450 мм (в осевой зоне виден след горячего спая термопары) [7]

Поэтому в предлагаемой схеме при продвижении фронта затвердевания от поверхности теплоотвода к центру (рис. 3) наблюдается увеличение количества центров кристаллизации на единицу поверхности или объема сплава в осевой зоне отливки.

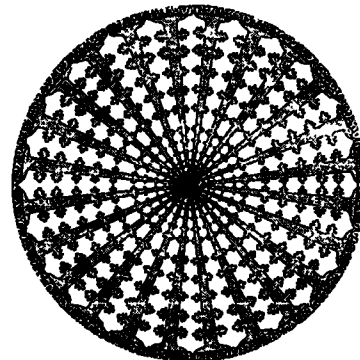


Рис. 3. Схема теплофизической модели затвердевания цилиндрической и шаровой отливок при сужении фронта затвердевания в осевой зоне

Если принять количество центров кристаллизации N , растущих от поверхности отливки к центральной (осевой) зоне, равным единице, то их количество N_R на единицу поверхности шаровой отливки радиусом R составит

$$N_{Rb} = \frac{N}{S_R}, \quad (1)$$

где S_R — площадь поверхности шаровой отливки радиусом R .

В процессе затвердевания уменьшается толщина

не затвердевшего слоя металла γ от $r/R = 1$ на поверхности отливки до $r/R = 0$ в центральной (осевой) зоне. Если в первом приближении принять одинаковое количество растущих центров кристаллизации N на поверхности и в глубине отливки, то при радиусе не затвердевшего слоя металла γ их количество N_{rb} на единицу поверхности шаровой отливки составит

$$N_{rb} = \frac{N}{S_r}, \quad (2)$$

где S_r – площадь поверхности не затвердевшего слоя металла радиусом γ в шаровой отливке радиусом R .

Приравняв (1) и (2) по N и выразив площадь S через радиус рассматриваемой зоны отливки, получим количество центров кристаллизации K_{rb} на единицу поверхности шаровой отливки радиусом R

$$N_{rb} 4\pi r^2 = N_{Rb} 4\pi R^2 \quad \text{или} \\ N_{rb} = N_{Rb} \frac{R^2}{r^2}. \quad (3)$$

Количество центров кристаллизации K_{rb} на единицу объема шаровой отливки радиусом R составит

$$K_{Rb} = \frac{N}{V_R}, \quad (4)$$

где V_R – объем шаровой отливки радиусом R .

В процессе затвердевания уменьшается толщина не затвердевшего слоя металла с R до γ . Если в первом приближении принять одинаковое количество растущих центров кристаллизации N на поверхности и в глубине отливки, то их количество на единицу объема шаровой отливки K_{rb} составит

$$K_{rb} = \frac{N}{V_r}, \quad (5)$$

где V_r – объем не затвердевшего слоя металла радиусом γ в шаровой отливке радиусом отливки R .

Приравняв (4) и (5) по N и выразив объем через радиус рассматриваемой зоны отливки, получим количество центров кристаллизации K_{rb} на единицу объема шаровой отливки радиусом R

$$K_R \frac{4}{3} \pi R^3 = K_{rb} \frac{4}{3} \pi r^3 \quad \text{или} \\ K_{rb} = K_R \frac{R^3}{r^3}. \quad (6)$$

Аналогичные по схеме расчеты выполнены для цилиндрической полубесконечной отливки. Количество центров кристаллизации N_{rc} на единицу поверхности цилиндрической отливки составит

$$N_{rc} = N_{RC} \frac{R}{r} \quad (7)$$

Количество центров кристаллизации K_{rc} на единицу объема цилиндрической отливки составит

$$K_{rc} = K_{RC} \frac{R^2}{r^2} \quad (8)$$

Для плоской полубесконечной отливки количество центров кристаллизации N_{rp} на единицу поверхности составит

$$N_{rp} = N_{RP} \quad (9)$$

Для плоской полубесконечной отливки количество центров кристаллизации K_{rp} на единицу объема составит

$$K_{rp} = K_{RP} \frac{R}{r} \quad (10)$$

Все выведенные формулы для модели процесса кристаллизации осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм сведены в таблице.

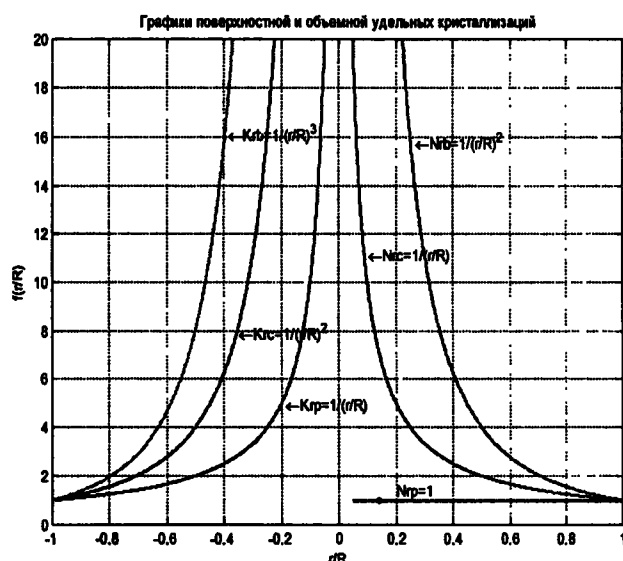


Рис. 4. Влияние положения фронта затвердевания по глубине отливок различной конфигурации на изменение количества центров кристаллизации на единицу поверхности (N_r) и объема (K_r) затвердевающего сплава: R – радиус (половина толщины) отливки; γ – не затвердевшая часть металла; $r/R = 0$ – осевая зона отливок; $r/R = 1$, $r/R = -1$ – наружная поверхность отливок; индексы для конфигурации отливок: p – плоская полубесконечная пластина; c – цилиндр полубесконечный; b – шар; $N_R = 1$, $K_R = 1$ на поверхности отливок

Сравнительный анализ полученных формул (рис. 4) показал, что после затвердевания 0,5R шаровой отливки количество центров кристаллизации на единицу поверхности будет в 4 раза больше, чем в слое отливки, прилегающем к литейной форме. Для цилиндрической отливки при 0,5R количество центров кристаллизации на единицу поверхности увеличивается в 2 раза, а для плоской отливки – остается неизменным. При затвердевании осевых зон реальных отливок «...ускорение имеет место не только в сферических и цилиндрических отливках, но и в плоских» [6, с. 185].

Таблица. Количество центров кристаллизации на единицу поверхности N_p и объема K_v отливок различной конфигурации при уменьшении толщины не затвердевшего слоя отливки

Конфигурация отливки	Количество центров кристаллизации при изменении толщины не затвердевшего слоя отливки от R до r	
	на единицу поверхности отливки	на единицу объема отливки
Плоская полубесконечная	$N_{rp} = N_{Rp}$	$K_{rp} = K_{Rp} \frac{R}{r}$
Цилиндр полубесконечный	$N_{rc} = N_{Rc} \frac{R}{r}$	$K_{rc} = K_{Rc} \frac{R^2}{r^2}$
Шар	$N_{rb} = N_{Rb} \frac{R^2}{r^2}$	$K_{rb} = K_{Rb} \frac{R^3}{r^3}$

Этому условию отвечают только формулы, полученные для расчета количества центров кристаллизации на единицу объема не затвердевшей части отливки. Для плоской отливки при 0,5R количество центров кристаллизации увеличивается в 2 раза, при затвердевании цилиндрической отливки – в 4 раза, а при затвердевании шаровой – в 8 раз. Максимальная скорость затвердевания фиксируется в осевой зоне по выполненным расчетам и в экспериментальных замерах с помощью термопар.

Выводы

1. Экспериментальные исследования процесса затвердевания отливок из различных сплавов выявили ускоренное затвердевание осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм. Это происходит несмотря на непрерывное уменьшение теплоотвода в литейную форму и уменьшение скорости охлаждения сплава в интервале температур ликвидус-солидус. Причины этого процесса не выявлены.

2. Разработана физическая модель процесса ускоренного затвердевания центральных зон отливок

из различных сплавов, которая основывается на гипотезе об увеличении количества растущих центров кристаллизации при сужении фронта затвердевания в осевой зоне шаровых, цилиндрических и плоских отливок.

3. Расчетные формулы позволили установить, что условию ускоренного затвердевания центральных зон отливок отвечают только формулы, полученные для расчета количества центров кристаллизации на единицу объема не затвердевшей части отливки.

Библиографический список

1. Баландин Г.Ф. Основы теории формирования отливок. Т. 1. - М.: Машиностроение, 1976. - 328 с.
2. Раддл Р.У. Затвердевание отливок / Пер. с англ. - М.: Машгиз, 1960. - 392 с.
3. Хворинов Н.И. Кристаллизация и неоднородность стали / Пер. с чеш. - М.: Машгиз, 1958. - 392 с.
4. Вейник А.И. Тепловые основы литья. - М.: Машгиз, 1953. - 383 с.
5. Бунин К.П., Малиночка Я.Н., Таран Ю.Н. Основы металлографии чугуна. - М.: Металлургия, 1969. - 415 с.
6. Гуляев Б.Б. Литейные процессы. - М.-Л.: Машгиз, 1960. - 416 с.
7. Лейбензон В.А., Пилушенко В.Л., Кондратенко В.М. и др. Затвердевание металлов и металлических композиций / Уч. для вузов. - К.: Наукова думка, 2009. - 410 с.

Поступила 04.04.2013

Вниманию подписчиков, авторов, рекламодателей !

Журнал публикует материалы, связанные с памяtnыми датами предприятий и юбилеями известных ученых-металлургов, руководителей предприятий.

Просим заблаговременно представлять материалы в редакцию.

к.т. 0562-46-12-95

факс 0562-46-12-95

Влияние титана и редкоземельных металлов на структуру износостойкого высокохромистого чугуна

Изучено совместное влияние титана и редкоземельных металлов на структуру износостойкого высокохромистого чугуна 280Х20Г4Л. Исследованиями макро- и микроструктуры установлено, что модифицирование чугуна присадками титана и редкоземельных металлов существенно влияет на структуру исходного чугуна. При этом уменьшается ширина и длина первичных дендритов аустенита, измельчается эвтектика. Определены оптимальные количества присадок титана и редкоземельных металлов. Ил. 4. Табл. 2. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: износостойкий высокохромистый чугун, макроструктура, микроструктура, модифицирование, первичные дендриты аустенита, редкоземельные металлы, титан

Studied the combined effect of titanium and rare earth metals on the structure of the wear-resistant high chrome cast iron 280H20G4L. Studies macro-and microstructure found that modifying additives iron titanium and rare earth metals affects the structure of the original cast iron. This reduces the width and length of the primary austenite dendrites, crushed eutectic. The optimum amount of additive titanium and rare earth metals.

Keywords: wear-resistant high chrome cast iron, macrostructure, microstructure, modify, primary austenite dendrites, rare earth metals, titanium.

Состояние вопроса

Для работы в условиях интенсивного абразивного изнашивания применяют белые износостойкие высокохромистые чугуны (ВХЧ). Высокая стойкость этих чугунов обеспечивается структурой, состоящей из карбидов хрома типа $(Cr, Fe)_7C_3$, расположенных в аустенитной, мартенситной или мартенситно-аустенитной матрице. Такая структура в высокой степени отвечает требованиям принципа Шарпи, поэтому высокохромистые чугуны как литейный материал не имеют конкурентов среди сплавов для работы в экстремальных условиях абразивного изнашивания без значительных ударных нагрузок.

На практике используют в основном эвтектические и доэвтектические ВХЧ, поскольку заэвтектические несмотря на большую твердость, имеют высокую хрупкость и плохие технологические свойства. Одним из недостатков доэвтектических чугунов является наличие в структуре значительного количества первичного аустенита, который имеет микротвердость ниже, чем у карбидов и эвтектики, поэтому изнашивается быстрее и ускоряет износ всей детали.

Улучшить структуру износостойких хромистых чугунов можно дополнительным микролегированием и модифицированием [1]. Повысить износостойкость относительно мягких участков аустенита (бывшего аустенита), и таким образом всего сплава, можно упрочнением его мелкодисперсными карбидами или карбонитридами таких элементов как титан, ванадий, ниобий. Из многих элементов, образующих высокотвердые карбиды, наиболее перспективным является титан.

Редкоземельные металлы (РЗМ) довольно широко применяют при производстве высокопрочного чугуна, специальных сталей, особенно коррозион-

ностойких, жаропрочных и жаростойких [2]. К сожалению РЗМ практически не используют при производстве износостойких ВХЧ. Это связано с тем, что, с одной стороны, при модифицировании высокохромистых чугунов редкоземельными металлами эффект влияния на их структуру и свойства не такой заметный, как для некоторых групп специальных сталей и высокопрочного чугуна. С другой стороны, данные по влиянию РЗМ на свойства ВХЧ ограничены и часто противоречивы [1, 2]. Нет однозначных рекомендаций по количеству вводимых добавок РЗМ и технологии ввода их в сплав для конкретных марок износостойких хромистых чугунов. Неправильно выбранная технология модифицирования высокохромистых чугунов добавками РЗМ может привести к отсутствию эффекта улучшения структуры сплавов, или даже ухудшения некоторых свойств.

Цель исследований

Целью данного исследования является изучение совместного влияния титана и редкоземельных элементов на структуру износостойкого ВХЧ.

Методика исследований

В качестве исходного чугуна использовали ВХЧ следующего химического состава, %: 2,8 С; 0,8 Si; 4,3 Mn; 20,5 Cr; $\leq 0,05$ S; $\leq 0,05$ P. Чугун выплавляли в индукционной печи ИСТ-006 с кислой футеровкой. Разливку расплава осуществляли фракционно. Титан вводили в виде ферротитана ФТи35 в тигель печи в конце плавки, предварительно раскислив сплав 0,2 % алюминия. РЗМ в виде лигатуры Мц50Ж3 с содержанием 45-50 % Ce, 20-30 % La, 10-15 % Nd вводили в тигель печи непосредственно перед выпуском металла. Всего заливали 4 порции металла: исходную и обработанные РЗМ в количествах 0,1, 0,2 и 0,5 % по расчету. Содержание титана не изменялось и составляло 0,15-0,2 % (для порций 2-4). Образцы заливали

в сухие, окрашенные дистен-силиманитовой краской, песчано-глинистые формы при температурах 1380-1400 °С.

Для исследования структуры использовали образцы, вырезанные из центральной части литых призматических образцов размерами 100×30×20 мм. Шлифы для анализа микроструктуры изготавливали по стандартной методике, травление производили 4 % раствором азотной кислоты в этиловом спирте. Металлографическое исследование шлифов осуществляли в центральной части, поскольку в этом месте сплав имеет более грубую структуру и более развит дендритный рисунок. Микроструктуру изучали на микроскопе Neophot 21, а также на растрово-электронном микроскопе РЭМ 106и, на этом же микроскопе изучали локальный химсостав отдельных фаз.

Основные результаты

Исследованиями макроструктуры установлено, что в образцах, не модифицированных РЗМ, в центральной части есть зона размерами приблизительно 5×15 мм, которая соответствует зоне равноосных кристаллов (рис. 1). В модифицированных образцах эта зона практически отсутствует.

Присадки в чугун титана совместно с РЗМ заметно измельчают структуру исходного ВХЧ (рис. 2). В центральной части образцов значительно уменьшается ширина и особенно длина дендритов первичного аустенита. Очевидно, церий и его соединения, образовавшиеся перед кристаллизацией сплава, откладываются как поверхностно-активные вещества на границе растущих дендритов аустенита, ограничивая их рост. Кроме этого, в сплаве, содержащем 0,1 % РЗМ эвтектика $\gamma + (\text{Cr, Fe})_7\text{C}_3$ имеет более мелкодисперсное строение.

Титан образует карбиды и карбонитриды, которые расположены в основном в аустенитной матрице и на границах фаз матрица-карбид (рис. 3а). В карбидах хрома их значительно меньше. Учитывая соответствие типов кристаллических решеток они могут выступать центрами кристаллизации аустенита, и, таким образом, инокулировать расплав.

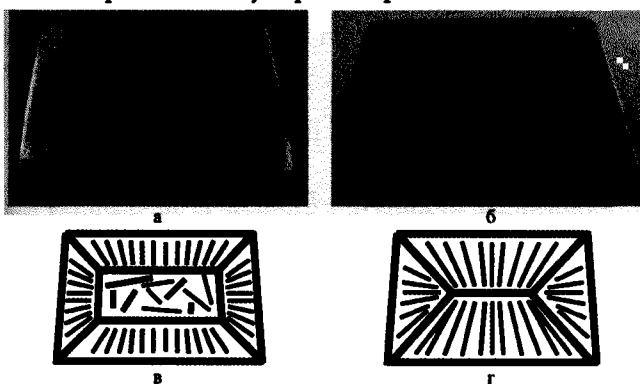


Рис. 1. Макроструктура (а, б) и схема кристаллизации (в, г) хромомарганцевого чугуна 280X20G4Л не модифицированного (а, в) и модифицированного присадками титана и РЗМ (б, г)

В тоже время тугоплавкие частички TiC или Ti(C,N), которые образовались до кристаллизации основной массы расплава, находясь на границе зе-

рен, могут эффективно противостоять росту фаз, измельчать их и способствовать эффекту модифицирования чугуна. По данным некоторых работ [1, 3] карбиды титана также могут выступать зародышами для образования первичных шестигранных карбидов хрома $(\text{Cr, Fe})_7\text{C}_3$, и измельчать их.

РЗМ эффективно связывают серу и кислород в ВХЧ и находятся в составе сульфидов и окисульфидов (рис. 3) преимущественно сферической формы (на электронном снимке – белые включения), других соединений РЗМ не выявлено. Окисульфиды РЗМ равномерно распределены в структуре, их количество растет с увеличением общего содержания РЗМ в сплаве. Кроме того, встречаются включения, в которых сульфид РЗМ находится рядом с карбонитридом титана (рис. 3б) (сульфид находится внутри карбонитрида). Локальным точечным химанализом (табл. 1) установлено, что точка 2 – это окисульфид РЗМ (рис. 3б), расположенный в карбонитриде титана (точка 3 на рис. 3б), однако и в сульфиде и в карбиде есть и титан и РЗМ (La, Ce). Учитывая высокое сродство титана к сере, можно предположить, что это окикарбосульфид сложного химического состава. Исследованиями структуры травленных образцов при больших увеличениях на оптическом, а также на сканирующем электронном микроскопе установлено, что в составе дендритов аустенита модифицированных РЗМ и титаном чугунов обнаруживаются мелкие частички размерами 1-4 мкм (рис. 4б).

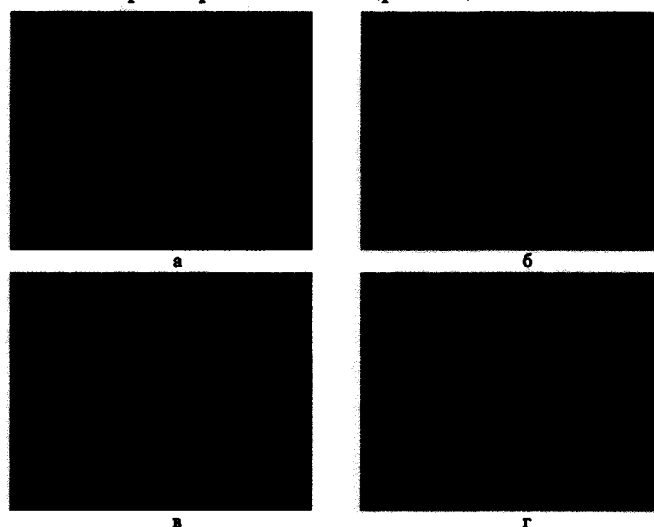


Рис. 2. Микроструктура хромомарганцевого чугуна 280X20G4Л в зависимости от присадки титана и РЗМ (х 100), %: а – 0,0 РЗМ, 0,0 Тi; б – 0,1 РЗМ, 0,2 Тi; в – 0,2 РЗМ, 0,15 Тi; г – 0,5 РЗМ, 0,15 Тi

Наибольшее количество таких включений обнаружено в сплавах с содержанием РЗМ 0,2 и 0,5 %. По-видимому, это мелкодисперсные карбиды хрома типа $(\text{Cr, Fe, Mn})_7\text{C}_3$ (рис. 4), не входящие в состав эвтектики. Об этом подтверждают данные локального точечного химанализа (рис. 4, табл. 2). Вероятнее всего, мелкие включения карбидов, обнаруженные в модифицированном сплаве, образовались в процессе кристаллизации на очень мелких частичках РЗМ или их соединений, т.е. эти соединения являются дополнительными центрами кристаллизации. К подобным

Таблица 1. Химический состав хромомарганцевого чугуна (к рис. 3б)

Инд. точки	Содержание химических элементов в точке, %										
	Si	Mn	Cr	Ti	P	S	Ce	La	Nd	Pr	Fe
1	0,33	3,91	3,79	0	0,09	0,04	0	0	0	0	91,84
2	0,02	0,65	4,81	24,85	0,18	3,53	24,21	34,40	4,62	0,46	2,25
3	0,24	0,38	4,82	54,93	0,22	0,05	2,84	30,61	0	0	5,90
4	0,19	0,81	13,54	0,87	0,13	3,80	27,26	13,51	14,28	11,36	14,23
5	0,08	3,14	56,21	0	0,13	0,17	0	0	0	0	40,27

Таблица 2. Химический состав хромомарганцевого чугуна (к рис. 4)

Инд. точки	Содержание химических элементов в точке, %										
	Si	Mn	Cr	Ti	P	S	Ce	La	Nd	Pr	Fe
Рис. 4в	0,18	3,57	47,57	0	0,15	0,01	0	0	0	0	48,52
Рис. 4г	0,13	4,17	33,53	0	0,11	0,10	0	0	0	0	61,96

выводам пришли авторы статьи [4], однако они не анализировали природу и химсостав этих частиц.

В структуре реальных промышленных отливок, даже эвтектических составов, рядом с эвтектическими участками вследствие отклонений по химическому составу, ликвации и т.п. обычно содержится значительное количество первичных дендритов аустенита. Эти участки структуры имеют более низкую микротвердость и в процессе эксплуатации детали изнашиваются в первую очередь, ускоряя этим износ всей поверхности детали. Поэтому упрочнение первичных дендритов аустенита мелкодисперсными твердыми карбидами и карбонитридами способствует повышению абразивной износостойкости металла отливки.

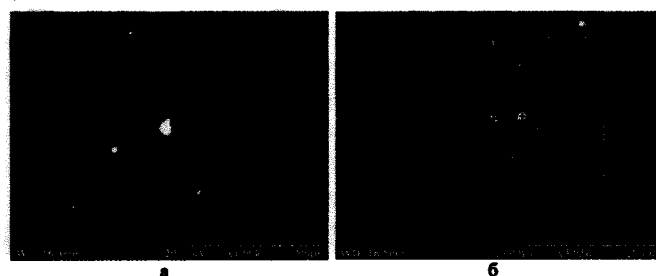


Рис. 3. Микроструктура хромомарганцевого чугуна 280X20G4Л, содержащего присадки титана и РЗМ $\times 1000$ (а) и $\times 4000$ (б)

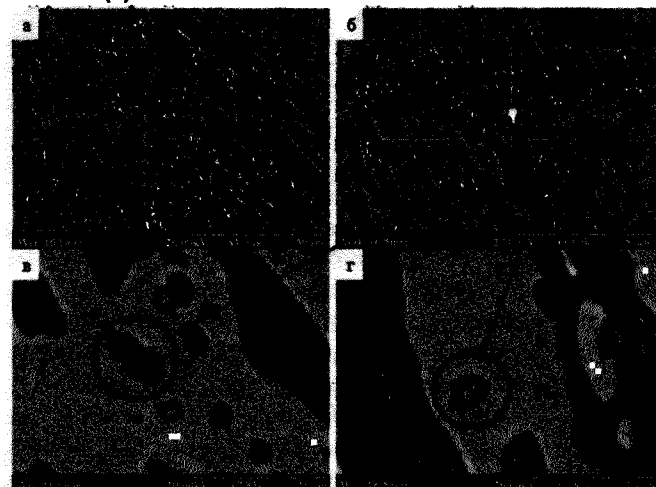


Рис. 4. Микроструктура хромомарганцевого чугуна 280X20G4Л в исходном состоянии (а), модифицированного присадками 0,15 % титана и 0,2 % РЗМ (б), и включения карбидов (в, г)

Выводы

1. Модифицирование высокохромистого чугуна (хромомарганцевого) присадками титана и РЗМ существенно влияет на структуру сплава. При этом уменьшается ширина и длина первичных дендритов аустенита, измельчается эвтектика.

2. В чугуне, обработанном РЗМ, в дендритах аустенита присутствуют дисперсные хромистые карбиды, которые повышают микротвердость первичного аустенита (с 3,2 до 4,2 ГПа). Упрочнение аустенита мелкодисперсными твердыми карбидами и карбонитридами способствует повышению абразивной износостойкости металла отливки.

3. Для улучшения структуры, нейтрализации влияния вредных примесей, высокохромистые (хромомарганцевые) чугуны целесообразно во время выпуска из плавильного агрегата дополнительно обрабатывать присадками титана в количествах 0,15-0,2 % и РЗМ в количествах 0,15-0,25 % по расчету.

Библиографический список

1. Гарбер М.Е. Износостойкие белые чугуны: свойства, структура, технология, эксплуатация. – М.: Машиностроение, 2010. – 280 с.
2. Модифицирование и микролегирование чугуна и стали / Я.Е. Гольштейн, В.Г. Мизин. – М.: Металлургия, 1986. – 272 с.
3. Effect of titanium on the morphology of primary M7C3 carbides in hypereutectic high chromium white iron / Xiaojun Wu, Jiandong Xing, Hanguang Fu, Xiaohui Zhi // Materials Science and Engineering A. – 2007. – Vol. 457. – P. 180-185.
4. Modification of Fe-Cr-C alloys using mischmetal / K. Peev, M. Radulovic, M. Fiset // Journal of materials science letters. – 1994. – № 13. – P. 112-114.

Поступила 10.04.2013

УДК 669.017.3:669.15

Яценко А.И. /к.т.н./

ИЧМ

Хрычиков В.Е. /д.т.н./

НМетАУ

Заренбин В.Г. /д.т.н./, Татарчук А.В. /к.т.н./

ГВУЗ «ПГАСА»

Дендриты и зерна в низкоуглеродистых сталях

Уточнены представления о механизме образования структур в ферритных сталях конструкционного типа с полиморфным превращением $\delta \rightarrow \gamma$. Показаны существенные особенности полиморфных превращений после затвердевания низко-углеродистых легированных сталей конструкционного типа в связи с образованием полигональных наследственных субструктур. Ил. 5. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: низкоуглеродистые стали, дендриты, зерна, полиморфные превращения, структура

Refined understanding of the mechanism of pattern formation in ferritic steels, structural type of a polymorphic transformation $\delta \rightarrow \gamma$. Showing the essential features of polymorphic transformations after the solidification of low-carbon alloy steel structural type due to the formation of polygonal genetic substructure.

Keywords: low-carbon steel, dendrites, grains, polymorphic transformations, structure.

Постановка проблемы

Анализ фазово-концентрационных и морфологических особенностей структуры при кристаллизации и твердофазных превращениях в сталях с высокотемпературным начальным состоянием « δ -феррита» - важная часть процесса производства микролегированных и модифицированных современных сталей для отливок, листового и сортового проката. Существенными факторами могут быть особенности строения первичного (избыточного) « δ -феррита», микронеоднородность (дендритная ликвация), химическая и морфологическая наследственность, эффекты первичной рекристаллизации δ -фазы, полиморфного превращения $\delta \rightarrow \gamma$, текстурообразования и др.

С 60-70 гг. XX столетия многим исследователями (Франция – Philibert, Crussard, Япония – Morita, Tanaka, СССР – Гречный, Голиков, Масленков, Малиночка и др.) накоплен материал, в основном, - по вопросам дендритной ликвации в сплавах на основе железа. Слабее изучена твердофазная сегрегация особенно при наследственности структур, некоторые положения которой изложены в [1]. Опытные данные, полученные при исследовании структуры в сплавах на основе железа при затвердевании и в твердофазных высокотемпературных интервалах, позволяют их пополнить.

Изложение основного материала исследований

Цель работы – выявление связи состава и строения дендритной и зеренной структуры в сталях конструкционного типа с полиморфным превращением $\delta \rightarrow \gamma$.

Материал исследований – ферритные и феррито-аустенитные модельные сплавы и стали с $\alpha(\delta)$ и γ – стабилизаторами (Al, Si, Cr, P, Mo, Cu, Ni и др.). Содержание углерода в сталях 0,01-0,50 %, легирующих добавок – до 5,0–8,0 %. Методика комплексной количественной металлографии приведена в [1-3].

Как уже показано, при закалке расплавов можно

следить за процессами дендритной кристаллизации, используя анализ конечных структур, подобно твердофазным превращениям «концентрация–температура–время» (C-T-T), особенно при повышенном легировании (например, Al, Si > 4,0-5,0 %). Например, начало однофазной дендритной кристаллизации приведено на рис. 1а – дендрит с продолжением упорядоченного ячеистого роста боковых ветвей в жидкости и на рис. 1б – дендрит самостоятельный, «автономный» от остаточной жидкости при переохлаждении.

В полностью затвердевших первично-ферритных сталях можно отчетливо выявить исходное строение ферритных «матричных» дендритов, возникшие внутрикристаллитные и межкристаллитные твердорастворные границы, а также видимые следы их рекристаллизационного смещения (рис. 2а-г). По видимому, именно в подобном состоянии морфология начальных структур видна наиболее определенно, без усложнения другими твердофазными процессами (твердорастворной рекристаллизацией, образованием промежуточных фаз, коалесценцией и пр.).

Процессы зернограницной–межкристаллитной миграции идут с сохранением исходного первично-ферритного фазового фона, без обязательных признаков сегрегационных выделений или полиморфизма, т.е. являются типичной диффузионной кристаллической перестройкой устойчивой твердорастворной матрицы. Но междендритные границы могут оказаться практически заторможенными в случае местных микропревращений – дисперсных выделений карбонида, фосфида и пр.

Интересно, что стимулировать растворные и выделительные межзеренные процессы можно циклическими обработками «нагрев-охлаждение» δ -ферритных сплавов ($\geq 1000-1200$ °C). Также инициировать зарождение межзеренного образования карбида или аустенита возможно при непрерывных или ступенчатых температурных режимах.

В общем, процессы концентрационно-морфологических изменений в первично-ферритных сталях связаны с комплексом преобразований кристаллической решетки – текстурованностью, первичной рекристаллизацией, полиморфностью – итогом изменений фазового энергетического потенциала. Соответствующие структурные признаки иногда требуют специальных условий определения, напри-

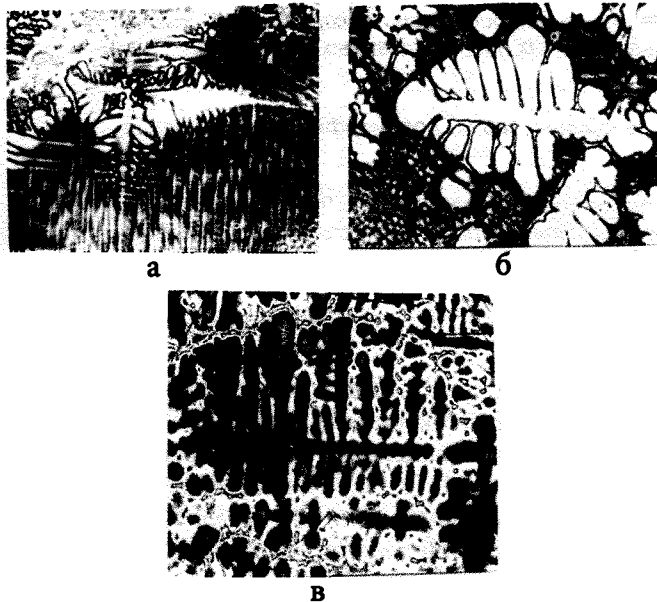


Рис. 1. Структура дендритов при кристаллизации низкоуглеродистых сталей: а – дендриты и упорядоченная остаточная жидкость в сплаве с $C = 0,05\%$, $Si = 0,25\%$; б – автономные дендриты в жидкости в сплаве с $C = 0,03\%$, $Si = 0,50\%$; в – окончание затвердевания сплава с $C = 0,05\%$, $Si = 0,20\%$; а, в – $\times 100$; б – $\times 200$; травление пикратом натрия

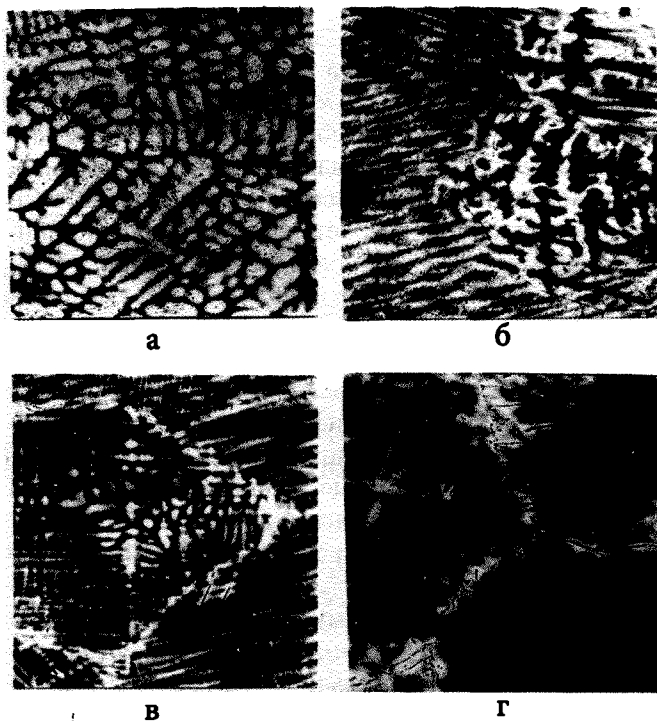


Рис. 2. Первичная рекристаллизация и границы зерен в дендритной структуре стали с δ -стабилизаторами: а, б – сплав с содержанием $C = 0,1\%$; $Al = 2\%$; $Si = 0,08\%$, $Mn = 0,45\%$; в, г – сплав с содержанием $C = 0,05\%$, $Si = 2,26\%$; а – $\times 200$; б, в, г – $\times 100$; травление пикратом натрия

мер, связь текстур и морфологии промежуточных фаз. Естественно, стали с полиморфным превращением $Fe_3C \rightarrow Fe_3C$ при кристаллизации или в твердофазном состоянии представляют наиболее сложные структурные варианты.

Можно полагать, что процессы образования литой полигонально-зеренной структуры ($\delta \rightarrow \gamma$ или $\delta + \gamma \rightarrow \gamma$) полностью обеспечиваются общими энергетическими факторами кристаллических преобразований матричной фазы, как предельными состояниями – без диффузии элементов твердого раствора, в отличие от твердофазной диффузии. Комплексный анализ показывает условную схематичность такого понятия. В этом случае также реализуются диффузионные изменения, часто – в разных вариациях: поверхностно-зеренной сегрегации, коалесценции, образовании дополнительных межзеренных и субзеренных внутриматричных границ, особенно в ячеисто-полиморфных аустенитных структурах.

Перитектическое превращение всегда требует непосредственную связь матричных твердых растворов с жидкостью. Мы прослеживали начало и ход образования аустенита при фазовом контакте δ , γ и δ в сплавах с повышенной устойчивостью « δ -феррита» при введении Al , Si , $Cr > 3,0-5,0\%$.

При изотермических выдержках аустенит образуется на границе δ/γ в виде зерен, с преимущественным ростом от дендритов в остаточную жидкость. Контакт соседних γ -зерен может создавать пленочные участки



Рис. 3. Начало образования перитектического аустенита (зерна γ при фазовом контакте δ/γ): а, б – сплав с $C = 0,5\%$, $Si = 8,0\%$; а – $\times 800$, б – $\times 1500$, травление пикратом натрия

вокруг δ -дендритных ветвей (рис. 3а, б).

При закалочном охлаждении возможно также выделение дополнительно тонкой пленки γ вокруг дендритов. Охлаждение обычно сопровождается обратным превращением $\gamma \rightarrow \delta$ в наружных слоях дендритов. Иногда возможна иная последовательность превращения в сплавах с повышенным содержанием Si , P : появление внутри дендритных выделений аустенита (блоки, речные пакеты), без начального контакта γ/δ .

По существу, это не перитектическое, но раздельное по стадиям фазово-полиморфное превращение $\delta \rightarrow \gamma$ и $\delta \rightarrow \gamma$. Для образующихся начальных структур, в принципе, характерна обратимость этих стадий. При этом может сохраняться межфазовый ровный фронт. Вероятно, это следствие высокотемпературного механизма диффузионной перестройки решеток $\gamma \leftrightarrow \delta$ при интенсивной атомной передвижке, указывающее на равномерность упорядоченного фазового превращения. Но, конечно, и в этих условиях не ис-

ключены эффекты дислокационных перемещений. Как мы нередко отмечали, в легированных δ -сплавах достаточно распространены структуры с пластинчатой морфологией фаз внедрения. (рис. 4а, б).

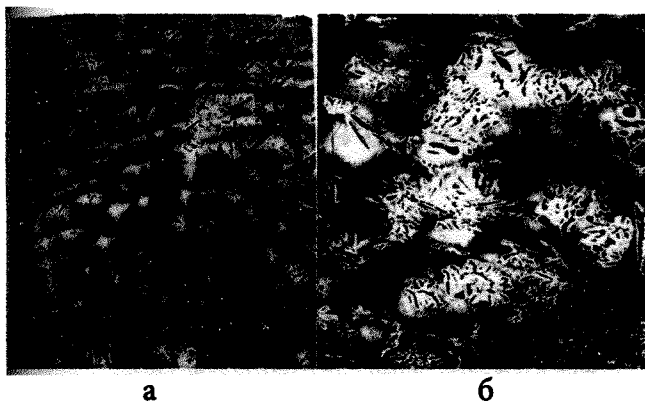


Рис. 4. Частичное превращение $\delta \rightarrow \gamma$ при закалке от 1300 °С: а – сплав с C = 0,17 %, Si = 2,5 %, Mn = 0,5 %; б – сплав с C = 0,04 %, Si = 2,0 %, Mn = 0,8 %; а – охлаждение 100 °С/мин; б – 10 °С/мин; а – х50; б – х300; травление пикратом натрия

Они явно имеют сдвигово-деформационное происхождение при определенных комбинациях с диффузионными процессами.

Это дает основание для пересмотра представлений о механизме фазовых выделительных и полиморфных процессов внутри матричных зерен и на межзеренных границах.

В некоторых сплавах «условно-критического состава», вероятно, фазово-энергетические и концентрационные условия могут обеспечить интенсивный внутрикристаллитный когерентный механизм превращения $\delta \rightarrow \gamma$, подобно ориентированному образованию промежуточных фаз. При ободковом росте аустенитного слоя на феррите создается «зубчато-пластинчатый фронт» $\delta \rightarrow \gamma$.

Механизм этого процесса – сдвиговая (дисло-

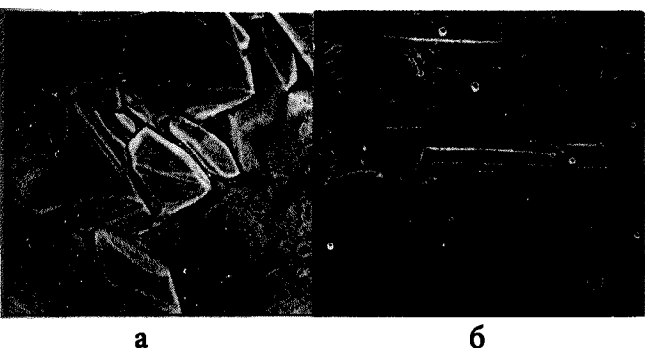


Рис. 5. Пластинно-блочная структура и двойники при $\delta \rightarrow \gamma$ превращении: а, б – сплав с C = 0,1 %, Si = 2,0 %; а, б – х200, в поляризованном свете, травлено ниталем

кационно-блочная) перестройка решетки ($\delta \rightarrow \gamma$), в сочетании с упорядочением блочной субструктуры и диффузионным перераспределением примесей (рис. 5а, б).

Тогда возможен упорядоченный рост пластин γ с торможением или непрерывным движением через межзеренные границы, внутризеренное двойникование, частичное сохранение границ исходных зерен, в сочетании с новыми упорядоченными пластинчатыми субзернами аустенита или их следами после цикла превращения $\delta \rightarrow \gamma \rightarrow \alpha$.

Изучение и использование этого эффекта – дополнительная возможность регулирования структурных параметров первично ферритных сталей.

Выводы

1. Уточнены представления о механизме образования структур в ферритных сталях конструкционного типа с полиморфным превращением $\delta \rightarrow \gamma$.

2. Показаны существенные особенности полиморфных превращений после затвердевания низкоуглеродистых легированных сталей конструкционного типа в связи с образованием полигональных наследственных субструктур.

Библиографический список

1. Яценко А.И., Хрычиков В.Е., Хохлова Т.С. и др. Кристаллизация и первичная структура конструкционных сталей. – Днепропетровск: Журфонд, 2010. – 225 с.
2. Бунин К.П. Железоуглеродистые сплавы. - К.-М.: Машгиз, 1949. – 168 с.
3. Яценко А.И., Марцинив Б.Ф., Репина Н.И.. Влияние легирования на первичную структуру сталей перитектического типа // Известия АН СССР. Металлы. - 1981. - № 5. - С. 92-98.
4. Fredrikss H, Stjerndal J, Solidification of iron-base alloys // Met.Sci. - 1982, 16. - № 12. - P. 575-585.
5. Калинушкин Е.П. Перитектическая кристаллизация легированных сплавов на основе железа. – Днепропетровск: Пороги, 2007. – 172 с.

Поступила 21.05.2013



Определение среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке тонких и особо тонких полос

Предложено новое решение для определения контактных нормальных напряжений при холодной прокатке с использованием уточненной модели напряжений трения, учитывающей кинематику очага деформации. На базе данного решения получена новая формула для определения среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке $p_{срс}$, верно отражающая особенности и закономерности фрикционного и упруго-пластического взаимодействия тонкой полосы с валками. Формула предназначена для расчета $p_{срс}$ при холодной прокатке тонких и особо тонких полос со смазкой, когда значения фактора формы l_c/h_{cp} очага деформации изменяются в диапазоне от 4 до 85 и более. Ил. 3. Табл. 3. Библиогр.: 8 назв.

Ключевые слова: холодная прокатка, тонкая полоса, среднее контактное напряжение, фактор формы, коэффициент напряженного состояния, сила, расчет, точность

A new solution for the determination of contact normal stresses in cold rolling using the improved model of friction stress, which takes into account the kinematics of the deformation zone. On the basis of this decision, we obtain a new formula for the determination of the average normal contact stress in the cold rolling $p_{срс}$, reflecting the true characteristics and laws of friction and elastic-plastic interactions with rolls of thin strip. The formula used to calculate $p_{срс}$ in cold rolling of thin and very thin lines with lubricant when the values of the form factor l_c/h_{cp} the deformation varies between 4 to 85 or more.

Keywords: cold rolling, thin strip, the average contact stress, the shape factor, the coefficient of the stress state, the power, the calculation accuracy.

При холодной прокатке тонких и особо тонких, значения параметров R/h_0 (где R, h_0 – радиус рабочих валков и толщина полосы на входе в очаг деформации) и l_c/h_{cp} (l_c, h_{cp} – длина очага деформации, рассчитанная с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы и средняя толщина полосы в очаге деформации), достигают, соответственно, 300–6000 и 15–75 и более. В этих условиях холодной прокатки решающее влияние на энергосиловые параметры, прежде всего на среднее контактное нормальное напряжение, оказывают упругие деформации валков и полосы и напряжения трения на контакте металла с инструментом. Поэтому для определения среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы $p_{срс}$, когда задача решается инженерными методами, пользуются следующей формулой, записанной в общем виде [1, 2]

$$p_{срс} = \frac{1}{2} \left(p_0 \frac{x_{on}}{l_c} + p_1 \frac{x_{in}}{l_c} \right) + p_{срс} \frac{l_a}{l_c}, \quad (1)$$

где p_0, p_1 – нормальные напряжения на границах упруго-пластического контакта полосы с валками соответственно в зонах отставания и опережения; x_{on}, x_{in} – протяженность участков контакта, вызванных соответственно упругим сжатием и упругим восстановлением полосы; $l_a, p_{срс}$ – протяженность участка

пластического контакта полосы с валками и среднее контактное нормальное напряжение на данном участке.

Для определения параметров $p_0, p_1, x_{on}/l_c, x_{in}/l_c, l_a/l_c$ входящих в формулу (1), имеются вполне корректные зависимости [1]. Основные трудности при реализации формулы (1) связаны с определением среднего контактного нормального напряжения на участке пластического контакта полосы с валками $p_{срс}$. Ранее нами было установлено [1], что использование решений А.И. Целикова, М.Д. Стоуна, Д. Блэнда и Г. Форда, А.А. Королева, А.В. Третьякова и др. для определения $p_{срс}$ приводит к получению завышенных значений $p_{срс}$ при холодной прокатке и, как следствие, к ограничению диапазона работоспособности формулы (1) до (10–25) l_c/h_{cp} . Предложенное в работе [3] более точное решение для определения $p_{срс}$, позволило расширить диапазон работоспособности формулы (1) более, чем в два раза ($4 \leq l_c/h_{cp} \leq 20-40$), однако и оно не обеспечивает прогнозирование данного параметра во всём диапазоне условий реализации процесса холодной прокатки.

Из изложенного следует, что в настоящее время отсутствует приемлемое решение для определения среднего контактного нормального напряжения на участке пластического контакта полосы с валками $p_{срс}$ и соответствующая методика для расчета среднего контактного нормального напряжения $p_{срс}$ при хо-

лодной прокатке тонких и особо тонких полос, когда значения параметра l_c/h_p достигают 25–75 и более. Решению этой задачи посвящена данная статья.

Для определения среднего контактного напряжения на участке пластического контакта полосы с валком при холодной прокатке воспользовались дифференциальным уравнением равновесия продольных сил Кармана, которое для двумерной деформации записывается в виде [4]

$$dp = \left(\beta \sigma_T + \frac{\tau}{\tan \phi} \right) \frac{dh_x}{h_x}, \quad (2)$$

где p , τ – нормальное контактное напряжение и напряжение трения; β , σ_T – коэффициент Лоде и напряжение текучести материала полосы в очаге деформации; ϕ , h_x – текущие значения угла контакта полосы с валком и толщины полосы в очаге деформации.

При решении уравнения (2) обычно напряжение трения описывают условием $\tau = fp$ (где f – коэффициент трения при прокатке). В частности такое допущение при решении уравнения Кармана принимал А.И. Целиков [4].

Однако, исследования, выполненные в последние годы, показали, что использование условия $\tau = fp$ для описания напряжений трения на контакте полосы с валками при холодной прокатке является физически необоснованным и экспериментального подтверждения не имеет [2, 5, 6]. По этой причине, напряжения трения по решению А. И. Целикова скачкообразно меняют знак в нейтральном сечении, что противоречит имеющимся экспериментальным данным [2, 4–6]. Эпюры этих напряжений отличаются искусственно увеличенной площадью, что приводит к увеличению интенсивности роста контактных нормальных напряжений и, как следствие, к чрезмерному увеличению их среднего значения.

С целью устранения этого недостатка в работах [2, 5] была предложена новая, более корректная модель напряжений трения при холодной прокатке, учитывающая кинематику очага деформации. Эта модель записывается в виде:

для зоны отставания

$$\phi = -fp \frac{V_{cкx}}{|V_{cк0}|} = -fp \frac{h_0}{h_0 - h_z} \left(\frac{h_z}{h_x} - 1 \right), \quad (3)$$

для зоны опережения

$$\phi = -fp \frac{V_{cкx}}{|V_{cк1}|} = -fp \frac{h_1}{h_z - h_1} \left(\frac{h_z}{h_x} - 1 \right), \quad (4)$$

где $V_{cк0}$, $V_{cк1}$ – значения скорости скольжения, соответственно в сечениях входа и выхода из очага деформации; h_z , h_0 , h_1 – соответственно толщина полосы в нейтральном сечении, на входе и выходе из очага деформации; $V_{cкx}$, h_x – скорость скольжения и толщины полосы в рассматриваемом сечении.

Решая совместно (2)–(4) при замене дуги контакта хордой, получили следующие дифференциальные уравнения для определения нормальных контактных

напряжений при холодной прокатке [2, 7]:

для зоны отставания:

$$\frac{dp}{\beta \sigma_T dx} = \frac{dn_x}{dx} = \frac{Dh}{lh_x} + \frac{2fn_x}{(h_y - h_0)} \cdot \frac{h_0}{h_x} \left(\frac{h_y}{h_x} + 1 \right), \quad (5)$$

для зоны опережения:

$$\frac{dn}{\beta \sigma_T dx} = \frac{dn_x}{dx} = \frac{Dh}{lh_x} + \frac{2fn_x a_1}{(h_y - h_1)} \cdot \frac{h_1}{h_x} \left(\frac{h_y}{h_x} - 1 \right), \quad (6)$$

где n_x , Dh , l – коэффициент напряженного состояния, абсолютное обжатие и длина очага деформации ($l = \sqrt{RDh}$).

Аналитическое решение дифференциальных уравнений (5) и (6) оказалось невозможным. Поэтому их решение осуществляли численным методом. Для этой цели был использован метод Рунге–Кутты. В ходе решения очаг деформации делили на множество (свыше 1000) сечений для более точного определения положения нейтрального сечения (толщины полосы h_y) и строили кривые, описываемые уравнениями (5) и (6). Положение нейтрального сечения находили по координате точки касания этих кривых. Погрешность определения толщины полосы в нейтральном сечении h_y не превышала 0,001 %. На рис. 1, в качестве примера, показано определение положения нейтрального сечения для случая холодной прокатки, когда $R = 300$ мм; $R/h_0 = 500$; $f = 0,05$; $\varepsilon = 0,35$ (где ε – частное относительное обжатие).



Рис. 1. К определению положения нейтрального сечения при холодной прокатке: 1, 2 – кривые, описываемые, соответственно, уравнениями (5) и (6) (пунктиром показана действительная часть кривых 1, 2); 3 – положение максимума эпюры нормальных контактных напряжений; 4 – положение нейтрального сечения

Зная h_y и p по моделям (3), (4) рассчитывали распределение напряжений трения на контакте металла с валками. С использованием уравнений (3)–(6) исследовали влияние технологических параметров холодной прокатки без натяжения на уровень и характер распределения контактных напряжений для следующих исходных данных: $R = 300$ мм; $R/h_0 = 50–6000$; $f = 0,03–0,15$; $\varepsilon = 0,01–0,5$. По полученным расчетным данным строили эпюры контактных нормальных напряжений и напряжений трения. Типичные эпюры $p/\beta \sigma_T = \phi(x/l)$ и $\tau/\beta \sigma_T = \phi(x/l)$ представлены на рис. 2. Буквами α , ϕ_{max} , γ на рис. 2 обозначены соответствен-

но угол контакта полосы с валком, угол, определяющий положение максимума на эпюрах контактных нормальных напряжений, и нейтральный угол.

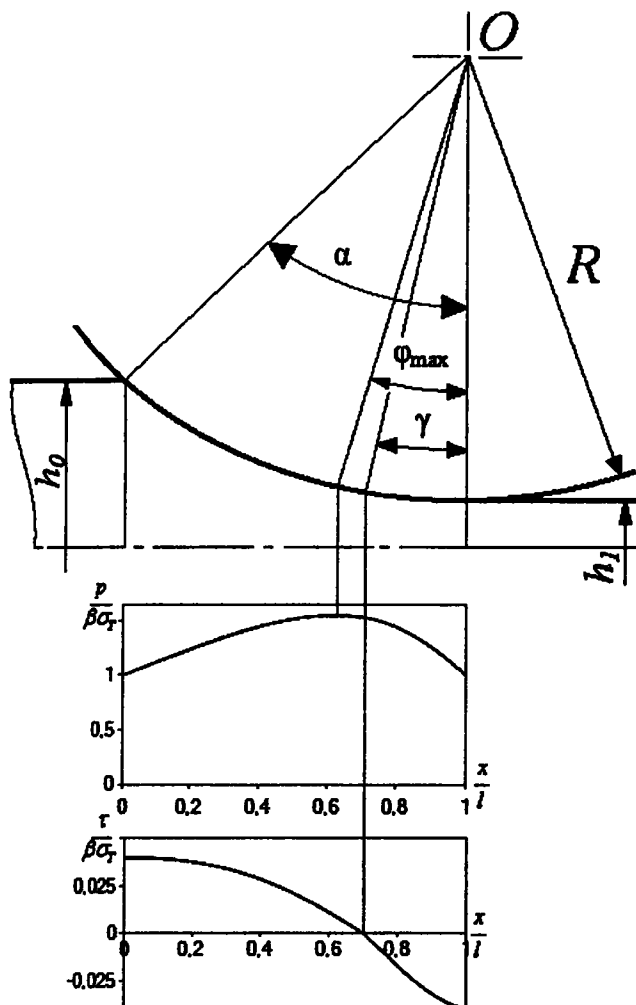


Рис. 2. Эпюры нормальных контактных напряжений и напряжений трения при холодной прокатке ($R = 300$ мм; $R/h_0 = 1000$; $f = 0,04$; $\varepsilon = 0,35$)

Анализ эпюр, представленных на рис. 2, даёт основание заключить, что уравнения (5) и (6), решение которых осуществлялось указанным выше способом, позволило получить более надёжные и более точные данные об уровне и характере распределения контактных нормальных напряжений при холодной прокатке, в том числе при холодной прокатке тонких и особо тонких полос, когда значения параметра l_c/h_{cp} изменялись в диапазоне от 4 до 100. По этим данным определяли значения среднего коэффициента напряженного состояния n_σ ($n_\sigma = p_{cp}/\beta\sigma_{Tcp}$, где σ_{Tcp} – среднее значение напряжения текучести материала полосы в очаге деформации) путём деления площади эпюр $p/\beta\sigma_T = \varphi(x/l)$ на длину очага деформации l и строили зависимости $n_\sigma = \varphi(l/h_{cp})$. Результаты исследования в виде графиков $n_\sigma = \varphi(l/h_{cp})$, для различных значений коэффициента трения показаны на рис. 3.

Представленные на рис. 3 зависимости $n_\sigma = \varphi(l/h_{cp})$ охватывают весь диапазон условий деформации, при которых осуществляется процесс холодной прокатки на действующих станах, в том числе и процесс хо-

лодной прокатки тонких и особо тонких полос. Поэтому они могут быть использованы для определения коэффициента напряженного состояния на участке пластического контакта полосы с валками ($l = l_c$) при холодной прокатке полос на любом стане. Для удобства пользования зависимости $n_\sigma = \varphi(l/h_{cp})$ (рис. 3) при холодной прокатке были описаны уравнением

$$n_\sigma = \frac{p_{cp}}{\beta\sigma_{Tcp}} = 1 + \frac{f l_c}{3h_{cp}} \left[1 + \left(\frac{f l_c}{4h_{cp}} \right)^2 \right]. \quad (7)$$

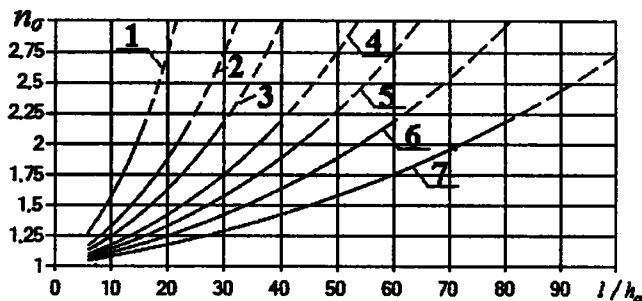


Рис. 3. Зависимости $n_\sigma = \varphi(l/h_{cp})$ при холодной прокатке тонких и особо тонких полос: 1 – $f = 0,15$; 2 – то же 0,10; 3 – то же 0,08; 4 – то же 0,06; 5 – то же 0,05; 6 – то же 0,04; 7 – то же 0,03. Погрешность расчета n_σ по уравнению (7) составляет не более $\pm 1,5 - 2,0$ % и только при малых коэффициентах трения ($f \leq 0,035 - 0,04$) и больших значениях фактора формы очага деформации ($l/h_{cp} > 60 - 85$) достигает 5,0 %. Уравнение (7) справедливо при $f = 0,03 - 0,15$ и $l_c/h_{cp} = 4 - 85$.

После подстановки в формулу (1) значений соответствующих параметров согласно [1] и p_{cp} из (7) получили

$$p_{cp} = \frac{\beta}{2(1-\nu_n^2)} \left(\sigma_{m0} \xi_0 \frac{x_{0n}}{l_c} + \sigma_{m1} \xi_1 \frac{x_{1n}}{l_c} \right) + \frac{\beta\sigma_{Tcp} \xi_{cp}}{1-\nu_n^2} \left\{ 1 + \frac{f l_c}{3h_{cp}} \left[1 + \left(\frac{f l_c}{4h_{cp}} \right)^2 \right] \right\} \frac{l_c}{l_c}, \quad (8)$$

где

$$l_c = x_1 + \sqrt{R\Delta h + x_1^2}; \quad (9)$$

$$x_1 = x_{1n} + 6 \frac{1-\nu_n^2}{\pi E_n} p_{cp} R \left(1 - 2 \frac{x_{1n}}{l_c} \right) \left[4 \frac{x_{1n}}{l_c} \left(1 - \frac{x_{1n}}{l_c} \right) + 1 \right]; \quad (10)$$

$$\frac{x_{1n}}{l_c} = \frac{1}{1 + \sqrt{1 + \frac{\varepsilon}{1-\varepsilon} \frac{E_n}{\beta\sigma_{T1}\xi_1}}}; \quad (11)$$

$$\frac{x_{0n}}{l_c} = \left(1 - \frac{x_{1n}}{l_c} \right) \left[1 - \sqrt{1 - \frac{\beta\sigma_{T0}\xi_0}{\varepsilon E_n + \beta\sigma_{T1}\xi_1(1-\varepsilon)}} \right]; \quad (12)$$

$$\frac{l_c}{l_c} = 1 - \frac{x_{0n}}{l_c} - \frac{x_{1n}}{l_c}, \quad (13)$$

σ_{T0} , σ_{T1} – предел текучести материала полосы на входе и выходе из очага деформации; ξ_0 , ξ_1 , ξ_{cp} – коэффициенты, определяющие количественное влияние заднего q_0 и переднего q_1 удельного натяжения и их

среднего значения q_{cp} на параметры процесса; v_p , E_p , v_n , E_n – коэффициент Пуассона и модуль упругости материала рабочих валков и полосы; x_i – приращение длины очага деформации за линией, соединяющей центры вращения рабочих валков, вызванное упругим сжатием последних и упругим восстановлением полосы.

Для проверки точности расчета среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке по формуле (8) было выполнено сравнение расчетных данных с экспериментальными, полученными ранее под руководством проф. Я.Д. Василева* на пятиклетевом стане 1700, шестиклетевом жестепрокатном стане 1400 и двухклетевом прокатно-дрессировочном стане 1400 АО «АрселорМиттал Темиртау» (Казахстан). О точности формулы (8) судили по точности расчета силы прокатки P_c ($P_c = p_{cpc} l_c b$, где b – ширина прокатываемой полосы). Расчет p_{cpc} , P_c и

остальных параметров процесса холодной прокатки осуществляли с учетом влияния упрочнения материала полосы, температурно-скоростных условий деформации, натяжения, коэффициента трения и упругих деформаций валков и полосы по методикам, приведенным в работах [1, 2, 8]. Результаты расчетов p_{cpc} и P_c представлены в табл. 1–3. В них, кроме расчетных величин p_{cpc} и P_c , приведены: использованные в расчетах исходные данные о заднем удельном натяжении перед первой клетью стана q_{01} и межклетевых натяжениях q_i , частных относительных обжатиях полосы ε , среднемассовой температуре t_{0a} и шероховатости R_{aa} рабочих валков, температуре исходного подката t_{0n} и температуре охладителя (эмульсии) t_{act} ; расчетные значения коэффициента трения f , температуры полосы на выходе из очага деформации t_{in} , окружной скорости валков V_p , опережения S_c , длины упруго-пластического очага деформации l_c и фактора формы

Таблица 1. Сравнение результатов расчета силы прокатки P_c с экспериментальными данными, полученными на пятиклетевом стане холодной прокатки 1700 ($t_{0n} = t_{act} = 40$ °С; технологическая смазка – 4 % эмульсия эмульсола ЭТ-2У)

№ кл	h_p , мм	ε	R , мм	q_i , Н/мм ²	t_{0a}	R_{aa}	f	t_{0n} , °С	V_p , м/с	S_c	l_c , мм	l_c/h_{cp}	p_{cpc} , Н/мм ²	P_c , МН	P_{exp} , МН	$\frac{\Delta P_c}{P_c}$, %
Режим 1. Прокатка полосы 0,4х1015 мм из подката 2,0х1015 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 280+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 10$ Н/мм ²																
1	2,00	0,320	300	158	64	1,6	0,110	118	5,79	0,082	16,81	10,01	665	11,35	10,7	+6,1
2	1,36	0,338	300	138	62	0,6	0,066	161	9,03	0,048	14,75	13,05	684	10,25	11,1	-7,7
3	0,90	0,319	300	128	60	0,6	0,063	198	13,16	0,056	12,86	17,03	844	11,02	11,7	-5,8
4	0,61	0,274	300	115	54	0,6	0,061	220	18,19	0,052	11,29	21,30	968	11,09	11,5	-3,6
5	0,45	0,111	300	35	51	1,2	0,080	207	21,19	0,016	10,07	23,69	1146	11,73	11,2	+4,7
Режим 2. Прокатка полосы 0,7х1270 мм из подката 2,5х1270 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 265+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 15$ Н/мм ²																
1	2,50	0,268	300	149	64	1,6	0,106	110	6,64	0,066	16,95	7,83	570	12,27	11,31	+8,5
2	1,83	0,290	300	135	62	0,6	0,064	151	9,66	0,032	15,48	9,89	598	11,76	12,11	-2,9
3	1,30	0,238	300	139	60	0,6	0,060	180	12,66	0,033	12,85	11,22	690	11,26	11,53	-2,3
4	0,99	0,202	300	128	54	0,6	0,059	198	15,93	0,029	11,27	12,66	747	10,69	11,1	-3,7
5	0,79	0,114	300	35	51	1,2	0,078	201	18,25	0,014	9,74	13,07	860	10,64	11,21	-5,1

Таблица 2. Сравнение результатов расчета силы прокатки P_c с экспериментальными данными, полученными на шестиклетевом жестепрокатном стане 1400 ($t_{0n} = t_{act} = 40$ °С; технологическая смазка – 2 % эмульсия пальмового масла)

№ кл	h_p , мм	ε	R , мм	q_i , Н/мм ²	t_{0a}	R_{aa}	f	t_{0n} , °С	V_p , м/с	S_c	l_c , мм	l_c/h_{cp}	p_{cpc} , Н/мм ²	P_c , МН	P_{exp} , МН	$\frac{\Delta P_c}{P_c}$, %
Режим 1. Прокатка жести 0,18х855 мм из подката 2,41х855 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 265+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 25$ Н/мм ²																
1	2,41	0,166	300	151	40	1,80	0,076	58	2,81	0,044	13,62	6,16	499	5,81	5,6	+3,8
2	2,01	0,403	300	139	44	1,70	0,082	113	4,64	0,061	18,55	11,56	668	10,59	10,9	-2,8
3	1,20	0,400	300	143	48	0,60	0,048	157	7,81	0,050	15,18	15,81	765	9,93	10,6	-6,3
4	0,72	0,403	300	181	52	0,60	0,046	193	12,81	0,072	12,74	22,16	863	9,39	10,1	-7,0
5	0,43	0,326	300	151	56	1,20	0,059	211	19,02	0,072	10,96	30,47	1080	10,12	10,7	-5,4
6	0,29	0,379	300	40	65	0,30	0,041	232	30,20	0,087	11,15	47,49	1290	12,31	12,1	+1,7
Режим 2. Прокатка жести 0,25х855 мм из подката 2,45х855 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 270+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 30$ Н/мм ²																
1	2,45	0,090	300	149	40	2,00	0,075	49	3,47	0,031	10,63	4,54	425	3,87	3,6	+7,5
2	2,23	0,385	300	142	44	1,70	0,080	104	5,50	0,052	18,78	10,43	605	9,72	9,8	-0,8
3	1,37	0,379	300	143	48	0,60	0,047	152	8,94	0,040	15,61	14,05	722	9,64	9,6	+0,4
4	0,85	0,370	300	178	52	0,60	0,045	191	13,95	0,057	13,06	18,82	807	9,01	9,5	-5,2
5	0,54	0,301	300	140	56	1,20	0,058	217	20,06	0,059	11,12	24,40	969	9,21	9,4	-2,0
6	0,37	0,333	300	32	65	0,30	0,040	243	30,36	0,064	10,87	34,78	1104	10,26	10,2	+0,6

* С участием Демитиенко А.В., Потаповского С.И., Сизова С.В., Якубовского А.И.

Таблица 3. Сравнение результатов расчета силы прокатки P_c с экспериментальными данными, полученными на двухклетевом стане 1400 при повторной холодной прокатке особо тонкой жести ($t_{on} = t_{act} = 40^\circ\text{C}$; технологическая смазка – 2 % эмульсия пальмового масла)

№ кл	h_p , мм	ε	R , мм	q_1 , Н/мм ²	t_{on}	R_{an}	f	$t_{пр}$, °C	V_p , м/с	S_p	l_c , мм	l/h_{cp}	P_{exp} , Н/мм ²	P_c , МН	P_{exp} , МН	ΔP_c , %
Режим 1. Прокатка жести 0,15x900 мм из подката 0,25x900 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 250+40(100\varepsilon)^{0,56}$; $q_{01} = 102$ Н/мм ²																
1	0,25	0,210	210	163	48	2,40	0,094	56	2,89	0,049	5,36	23,96	700	3,37	3,6	-6,4
2	0,20	0,250	300	90	53	0,35	0,043	64	3,85	0,052	7,98	46,18	946	6,79	6,4	+6,1
Режим 2. Прокатка жести 0,15x870 мм из подката 0,22x870 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 350+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 73$ Н/мм ²																
1	0,22	0,191	210	161	48	1,00	0,061	55	2,26	0,042	5,61	28,17	850	4,14	4,0	+3,5
2	0,18	0,157	300	86	53	0,42	0,040	58	2,72	0,028	8,38	51,10	1083	7,89	8,5	-7,2
Режим 3. Прокатка жести 0,15x870 мм из подката 0,24x870 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 350+34,6(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 86$ Н/мм ²																
1	0,24	0,220	210	246	48	1,95	0,083	59	3,04	0,055	6,17	30,32	963	5,17	5,0	+3,4
2	0,19	0,200	300	123	53	0,40	0,041	63	3,86	0,037	8,12	48,19	1010	7,4	7,0	+2,0
Режим 4. Прокатка жести 0,145x890 мм из подката 0,22x890 мм; сталь 08кп; $\sigma_T = 330+40(100\varepsilon)^{0,6}$; $q_{01} = 130$ Н/мм ²																
1	0,22	0,050	210	190	40	5,30	0,137	44	10,32	0,008	4,50	20,98	778	3,11	2,94	+5,8
2	0,21	0,305	300	80	45	0,24	0,038	67	14,11	0,061	8,17	45,52	906	6,59	6,25	+5,4

l/h_{cp} , а также экспериментальные данные о силе прокатки P_{exp} и расхождениях между расчетными и экспериментальными значениями силы прокатки $\Delta P_c / P_{exp}$, %.

Из приведенных в табл. 1–3 данных видно, что формула (8) обеспечивает высокую надежность прогнозирования среднего контактного нормального напряжения $p_{ср}$, силы P_c , действующей на валки, и остальных технологических параметров при холодной прокатке тонких (0,4–0,7 мм) и особо тонких (0,145–0,25 мм) полос, когда значения параметра l/h_{cp} изменяются в диапазоне от 4–10 до 25–51, а сам процесс осуществляется со скоростью от 2,8–5,8 до 14–30 м/с.

Расчеты показали, что она может быть также использована для прогнозирования технологических параметров при холодной прокатке более тонкой (0,10–0,12 мм) жести, т.е. в условиях, когда параметр l/h_{cp} увеличивается до 65–85 и более.

Из изложенного следует, что формула (8) работоспособна во всём диапазоне условий реализации процесса холодной прокатки тонких и особо тонких полос и обеспечивает прогнозирование силы прокатки P_c с погрешностью не более 6,4–8,5 %. Поэтому она может быть рекомендована для практического использования.

Выводы

1. Получена новая формула для определения среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке, верно отражающая особенности и закономерности фрикционного, кинематического и упруго-пластического взаимодействия тонкой полосы с валками. Новая формула предназначена для расчета среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке тонких и особо тонких полос со смазкой, когда значения фактора формы очага деформации l/h_{cp} изменяются в диапазоне от 4 до 85 и более.

2. Экспериментальная проверка новой формулы для определения среднего контактного нормального

напряжения при холодной прокатке $p_{ср}$ показала, что она работоспособна в диапазоне изменения фактора формы очага деформации l/h_{cp} от 4 до 50 и более и обеспечивает прогнозирование силы, действующей на валки с погрешностью не более 6,4–8,5 %. Это даёт основание заключить, что новая формула может быть рекомендована для расчета $p_{ср}$ при холодной прокатке тонких и особо тонких полос.

Библиографический список

1. Василев Я.Д. Инженерные модели и алгоритмы расчета параметров холодной прокатки. – М.: Металлургия, 1995. – 368 с.
2. Теория продольной прокатки. Уч. для магистрантов вузов / Я.Д. Василев, А.А. Минаев. – Донецк: УНИТЕХ, 2010. – 456 с.
3. Василев Я.Д., Коноводов Д.В., Дементенко А.В. Инженерная модель средних нормальных контактных напряжений при холодной прокатке // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2006. – № 1. – С. 46–48.
4. Целиков А. И. Основы теории прокатки. – М.: Металлургия, 1965. – 247 с.
5. Василев Я.Д. Уточнение модели напряжений трения при прокатке // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 5. – С. 19–23.
6. Полухин П.И., Николаев А.В., Полухин В.П. и др. Контактное взаимодействие металла и инструмента при прокатке. – М.: Металлургия, 1974. – 200 с.
7. Василев Я.Д., Коноводов Д.В., Дементенко А.В. Определение контактных напряжений при тонколистовой прокатке // Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: Тематич. зб. наук. пр. – Краматорськ : ДДМА, 2002. – С. 277–283.
8. Василев Я.Д. Методика расчета коэффициента трения при холодной прокатке с эмульсией на основе эмпирических зависимостей // Производство проката. – № 7. – 2012. – С. 2–7.

Поступила 21.05.2013

Внедрение технологии производства фасонного профиля для изготовления молотков молотковых дробилок в условиях рельсобалочного стана ПАО «ДМКД»

В статье рассмотрена прокатка в условиях рельсобалочного стана ПАО «ДМКД» несимметричного профиля молотка молотковой дробилки, соотношение высот элементов более 3, а соотношение длин элементов разной толщины более 2,3. Ил. 3. Библиогр.: 1 назв.

Ключевые слова: горячая прокатка, молотковые дробилки, течение металла, рабочая поверхность, молоток

In this article the rolling rolling mill in PJSC "DMK" asymmetrical structure hammer hammer crusher, the ratio of the heights of more than 3 items, and the ratio of the lengths of elements of different thickness of more than 2.3.

Keywords: hot rolling, hammer mills, for metal working surface, hammer.

Введение

В различных отраслях промышленности для измельчения сырья в виде твердых материалов применяются молотковые дробилки. Рабочим инструментом служат молотки (билы), закрепленные специальным образом в барабане дробилок. Для обеспечения устойчивой работы дробилок каждый молоток должен соответствовать определенным требованиям по массе и износостойкости рабочей поверхности. При значительных отклонениях по массе, сложно обеспечить работоспособность молотковой дробилки в части допустимых вибраций.

Состояние вопроса

Наиболее простой, и распространенный способ изготовления молотков считается литейный. Изделие изготавливается из стали 110Г13Л с последующей термообработкой [1]. Для получения молотков с повышенными механическими свойствами используют высокомарганцовистую сталь с основой из углеродистой стали.

Оба способа отличаются большой трудоёмкостью при обработке поверхности молотков, низкой технологичностью, необходимостью использования ручного труда. При массовом производстве молотков необходимо большое количество литейных форм, при недостатке форм резко снижается производительность разливочного участка. Для подготовки готовых молотков к установке в молотковую дробилку необходим большой штат рабочих, занятых тяжёлым и не производительным трудом по удалению дефектов, присущих изготовлению деталей литейным способом, а также обеспечению требований по массе молотков.

Изготовление молотков с применением в технологическом процессе операций, связанных с обработкой металла давлением неизвестно.

Постановка задачи

Поставлена задача усовершенствования способа изготовления молотков (бил) типа пластины или пластины с утолщённой головкой с повышением техно-

логичности процесса, увеличением производительности, минимальным использованием ручного труда, улучшением качества и стабильности размеров готового изделия.

С целью решения поставленной задачи принята технология изготовления молотков из фасонного горячекатаного профиля соответствующего сечению готового изделия (рис. 1).

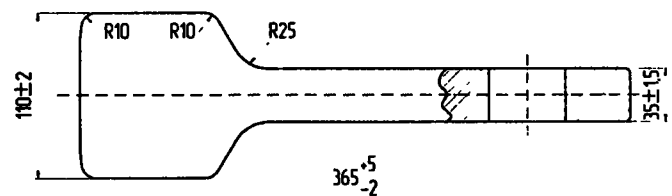


Рис. 1. Готовый фасонный профиль

Методика исследований

Для прокатки фасонного профиля молотковых дробилок использовалась заготовочная клеть рельсобалочного стана ПАО «Днепропетровский металлургический комбинат». Средний диаметр чугунных валков 925 мм, длина бочки 2500 мм, мощность привода 3150 кВт. Для транспортировки заготовки к клетю и передачи раската из калибра с передней стороны клетки используется передвижная секция рольганга. Конструктивное исполнение валковой арматуры – скольжения. За клетью установлена дисковая пила для обрезки дефектных концов и раскроя полосы, стеллажи.

Относительно вертикальной оси профиль молотка несимметричный, высота элементов профиля по ширине отличается более чем в 3 раза, а соотношение длин элементов разной толщины более чем 2,3 раза. Поэтому данный профиль отнесли к классу полосовых профилей с утолщением на конце, а по форме поперечного сечения к симметричным полособульбовым профилям. Количество калибров ограничено длиной бочки валков, поэтому интенсивное формоизменение по ширине раската выполняется в четырёх фасонных калибрах.

После анализа известных схем прокатки анало-

гичных профилей и с учётом технических возможностей рабочей клетки и валковой арматуры принята схема прокатки с использованием чистового калибра, специального подготовительного, чернового и разрезного калибров балочного типа, для обеспечения прямолинейного выхода раската из очага деформации. При расчёте подготовительного калибра с целью получения широкой полосовой части профиля и исключения изгиба раската в горизонтальной плоскости, использовали известный метод получения тавровой стали с длинной ножкой. Для расчёта калибровки валков профиль был разделён на три элемента: головка, средняя часть и концевая часть ручки (рис. 2).

Головка профиля, по форме близкая к квадратному сечению, формируется с минимальным коэффициентом вытяжки, остальные части, выполненные в виде полосы, имеют максимальный коэффициент вытяжки. При использовании прямоугольной заготовки и ограниченного числа калибров значительная разница по высоте элементов профиля предусматривает увеличенные обжатия и соответственно вытяжку широкой и тонкой части, что приводит к изгибу раската в горизонтальной плоскости, в сторону менее обжимаемой части профиля. Кроме того происходит утяжка по высоте менее обжимаемого элемента профиля. Изгиб раскатов в горизонтальной плоскости более чем 10 мм на 1 м длины не позволит обеспечить устойчивый процесс прокатки. Полоса будет либо застревать в валковой арматуре, либо создавать значительные трудности при передаче из калибра в калибр.

Поэтому распределение коэффициентов вытяжек по элементам должно обеспечить выход подкатов из калибров с минимальным изгибом в горизонтальной плоскости, устойчивый захват подката валками и получение требуемой длины полосовой части профиля (ручки).

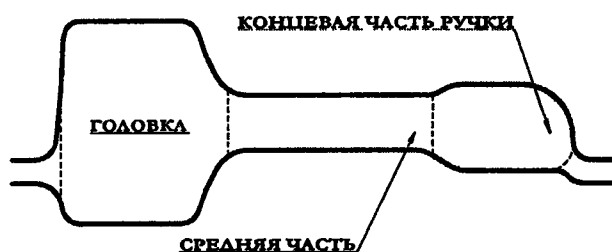


Рис. 2. Условное деление профиля на элементы

Эти факторы определили размеры заготовки, профиль прокатывался из прямоугольной заготовки сечением 180×280 мм совместно с текущим производством блюминга «1050» и рельсобалочного стана. Для производства данного профиля разработана калибровка валков, режим обжатий и монтажная схема валков заготовочной клетки (рис. 3).

Прокатку проводили из стали 65Г. Исходная прямоугольная заготовка с блюминга «1050» транспортировалась к заготовочной клетки, кантовалась на 90° и деформировалась в первом калибре. Температура

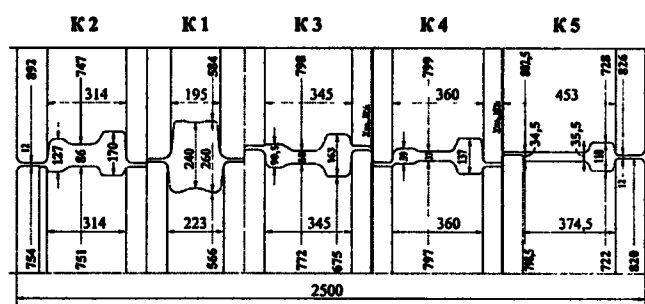


Рис. 3. Схема прокатки и режим обжатий

конца прокатки на блюминге «1050» составляла 1030-1070 °С. После обжатия в первом калибре раскат кантовался на 90°, выполнялся реверс двигателя, и далее полоса уже без кантовок последовательно деформировалась в остальных четырех калибрах. После деформации во втором и третьем калибрах наблюдался незначительный изгиб раската в горизонтальной плоскости, что не создавало трудностей при задаче раскатов в следующий калибр. Захват раската происходил при оборотах валков – 30-35 об./мин, дальнейшая прокатка при 100-105 об./мин.

Результаты опробования показали, что полученный профиль имеет незначительную, около 1 мм, разнотолщинность по длине полосовой части профиля и нестабильное выполнение профиля по ширине. Для обеспечения требований по геометрическим размерам были внесены изменения в калибровку валков. В чистовом калибре (К5) для компенсации увеличенной толщины профиля на концевой части профиля ($h = 35$ мм), полосовая часть калибра была выполнена с уклоном (разницей по высоте) в 1 мм. Для обеспечения требуемого заполнения металлом чистового калибра по ширине в калибрах К4 и К3 увеличены размеры концевых участков до $h_4 = 59$ мм и $h_3 = 90,5$ мм соответственно (рис. 3). Прокатано более 150 т данного фасонного профиля.

Выводы

1. Разработана технология изготовления молотков (бил) для молотковых дробилок из горячекатаного профиля в виде пластины с утолщенной головкой.
2. Прокатана партия фасонной заготовки, которая была использована для изготовления молотков для дробилок аглофабрики.
3. Высокая стабильность геометрических размеров фасонной заготовки позволила изготавливать молотки практически одинаковой массы.
4. Повысилось качество готовой продукции, исключены трудоёмкие операции с использованием не производительного ручного труда по обработке заготовок получаемых литейным способом.

Библиографический список

1. Клушанцев Б.В., Дробилки. Конструкции, расчёт, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев А.И. Косарев, Ю.А. Муземнек // М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.

Поступила 18.04.2013



Терещенко А.А. /к.т.н./, Дудка С.С., Кацапов К.Н.

ЧАО «СЕНТРАВИС ПРОДАКШН ЮКРЕЙН»

Фролов Я.В. /д.т.н./

НМетАУ

Холодная пильгерная прокатка прецизионных труб с использованием технологических вставок

На основании экспериментальных данных, полученных при холодной пильгерной прокатке прецизионных труб, установлено, что применение технологических вставок из малоценных труб позволяет исключить отклонения геометрических размеров по длине прокатываемых труб, которые ранее возникали в местах перезарядки, приблизив показатели качества к качеству труб, получаемых способами волочения. Ил. 3. Библиогр.: 2 назв.

Ключевые слова: холодная пильгерная прокатка, точность размеров труб

Based on experimental data obtained during the cold pilger rolling precision tubes, it is found that the use of low-grade process inserts tubes eliminates bias along the geometrical dimensions of rolled tubes, which previously existed in places recharge closer quality to quality indicators pipes prepared by the method of drawing.

Keywords: cold pilger rolling, precision pipe sizes.

В настоящее время тенденцией развития производства прецизионных тепло/холоднотекстурированных труб является обеспечение стабильных геометрических размеров по всей длине труб. Такую точность обеспечивают, например, способы оправочного волочения труб [1]. Однако оно характеризуется значительной цикличностью технологических операций и малоэффективно. Поэтому, около 80 % современных производителей труб в мире используют холодную пильгерную прокатку труб на станках типа ХПТ. Основной задачей такого производства для обеспечения стабильных геометрических размеров по всей длине прокатываемых труб (трубы первого сорта), является исключение места перезарядки, в котором происходит обкатка рабочего конуса калибрами, что приводит к увеличению внутреннего диаметра трубы и уменьшению толщины стенки [2]. Так, при контроле труб на приборах УЗК в данных местах, наблюдается нестабильность геометрических размеров, которые превышают допустимый порог срабатывания приборов и данные трубы отбраковываются (рис. 1).

Как видно на рис. 1, на расстоянии около 6000 мм от конца трубы имеется «всплеск», где наружный (OD/OD), внутренний (OD/Вн.д.) диаметры и толщина стенки (WD) прокатанных труб выходят за пределы соответствующего им поля допуска (на рис. 1 отмечено штриховой линией). Такие «всплески» характерны для труб, которые получают холодной пильгерной прокаткой на станках типа ХПТ и ХПТР. Они выражены:

- в большей степени - на трубах, прокатанных на станках с боковой загрузкой заготовки;
- в меньшей степени - на трубах, прокатанных на станках с торцевой загрузкой заготовки и остановкой стана на перезарядку;

- отсутствуют на трубах, прокатанных на станках ХПТ с торцевой загрузкой заготовки и реализацией схемы непрерывной прокатки.

Обкатка рабочего конуса калибрами в месте перезарядки обусловлена особенностями кинематики станов типа ХПТ, избежать этого практически невозможно, за исключением станов, где реализована схема непрерывной прокатки. В связи с этим, для пильгерной прокатки прецизионных труб, на станках с боковой загрузкой заготовки и станках с осевой загрузкой, на которых не реализована схема непрерывной прокатки, был предложен и реализован способ прокатки этих труб с использованием технологических вставок. Суть этого способа прокатки заключается в том, что остановка рабочей клетки стана на перезарядку выполняется во время нахождения в зоне

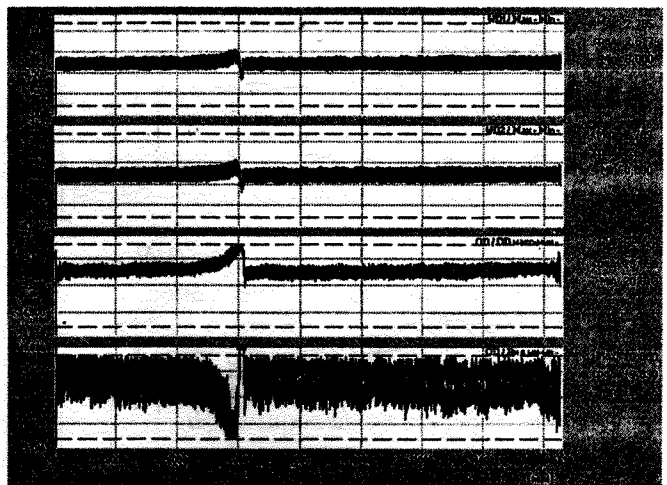


Рис. 1. Типичная диаграмма точности геометрических размеров по длине трубы размером 25х2,6 мм из стали TP304/304L, прокатанной на стане ХПТ-55 из заготовки 48х4,9 мм. Обозначения см. в тексте

деформации технологической вставки. В качестве такой вставки можно использовать, например, трубу к которой применяются пониженные требования по геометрическим размерам. При этом необходимо учитывать то, что исходные геометрические размеры вставки должны соответствовать геометрическим размерам прокатываемых труб-заготовок, а ее длина зависит от маршрута прокатки. Определению длины таких вставок и посвящена данная работа.

Таким образом, за счет того, что место перезарядки приходится на трубы - вставки, обеспечивается стабильный процесс прокатки прецизионных труб без остановки на перезагрузку.

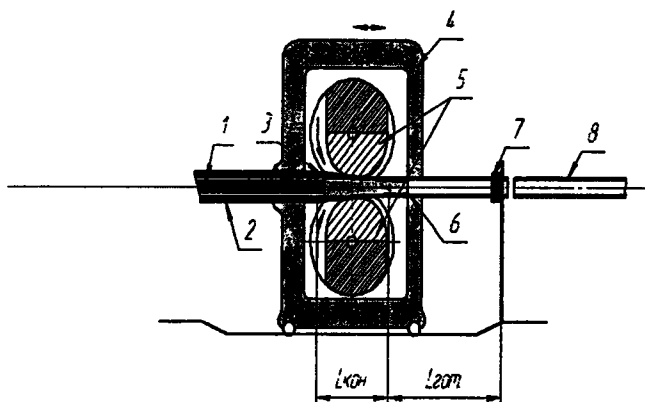


Рис. 2. Схема способа холодной пильгерной прокатки прецизионных труб на станах ХПТ с использованием технологической вставки (3). Остальные обозначения в тексте

На рис. 2 схематически показан способ прокатки, в котором рабочая клетка 4 остановлена для перезарядки стана ХПТ очередной трубой-заготовкой 2, а калибры 5 зажимают рабочий конус технологической вставки 3 на стержне с оправкой 1. При этом, технологическая вставка 3 частично перекатана в трубу второго сорта 6, которая передним своим концом входит в передний патрон стана 7, и освобождает из него прокатанную прецизионную трубу первого сорта 8.

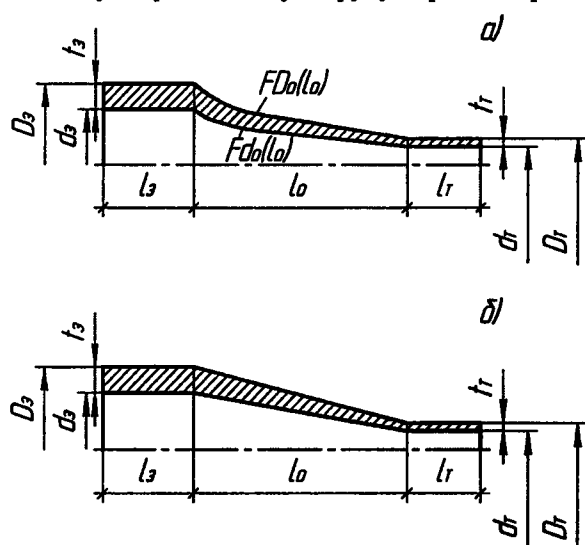


Рис. 3. Рабочий конус, протяженностью \$L_0\$ с прилегающими к нему участками заготовки (\$L_3\$) и трубы (\$L_T\$): а) в соответствии с реальным процессом прокатки, где участок конуса описан вогнутыми к оси функциями \$FD_0(L_0)\$ и \$Fd_0(L_0)\$; б) то же, с заменой участка \$L_0\$ на усеченный конус

Для обеспечения станов холодной и теплой пильгерной прокатки заготовки, а также заготовки с пониженными требованиями по геометрическим размерам, необходимо определить длину технологической вставки. Эта величина может быть найдена исходя из закона постоянства объема вставки (\$V_{\text{вст}}\$) до и после деформации, как сумма объемов полностью деформированной трубы на участке \$L_T\$, объема рабочего конуса \$L_0\$ и объема недеформированной трубы на участке \$L_3\$, (рис. 3).

В соответствии с изложенным выше, запишем

$$V_{\text{вст}} = V_3 + V_0 + V_T. \quad (1)$$

Здесь в (1), величины \$V_3\$ и \$V_T\$, соответственно, объемы части заготовки и трубы на участках \$L_3\$ и \$L_T\$. Эти объемы определяются как

$$V_3 = \frac{\pi}{4} \cdot L_3 \cdot (D_3^2 - d_3^2); \quad (2)$$

$$V_T = \frac{\pi}{4} \cdot L_T \cdot (D_T^2 - d_T^2), \quad (3)$$

где \$D_3\$ и \$d_3\$, \$D_T\$ и \$d_T\$ — соответственно, наружный и внутренний диаметры заготовки и трубы.

Объем рабочего конуса на участке \$L_0\$ в общем виде можно записать так

$$V_0 = \frac{\pi}{4} \cdot L_0 \cdot (FD_0(L_0) - Fd_0(L_0)), \quad (4)$$

где \$FD_0(L_0)\$ и \$Fd_0(L_0)\$ — кривые, описывающие наружный и внутренний контуры рабочего конуса в зоне \$L_0\$.

Учитывая сложность определения \$FD_0(L_0)\$ и \$Fd_0(L_0)\$, для упрощения представим рабочий конус в виде усеченного конуса (рис. 3б), тогда

$$V_0 = V_{\text{НАР}} - V_{\text{ВН}}, \quad (5)$$

$$\text{где } V_{\text{НАР}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot L_0 \cdot (D_3^2 + D_3 \cdot D_T + D_T^2); \quad (6)$$

$$V_{\text{ВН}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot L_0 \cdot (d_3^2 + d_3 \cdot d_T + d_T^2). \quad (7)$$

Этот же объем (\$V_{\text{вст}}\$), отнеся его к цилиндру до деформации, можно представить так

$$V_{\text{вст}} = \frac{\pi}{4} \cdot L_{\text{вст}} \cdot (D_3^2 - d_3^2). \quad (8)$$

И наконец, используя зависимость (8) получим длину технологической вставки (\$L_{\text{вст}}\$)

$$L_{\text{вст}} = \frac{4 \cdot V_{\text{вст}}}{\pi \cdot (D_3^2 - d_3^2)}. \quad (9)$$

Недостатком этого способа прокатки является то, что для его осуществления при планировании производства необходимо иметь, наряду с заказами на прецизионные трубы, также и заказы на трубы второго

раздельных карманов для выгрузки готовых труб. Однако, эти недостатки компенсируются соответствующим планированием производства и несложным доукомплектованием выходной стороны стана. Отметим, что зависимость (9) позволяет рассчитать минимально допустимую длину технологической вставки. Ее использование в расчетах позволит минимизировать длину труб второго сорта и, соответственно, производственные отходы, если в качестве технологических вставок будут использоваться бракованные трубы, которые так или иначе будут вырезаны в металлом.

Выводы

Предложен и реализован способ холодной пильгерной прокатки прецизионных труб с использованием технологических вставок. Способ обеспечивает стабильность геометрических размеров по всей длине прокатываемых на станах ХПТ прецизионных

труб. Получены расчетные зависимости для определения минимально допустимой длины технологических вставок.

Библиографический список

1. Столетний М.Ф., Клемперт Е.Д. Точность труб. – М.: Металлургия, 1975. – 239 с.
2. Фролов В.П., Данченко В.М., Фролов Я.В. / Холодная пильгерная прокатка труб: Монография. - Днепропетровск: Пороги, 2005. – 245 с.

Поступила 13.02.2013

УДК 621.774.3:621.181.021669/14

Опрышко Л.В., Сенина Т.В. /к.т.н./,
Маленик А.О.
ПН «НИТИ»

Дейнеко Л.Н. /д.т.н./
НМетАУ

Производство

Механические свойства углеродистых котельных труб из заготовки разных способов производства

По результатам статистической обработки сертификатных данных ОАО «СинТЗ» за 2011-2012 гг. оценено влияние двух способов производства трубной заготовки на механические свойства горячекатаных и холоднодеформированных котельных труб из стали 20. Ил. 6. Табл. 4. Библиогр.: 2 назв.

Ключевые слова: углеродистые котельные горячекатаные и холоднодеформированные трубы, горячекатаная трубная заготовка из слитка стационарной разливки, недеформированная непрерывнолитая трубная заготовка

According to the results of statistical processing of data of CAs' SinTZ "for 2011-2012. evaluated the effect of two methods of producing billets on the mechanical properties of hot-rolled and cold-formed steel boiler tubes 20.

Keywords: carbon, hot-rolled and cold-boiler pipes, hot-rolled billet ingot casting stationary, undeformed continuous cast billet.

Введение

В опубликованной ранее статье [1] уже говорилось об условиях работы котельных труб из стали 20, а также о свойствах горячепрессованных котельных труб из непрерывнолитой заготовки производства ОАО «Волжский трубный завод» («ВТЗ»). Металлургические мощности ОАО «ВТЗ» позволяют не только обеспечивать собственные потребности в непрерывнолитой трубной заготовке, но и поставлять ее для производства горячекатаных и холоднодеформированных труб предприятию ОАО «Синарский трубный завод» («СинТЗ»), входящему вместе с ОАО «ВТЗ» в состав единой Трубной Металлургической Компании (ТМК). Для изготовления котельных труб из стали 20 ОАО «СинТЗ», кроме недеформированной заготовки непрерывной разливки производства ОАО «ВТЗ», ис-

пользует также полученную из слитка стационарной разливки деформированную (катаную) заготовку поставки двух уральских металлургических предприятий - ОАО «Златоустовский металлургический завод» («ЗМЗ») и ОАО «Челябинский металлургический комбинат» («ЧМК»).

Цель – сопоставить механические свойства котельных труб из стали 20, изготовленных из трубной заготовки разных способов производства (деформированная – горячекатаная, из слитка стационарной разливки, и недеформированная непрерывнолитая), с учетом влияния химического состава и способа производства труб (горячая прокатка и холодная деформация с нормализацией).

Материал и методика

Материалом исследования служили горяче- и

© Опрышко Л.В., Сенина Т.В., Маленик А.О., Дейнеко Л.Н., 2013 г.

Таблица 1. Результаты анализа химического состава Металл ОАО «ЗМЗ» имеет самый узкий диапазон значений содержания фосфора 0,006-0,016 %.

Элементы	норма	Массовая доля элементов, %		
		фактические данные различных поставщиков		
		ОАО «ВТЗ» (39 плавков)	ОАО «ЧМК» (74 плавки)	ОАО «ЗМЗ» (13 плавков)
углерод	0,17-0,24	0,18-0,23 0,187	0,19-0,23 0,192	0,19-0,22 0,192
марганец	0,35-0,65	0,41-0,53 0,453	0,40-0,55 0,455	0,43-0,48 0,450
кремний	0,17-0,37	0,20-0,31 0,250	0,21-0,30 0,235	0,24-0,31 0,255
фосфор	н.б. 0,030	0,004-0,020 0,0103	0,006-0,018 0,0086	0,006-0,017 0,0090
сера	н.б. 0,025	0,003-0,019 0,0055	0,006-0,018 0,0085	0,006-0,018 0,009
хром	н.б. 0,25	0,02-0,21 0,135	0,01-0,20 0,095	0,06-0,21 0,100
никель	н.б. 0,25	0,05-0,16 0,120	0,05-0,16 0,078	0,07-0,13 0,083
медь	н.б. 0,30	0,01-0,30 0,215	0,06-0,18 0,095	0,09-0,12 0,100
сумма (C+Mn+Si+P+Cr)	0,695-1,54 1,12	0,813-1,204 1,032	0,814-1,287 1,028	0,978-1,14 1,038

Примечание. В числителе – предельные значения, в знаменателе – среднее (50 %)

холоднодеформированные котельные трубы из стали 20 текущего производства ОАО «СинТЗ» по ТУ 14-3-460 и ТУ 14-3Р-55. В работе осуществили статистическую обработку сертификатных данных механических свойств труб, изготовленных в период 2011-2012 гг. из трубной заготовки разных поставщиков (ОАО «ВТЗ», ОАО «ЧМК» и ОАО «ЗМЗ»), в зависимости от суммарного содержания неизбежных, упрочняющих сталь 20, примесных элементов (углерод, марганец, кремний, фосфор, хром).

Результаты исследований

В табл. 1 сведены результаты обработки химического состава (по сертификатным данным) металла труб из заготовок различных поставщиков.

Детальный анализ химического состава плавков по элементам показывает:

1. По содержанию углерода все плавки укладываются в пределы 0,18-0,23 %. Подавляющее большинство плавков (более 90 %) содержит 0,19-0,21 % углерода.

2. По содержанию марганца более 90 % плавков находятся в диапазоне 0,42-0,49 %, занимающем ~56 % посередине поля марочных пределов (0,35-0,65 %).

3. По содержанию кремния плавки всех поставщиков заготовки укладываются в пределы 0,20-0,30 %, т.е. занимают половину марочного поля ближе к нижнему пределу; при этом плавки ОАО «ВТЗ» имеют меньший разброс 0,24-0,30 %, что составляет треть часть в середине марочного поля.

4. По содержанию фосфора основная масса плавков (80 %) укладывается в диапазон 0,006-0,018 %.

5. Наиболее чистым по сере является металл ОАО «ВТЗ»: в ~95 % плавков содержание ее 0,003-0,013 %. Количество серы в 95 % плавков ОАО «ЗМЗ» и ОАО «ЧМК» находится в пределах 0,005-0,016 %.

6. Массовые доли содержания хрома, никеля и меди в плавках ОАО «ЗМЗ» и ОАО «ЧМК» практически одинаковы, плавки ОАО «ВТЗ» отличаются существенно более высоким уровнем: в плавках первых двух предприятий среднее содержание хрома 0,10 %; никеля 0,08 %; меди 0,10 %; в плавках последнего, соответственно, 0,13-0,14; 0,12; 0,21 %.

7. По сумме упрочняющих сталь элементов (C+Mn+Si+P+Cr) поставщики заготовки распределяются так: наиболее широкие пределы у ОАО «ЧМК» 0,814-1,287 %; ОАО «ВТЗ» 0,813-1,204 %; ОАО «ЗМЗ» 0,978-1,140 %, что составляет, соответственно, 53,9; 46,3; 19,2 % от поля марки стали (0,7-1,5 %). В 90 % плавков всех поставщиков заготовки сумма упрочняющих элементов укладывается в диапазон 0,90-1,15 %.

Составляя третью часть марочного поля, этот диапазон распространяется от его середины к нижнему пределу.

Таким образом, для изготовления труб в ОАО «СинТЗ» в 2011-2012 гг. использована поставленная тремя поставщиками трубная заготовка, которая в среднем мало отличается по химическому составу и по сумме упрочняющих сталь 20 элементов.

Механические свойства изготовленных из поставленной заготовки горячекатаных труб и труб, подвергнутых нормализации после холодной деформации прокаткой или волочением (холоднодеформированных), проанализированы с учетом зависимости их от содержания в химическом составе заготовки суммы упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr), т.к. известно [2], что каждый из них даже в небольших ко-

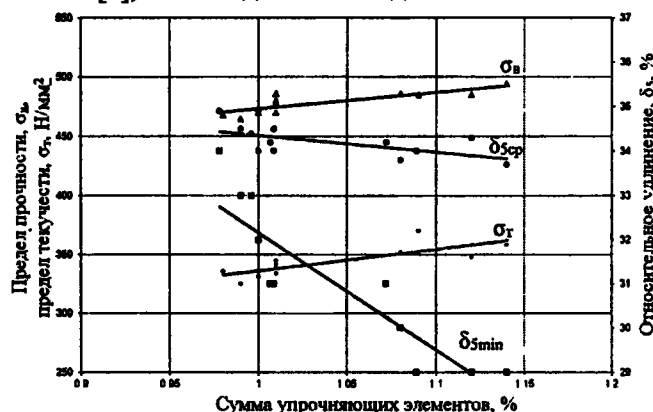


Рис. 1. Изменение механических свойств металла горячекатаных труб, изготовленных из недеформированной непрерывнолитой заготовки стали 20 производства ОАО «ВТЗ», в зависимости от суммарного содержания упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr)

Таблица 2. Механические свойства котельных труб, изготовленных горячей и холодной деформацией из заготовки стали 20 производства ОАО «ЗМЗ»

Номер плавки	Суммарное содержание упрочняющих элементов, %	Механические свойства					
		горячекатаные трубы			холоднодеформированные трубы		
		σ_B , Н/мм ²	σ_T , Н/мм ²	δ , %	σ_B , Н/мм ²	σ_T , Н/мм ²	δ , %
89087	0,98	450	294	34,2	462	333	34,0
89615	1,01	456	304	34,0	470	338	33,5
89593	1,07	465	325	33,8	476	342	33,2
89580	1,08	470	331	33,5	478	345	33,0
89603	1,09	475	341	33,3	480	350	32,8

личествах оказывает влияние, особенно на прочностные характеристики.

1. ОАО «СинТЗ» – ОАО «ВТЗ»

В горячекатаных трубах из непрерывнолитой заготовки при увеличении суммы упрочняющих элементов от 0,980 до 1,124 % имеет место повышение прочностных характеристик: предела прочности от 465 до 505 МПа, предела текучести от 325 до 362 МПа; а также понижение относительного удлинения с 35,2 до 32,2 % (рис. 1).

В холоднодеформированных трубах из заготовки ОАО «ВТЗ» при увеличении суммы упрочняющих элементов от 0,94 до 1,16 % пределы прочности и текучести повышаются, соответственно, от 475 до 495 и от 330 до 350 Н/мм², а относительное удлинение снижается с 34,5 до 33,0% (рис. 2).

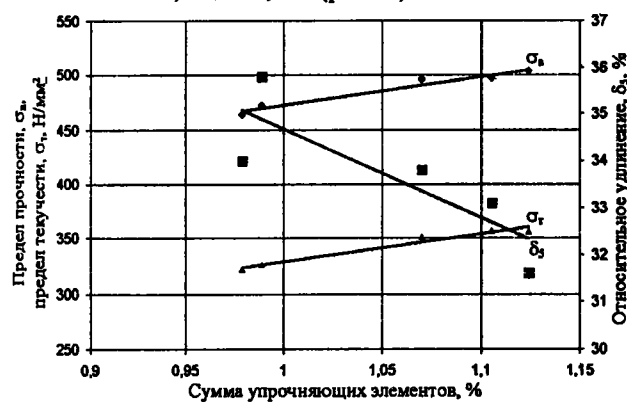


Рис. 2. Изменение механических свойств металла холоднодеформированных труб, изготовленных из недеформированной непрерывнолитой заготовки стали 20 производства ОАО «ВТЗ», в зависимости от содержания упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr)

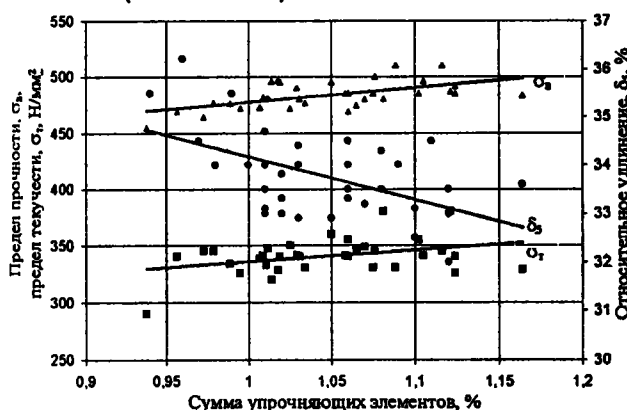


Рис. 3. Изменение механических свойств металла горячекатаных труб, изготовленных из заготовки стали 20 производства ОАО «ЧМК», в зависимости от суммарного содержания упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr)

2. ОАО «СинТЗ» – ОАО «ЧМК»

В горячекатаных трубах размером 25-83×3-6 мм из деформированной заготовки производства ОАО «ЧМК» при увеличении суммы упрочняющих элементов от 0,95 до 1,12 % происходит повышение предела прочности (от 480 до 505 Н/мм²) и предела текучести (от 320 до 362 Н/мм²) со снижением относительного удлинения с 35,1 до 32,2 % (рис. 3).

В холоднодеформированных трубах размером 16-60×2,5-7 мм при увеличении суммы упрочняющих элементов от 0,814 до 1,287% повышение предела прочности от 475 до 490 Н/мм² и предела текучести от 335 до 350 Н/мм² сопровождается снижением относительного удлинения с 35,2 до 34,2% (рис. 4).

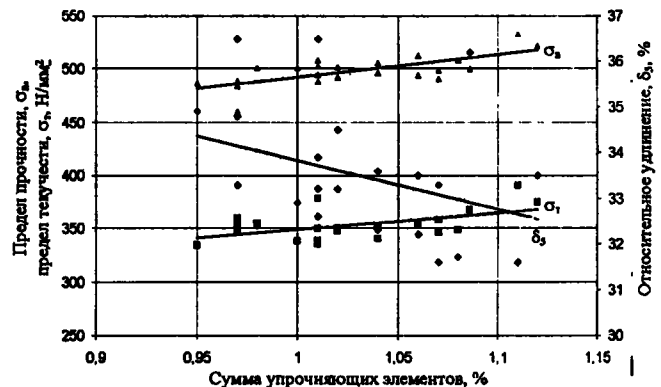


Рис. 4. Изменение механических свойств металла холоднодеформированных труб, изготовленных из заготовки стали 20 производства ОАО «ЧМК», в зависимости от суммарного содержания упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr)

3. ОАО «СинТЗ» – ОАО «ЗМЗ»

Сравнили свойства горяче- и холоднодеформированных труб одинаковых плавок. В табл. 2 приведены средние значения характеристик по плавке. Анализ таблицы показывает повышение прочностных характеристик и снижение относительного удлинения даже при незначительном увеличении суммы упрочняющих элементов в стали.

На рис. 5 представлены результаты статистической обработки результатов механических испытаний холоднодеформированных труб из заготовки ОАО «ЗМЗ».

С увеличением суммы (C+Mn+Si+P+Cr) от 0,98 до 1,14 % повышаются прочностные характеристики (предел прочности от 470 до 490 Н/мм², предел текучести от 330 до 355 Н/мм²) и снижается относительное удлинение с 34,6 до 33,8 % (средние значения). Минимальные значения относительного удлинения с

Таблица 3. Механические свойства котельных труб, изготовленных из трубной заготовки стали 20 разных поставщиков

Поставщик заготовки	Вид труб по способу производства	Механические свойства		
		σ_s , Н/мм ²	σ_t , Н/мм ²	δ , %
ОАО «ВТЗ»	горячекатаные	465-505	325-362	35,2-32,2
	холоднодеформированные	475-495	330-350	34,5-33,0
ОАО «ЧМК»	горячекатаные	490-510	340-365	34,4-32,2
	холоднодеформированные	475-490	337-350	35,2-34,2
ОАО «ЗМЗ»	горячекатаные	465-498	310-348	36,0-33,0
	холоднодеформированные	470-490	330-355	34,6-33,8

Таблица 4. Значения отношения σ_t/σ_s в трубах, изготовленных в ОАО «СинТЗ» в течение 2011-2012 гг.

Поставщик заготовки	Горячекатаные трубы			Холоднодеформированные трубы		
	число образцов	σ_t/σ_s		число образцов	σ_t/σ_s	
		минимум-максимум	среднее		минимум-максимум	среднее
ОАО «ВТЗ»	94	0,64-0,84	0,715	662	0,6-0,86	0,701
ОАО «ЗМЗ»	40	0,65-0,77	0,703	183	0,62-0,81	0,711
ОАО «ЧМК»	345	0,62-0,80	0,705	2117	0,61-0,87	0,715

увеличением суммы упрочняющих элементов снижаются интенсивнее – с 34 до 29 %.

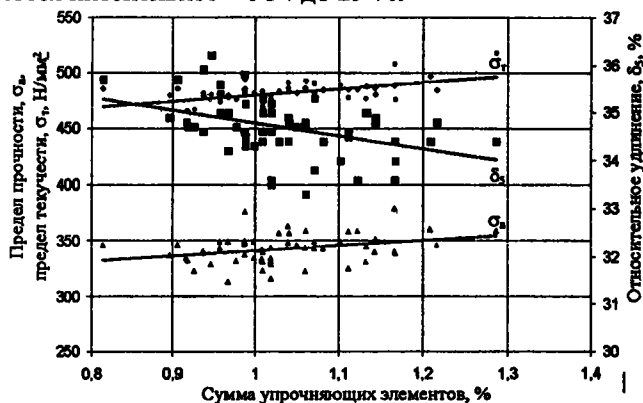


Рис. 5. Изменение механических свойств металла холоднодеформированных труб, изготовленных из заготовки стали 20 производства ОАО «ЗМЗ», в зависимости от суммарного содержания упрочняющих элементов (C+Mn+Si+P+Cr)

В табл. 3 сведены результаты статистической обработки механических свойств изготовленных в 2011-2012 гг. котельных труб из трубной заготовки стали 20 разных поставщиков. Из анализа таблицы следует, что разброс значений прочностных свойств в горячекатаных трубах (независимо от поставщика заготовки или способа производства ее) больше, чем в холоднодеформированных, подвергнутых нормализации: основная масса значений предела прочности горячекатаных труб укладывается в интервал 465-510 Н/мм², предела текучести в интервал 310-365 Н/мм²; предела прочности холоднодеформированных труб укладывается в интервал 470-495 Н/мм², предела текучести в интервал 330-355 Н/мм². Разброс значений относительного удлинения в трубах, нормализованных после холодной деформации, также меньше, чем в горячекатаных: 34,5-33,0 % против 36,0-32,5 %.

Существенных различий в механических свойствах труб, изготовленных из деформированной за-

готовки производства ОАО «ЧМК», ОАО «ЗМЗ» и недеформированной (непрерывнолитой) производства ОАО «ВТЗ», не выявлено.

Для подготовки решения о внесении в технические условия нормы отношения предела текучести к пределу прочности (σ_t/σ_s) обработаны данные по всем трубам, изготовленным ОАО «СинТЗ» в 2011-2012 гг. Результаты обработки представлены на рис. 6 и в табл. 4.



Рис. 6. Положение предела текучести в зависимости от предела прочности для горячекатаных (а) и холоднодеформированных (б) труб, изготовленных из трубной заготовки ОАО «ЧМК» (1), ОАО «ЗМЗ» (2), ОАО «ВТЗ» (3)

Существенных различий в положении предела текучести в зависимости от предела прочности и уровне значений σ_t/σ_s для труб разных способов производства (горячекатаных и холоднодеформированных), а также произведенных из деформированной или

непрерывнолитой заготовки, - не установлено. При этом значения с отношением $\sigma_T/\sigma_B < 0,60$ отсутствуют, а с отношением $\sigma_T/\sigma_B = 0,60$ – всего два значения. В интервал $\sigma_T/\sigma_B = 0,64-0,76$ попадают 90 % образцов при средних значениях $\sigma_T/\sigma_B = 0,70-0,72$. Рекомендуемая для внесения в НТД норма $\sigma_T/\sigma_B \leq 0,60$ и для горячекатаных, и для холоднодеформированных (с нормализацией) труб ОАО «СинТЗ» так же, как и для прессованных (с нормализацией) труб ОАО «ВТЗ» [1], неприемлема.

Выводы

1. В 90 % плавок всех поставщиков заготовки сумма упрочняющих элементов укладывается в диапазон 0,90-1,15 %, составляющий третью часть марочного поля от его середины к нижнему пределу.

2. Разброс значений прочностных и пластических характеристик горячекатаных труб из металла заготовки всех поставщиков (независимо от способа производства) несколько больше, чем холоднодеформированных труб: по пределу прочности 465–510 Н/мм², по пределу текучести 310–365 Н/мм², по относительному удлинению 32,5–36,0 % против, соответственно, 470–495 Н/мм², 330–355 Н/мм² и 33,0–34,5 % в холоднодеформированных.

3. С увеличением массовой доли упрочняющих элементов (С+Мн+Si+P+Cr) в пределах 0,98-1,13 % прочностные характеристики повышаются на 4-6 % (отн.), а относительное удлинение снижается на 1-1,5 % (абс.).

4. Различий в механических свойствах горячекатаных и холоднодеформированных труб, изготовленных из деформированной заготовки стали 20 производства ОАО «ЧМК», ОАО «ЗМЗ» и недеформированной (непрерывнолитой) заготовки производства ОАО «ВТЗ», не выявлено.

5. Отношение предела текучести к пределу прочности (σ_T/σ_B) находится в пределах 0,64-0,76 для 90 % изготовленных в ОАО «СинТЗ» труб независимо от способа их изготовления (горячая прокатка или холодная деформация с последующей нормализацией) и способа производства трубной заготовки (деформированная или непрерывнолитая). При указанных в технических условиях на котельные трубы из стали 20 нормативных значений прочностных характеристик рекомендуемая норма $\sigma_T/\sigma_B \leq 0,60$ неприемлема.

Библиографический список

1. Опрышко Л.В., Сенина Т.В., Маленик А.О. Свойства котельных горячепрессованных труб из непрерывнолитой заготовки стали 20 // *Металлург. и горноруд. пром-сть*. - 2012. - № 5. - С. 56-59.

2. Гудремон Э. Специальные стали. – М.: Металлургиздат, 1960. - 2638 с.

Поступила 13.02.2013

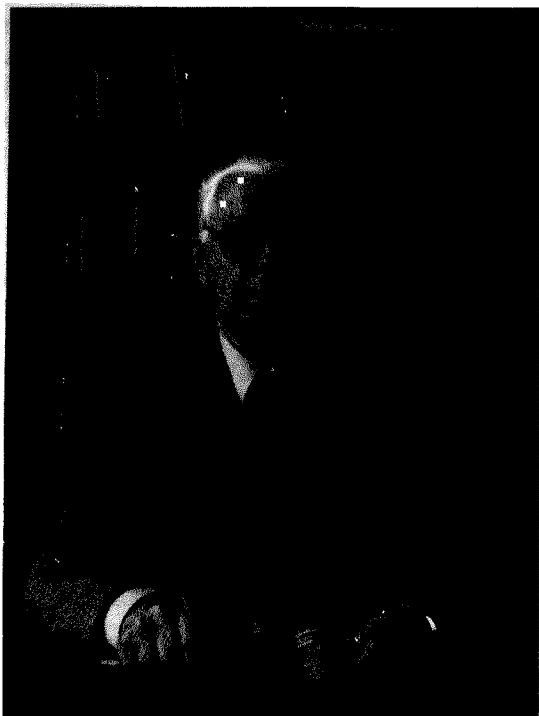


Вниманию авторов и читателей!

ООО «Укрметаллургинформ «НТА» проведена большая работа по созданию архива электронной версии журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность» за период с 2004 г. по текущий номер. Информировем о появившейся возможности осуществления подписки на архив электронной версии журнала.

Напоминаем о возможности оформления подписки через редакцию, начиная с любого ранее вышедшего номера.

**Сотрудничество с ООО «Укрметаллургинформ «НТА»
создает надежный информационный фундамент Ваших достижений.**



ТВОРЧЕСКИЙ ПУТЬ УЧЕНОГО И ОРГАНИЗАТОРА НАУКИ (к 90-летию д.т.н., проф. Узлова И.Г.)

В сентябре 1949 года по приглашению академика К.Ф. Стародубова был переведен на работу в Институт черной металлургии УЗЛОВ Иван Герасимович с Константиновского (Донецкая область) металлургического завода, где он работал после окончания Днепропетровского металлургического института. Начав свою работу в Институте в должности старшего инженера, он прошел путь старшего научного сотрудника (после защиты кандидатской диссертации в 1958 году), ученого секретаря Института, заместителя директора и директора Института. В 1971 году защитил докторскую диссертацию. В декабре 1988 года по достижению возраста 65 лет был освобожден от должности директора Института (в соответствии с нормативом Правительства СССР) и переведен на должность зав. отделом металловедения и термообработки металла Института. В последние годы он работает главным научным сотрудником этого отдела.

Основопологающим научно-техническим направлением работы отдела академика К.Ф. Стародубова была выдвинутая им идея создания нетрадиционных энергосберегающих процессов термического упрочнения массовых видов проката из углеродистых и низколегированных конструкционных сталей, из которых изготавливается свыше 80 % металлопроката от общего его производства.

Осуществление в 50–60 годы прошлого века широкомасштабной модернизации железнодорожного транспорта СССР, связанной в первую очередь с электрификацией дорог (повышение скорости движения поездов), укладкой железобетонных шпал и тяжелых типов рельсов (существенный рост осевых нагрузок) и другими мерами, потребовало создания принципиально новых технологических процессов и оборудования для производства железнодорожных колес с более высокими эксплуатационными характеристиками.

Минчермет СССР (в составе которого находился ИЧМ) весь комплекс металлургических разработок поручил ИЧМ и определил их руководителем зам. директора Института Узлова И.Г. Совместно с ВНИИЖТ МПС СССР была выполнена широкая программа научно-технических, технологических разработок и эксплуатационных испытаний, на основе которых были сформулированы технические требования к новой продукции. Предусмотрено также производство колес двух типов: для вагонов пассажирских поездов с высокими скоростями движения и грузовых вагонов с увеличенной осевой нагрузкой. Определены для них химический состав стали и уровень механических характеристик, которые были внесены в ГОСТы на железнодорожные колеса.

Задачи создания высокопроизводительного прессо-прокатного оборудования были решены совместно с НИИТяжмаш Уральского завода тяжелого машиностроения – изготовителя этого оборудования. Разработки по термической обработке колес (противофлокенная обработка, вертикальная прерывистая закалка, отпускные агрегаты, станочный парк для обточки колес, транспортные средства и др. оборудование были выполнены совместно с Укрпипромезом.

С учетом интенсивно нарастающих объемов железнодорожных перевозок Правительством СССР было решено построить два новых колесопрокатных цеха: на Нижнеднепровском трубопрокатном и Выксунском металлургическом заводах с общим объемом производства 1300 тыс. колес в год (по 650 тыс. на каждом из них).

В семидесятые годы оба цеха были введены в эксплуатацию, производя до настоящего времени высококачественные железнодорожные колеса как для транспорта стран СНГ и Балтии, так и в значительных количествах на экспорт (Германия, Китай, Индия и многие другие страны).

Авторам этой крупной комплексной научно-технической, конструкторско-технологической и проектно-промышленной разработки была присуждена Государственная премия СССР.

На проведенной Правительством СССР всесоюзной конференции в 1976 году в г. Челябинске была рассмотрена задача коренного снижения металлоемкости национального дохода СССР (он в 1,5–2,0 раза превышал аналогичный показатель передовых развитых стран). По её итогам была принята Государственная программа

«Металлоемкость», в составе которой нашли достойное место и разработки академика К.Ф. Стародубова по термическому упрочнению массовых видов проката. Минчермет СССР поручил ИЧМ как головной организации по этой проблеме совместно с ЦНИИЧМ, УкрНИИМет, УкрНИИСпецсталь и другими научными и проектными организациями разработать отраслевую программу по широкому внедрению этой прогрессивной технологии. Руководителем этой Программы был назначен директор ИЧМ И.Г. Узлов.

Для обеспечения максимальной эффективности реализации данной программы был осуществлен большой объем работ по определению наиболее востребованного сортамента высокопрочного металлопроката в различных металлопотребляющих отраслях. Эта работа выполнена совместно с ВНИИМетМашем, ВНИИЖТ МПС СССР, НИИЖБ, ЦНИИСК и ЦНИИПСК Госстроя СССР, а также другими институтами металлопотребляющих отраслей.

Выполнение программы было под ежегодным контролем Минчермета СССР и полностью им финансировалась. Внедрение осуществлялось по графику Минчермета СССР на комбинатах «Криворожсталь», «Азовсталь», Нижнетагильском, Западно-Сибирском, Череповецком и на многих других заводах.

Значительная часть термически упрочненного металлопроката (арматура – «Криворожсталь», толстолистовой прокат – «Азовсталь», железнодорожные колеса – ОАО «Интерпайп НТЗ», Выксунский метзавод) и в настоящее время, являясь конкурентно-способной продукцией, экспортируется в значительных количествах во многие страны мира.

В результате к концу 80-х годов производство высокопрочного проката составило свыше 10 млн. т, что по данным Госплана СССР обеспечило экономию около 1,0 млн. т металла в стране. Успешная реализация программы была отмечена присуждением творческим участникам ее выполнения Премии Совета Министров СССР.

В последующий период в условиях независимой Украины после передачи ИЧМ в состав Национальной Академии наук Украины под руководством И.Г. Узлова выполнялись научные разработки по совместной программе НАНУ и Министерства промышленности (программа «Эффективные конструкционные стали»), по научно-технической программе НАНУ «Ресурс» в течение 2004–2012 г.г. (создание высокоизносостойких колес, высокопрочных локомотивных бандажей, высокопрочного металлопроката для грузовых вагонов нового поколения).

Укрзалізниця поручила ИЧМ совместно с другими научными институтами, ВУЗами, проектно-конструкторскими организациями и промышленными предприятиями Украины (всего около 20 участников) в течение 2012–2013 г.г. разработать научно-техническую программу создания высокопрочной экономичной металлопродукции для грузовых вагонов нового поколения с повышенными эксплуатационными характеристиками. В Государственной программе модернизации экономики Украины отечественное вагоностроение занимает одно из первых мест. Руководителем разработки программы назначен И.Г. Узлов. Такая программа разрабатывается и в Российской Федерации. Решение этой значимой задачи имеет большое экономическое и политическое значение для железнодорожного транспорта стран СНГ и Балтии, поскольку он входит в состав Международных транспортных коридоров Восток – Запад, проходящих через эти государства, в том числе и через железные дороги Украины, располагающей грузовым вагонным парком в количестве свыше 100 тысяч единиц.

В процессе проектирования лабораторного комплекса ИЧМ директором Института академиком З.И. Некрасовым была принята структура отдельных корпусов для каждого ведущего отдела (металлургии чугуна, металлургии стали, прокатного производства, металловедения и термической обработки металлов), состоящих из рабочих комнат для сотрудников, функциональных лабораторий и производственного цехового пролета для размещения опытных, опытно-промышленных и промышленных агрегатов. Такое решение в последующем оказало серьезную помощь в разработке и предвнешренческом освоении многих новых технологических решений, сокращая сроки и повышая эффективность реализации разработок на металлургических предприятиях.

Работая, начиная с 1962 года (после передачи ИЧМ из Академии наук Украины в состав Госметаллургкомитета Госплана СССР, а затем Минчермета СССР) по 1988 год заместителем директора и директором Института осуществлял планирование, координацию с Минчерметом СССР и предприятиями научной тематики и отчетности по ней.

После определения ИЧМ головной организацией по основным металлургическим переделам (металлургия чугуна с задачами по сырьевым ресурсам, металлургия стали во всем объеме её переделов, листопрокатное производство, обеспечение высокого уровня свойств готового проката путем металловедческих решений и термической обработки) встал вопрос о значительном привлечении квалифицированных научных кадров и молодых специалистов для существующих и вновь создаваемых научных подразделений и их активной профессиональной подготовки. Для этой цели в Институте была создана система подготовки научных кадров

(кандидатов и докторов наук) с увязкой их диссертационных работ с тематикой Института. Координация этой деятельности была поручена зам. директора Института И.Г. Узлову.

После назначения И.Г. Узлова директором Института он продолжил активную деятельность по развитию научно-исследовательской и внедренческой тематики, создания экспериментальной базы и её оснащения исследовательским оборудованием, в т.ч. и импортным, завершения строительства корпуса Экспериментально-промышленного производства, приобретения для него большого объема станочного парка и др.

Основное внимание уделялось постановке и ежегодной координации работ с организациями-соисполнителями с участием представителей МЧМ СССР и промышленных предприятий черной металлургии и металлопотребляющих отраслей. Практиковались регулярные выезды руководителей отделов во главе с директором Института на металлургические предприятия: комбинаты «Криворожсталь», «Азовсталь», им. Дзержинского, им. Ильича, Нижнетагильского, Магнитогорского, Новолипецкого, Западно-Сибирского, Алчевского, заводы Нижнеднепровский трубопрокатный, Выксунский металлургический, в результате которых оценивались выполненные работы и планировались разработки на следующие годы.

Институт осуществлял большую научно-информационную работу, издавая регулярно сборники выполняемых в составе головных научно-технических направлений исследовательских и внедренческих работ. По этим же направлениям проводились Всесоюзные научные конференции с широким участием ученых академических, отраслевых черной металлургии и отраслей металлопотребления институтов и проектных организаций.

К концу 80-х годов в ИЧМ работало свыше 1000 сотрудников, из которых кандидатов наук – 400 и докторов наук – свыше 30. Дополнительно в экспериментальном производстве Института работало 500 специалистов, выполнявших изготовление, испытание опытных и опытно-промышленных установок для научных отделов и предприятий.

Строительство Байкало-Амурской магистрали открыло перспективы разработки угольных и железорудных месторождений Сибири, находящихся на пути её следования, и на этой основе создания в Сибири новых металлургических мощностей. Для научно-технического обеспечения этих предприятий, а также для уже работающих в Сибири (Кузнецкий и Западно-Сибирский комбинаты, Гурьевский, Петровск-Забайкальский, «Амурсталь» заводы) Минчермет СССР в середине 80-х годов прошлого века принял решение создать в г. Новокузнецке Научно-исследовательский институт черной металлургии. Его создание как комплексной научной организации с научно-техническими разработками начиная с сырьевого обеспечения предприятий и завершая выпуском широкого сортамента металлопродукции было поручено ИЧМ и лично его директору И.Г. Узлову.

К концу 80-х годов в г. Новокузнецке уже работал филиал ИЧМ (ВостФИЧМ) в составе свыше 170 сотрудников. Для этой цели Минчерметом СССР были выделены рабочие помещения и жилплощади для поступающих на работу специалистов.

После завершения деятельности директора Института И.Г. Узлов (начало 90-х годов) был приглашен главным редактором журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность» Я.П. Куликовым в состав редколлегии журнала, в которой продуктивно работает до настоящего времени, возглавляя раздел «Металловедение и термическая обработка металлов».

Узлов Иван Герасимович

Заслуженный деятель науки и техники Украины, лауреат Государственной премии СССР и премии Совета Министров СССР, действительный член Нью-Йоркской Академии наук, доктор технических наук, профессор отмечает 14 августа 2013 года свой 90-летний юбилей и 64-годовщину работы в Институте черной металлургии.

Коллектив сотрудников ИЧМ НАНУ и редколлегия журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность» поздравляют УЗЛОВА И.Г. с этими событиями и искренне желают ему здоровья, благополучия, оптимизма и большой житейской мудрости!

Директор Института
черной металлургии НАН Украины,
академик НАНУ

Главный редактор журнала
«Металлургическая и горнорудная
промышленность», профессор

В.И. Большаков

А.Ф. Гринев



Влияние маломощной механической вибрации на структуру и свойства эвтектических сплавов Al-Si и Al-Cu

Изучено влияние маломощной вибрации с различной частотой колебаний на структуру и свойства эвтектических сплавов Al-Si и Al-Cu. Показано, что при частоте колебаний 50 Гц происходит смещение эвтектической точки в перетектическую область. Ил. 8. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: эвтектика, частота колебаний, маломощная вибрация

Al-Si and Al-Cu

The effect of a low-power vibrations with different frequencies of oscillations on the structure and properties of eutectic Al-Si alloys and Al-Cu. It is shown that the oscillation frequency of 50 Hz is a shift of the eutectic point in peretekticheskuyu area.

Keywords: eutectic, the oscillation frequency, low-power vibration.

Постановка задачи в общем виде

В литературе известно, что принудительные колебания и перемешивания расплава в процессе кристаллизации эффективно измельчают структуру металла. Однако механизм измельчения зерна изучен недостаточно [1].

Считают, что при наложении колебаний зерно измельчается главным образом в результате разрушения дендритных кристаллов. Согласно [2] при воздействии волны давления уменьшается критический размер стабильных зародышей металла, дающего усадку при затвердевании. Но при этом трудно объяснить, как выживают зародыши в период волны разрежения, которая увеличивает критический размер. Если при наложении колебаний зерно измельчается в результате облегчения зародышеобразования в расплаве, то трудно объяснить, почему этот же фактор не содействует зародышеобразованию чистых металлов.

Согласно [1] существуют два фактора воздействия вибрации на структуру в процессе кристаллизации. Первый фактор состоит в том, что колебания способствуют смачиванию расплавом поверхности формы, а это в свою очередь облегчает теплоотвод от расплава через стенку формы. Но поскольку в обычных условиях поверхность расплава покрыта оксидными пленками, то трудно ожидать однородного его контакта с этой стенкой. Колебания разрушают покровные пленки, облегчают смачивание поверхности формы, в результате скорость охлаждения расплава увеличивается, т.е. облегчается зарождение кристаллов, вследствие этого измельчается структура наружного слоя слитков [1].

Второй фактор заключается в том, что наложение колебаний способствует разобшению шейкообразных кристаллов со стенкой литейной формы. Чтобы кристаллы, растущие на стенке формы, разобшились,

желательно сужение их корневой части. Для металлов, затвердевающих с плоским фронтом кристаллизации, например, чистых металлов, невозможно отделение кристаллов от стенки формы. Однако если металлический расплав содержит достаточно растворенного вещества для формирования дендритных кристаллов при затвердевании, то принудительные колебания могут способствовать формированию равноосных кристаллов [1].

Анализ последних исследований

В работе [3] рассматривались особенности влияния вибрации на структуру эвтектического затвердевания, которые заключаются в том, что необходимо учитывать одновременное воздействие колебательных процессов на две или несколько фаз, имеющих различные смысловые нагрузки в процессе кристаллизации. Последняя зарождается на фазе, которая имеет более сложное кристаллографическое строение и определяет законы роста эвтектического зерна. Присутствие колебательных процессов в жидкости усложняет процесс зарождения (уменьшая концентрационное переохлаждение) и появления необходимого для раздельного или кооперативного роста контакта ведущей и ведомой фазы. В связи с этим уменьшается степень эвтектичности расплава.

Постановка задачи в общем виде

В связи с этим в настоящей работе рассмотрено влияние маломощной вибрации с различной частотой на структуру эвтектических сплавов.

Для исследования влияния вибрации различных частот были выбраны сплавы системы Al-Si (весовая доля Si 12,6 %) и Al-Cu (весовая доля Al 67 %). Плавление сплавов проводили в муфельной печи с измерением температуры непосредственно в сплаве. Плавки производили в графитовом тигле. После плавления заготовки температуру сплавов доводили для систем

Постановка задачи в общем виде

В литературе известно, что принудительные колебания и перемешивания расплава в процессе кристаллизации эффективно измельчают структуру металла. Однако механизм измельчения зерна изучен недостаточно [1].

Считают, что при наложении колебаний зерно измельчается главным образом в результате разрушения дендритных кристаллов. Согласно [2] при воздействии волны давления уменьшается критический размер стабильных зародышей металла, дающего усадку при затвердевании. Но при этом трудно объяснить, как выживают зародыши в период волны разрежения, которая увеличивает критический размер. Если при наложении колебаний зерно измельчается в результате облегчения зародышеобразования в расплаве, то трудно объяснить, почему этот же фактор не содействует зародышеобразованию чистых металлов.

Согласно [1] существуют два фактора воздействия вибрации на структуру в процессе кристалли-

Как известно [4] мощность вибрации пропорциональна квадрату амплитуды колебаний. В наших исследованиях амплитуда колебаний была практически равной нулю, поэтому значениями амплитуды при анализе полученных данных можно пренебречь.

Таким образом, можно считать, что в процессе кристаллизации эвтектических расплавов Al-Si и Al-Cu к ним подводилась маломощная вибрация.

На рис. 1, 2 показаны микроstructures эвтектических сплавов

Al-Si и Al-Cu, соответственно.

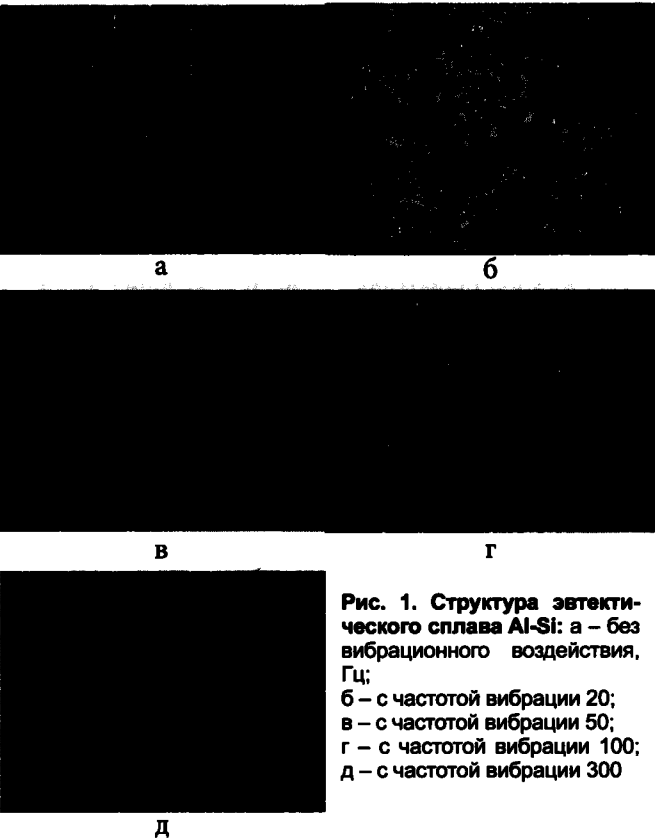


Рис. 1. Структура эвтектического сплава Al-Si: а – без вибрационного воздействия, Гц; б – с частотой вибрации 20; в – с частотой вибрации 50; г – с частотой вибрации 100; д – с частотой вибрации 300

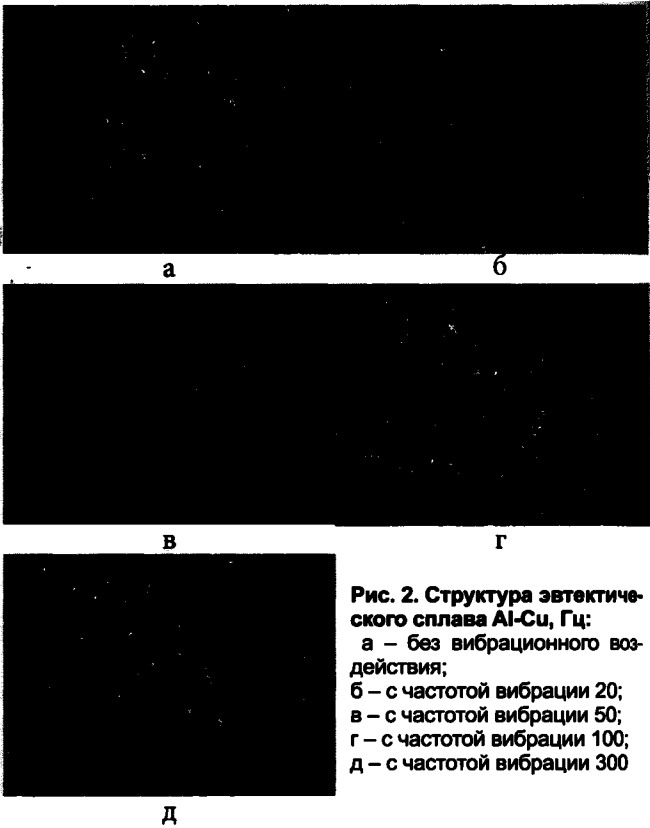


Рис. 2. Структура эвтектического сплава Al-Cu, Гц: а – без вибрационного воздействия; б – с частотой вибрации 20; в – с частотой вибрации 50; г – с частотой вибрации 100; д – с частотой вибрации 300

Для изучения влияния вибрационного воздействия на эвтектику был проведен количественный анализ структурных составляющих. На диаграммах 3 и 4 показана зависимость количества Si и Cu от частоты вибрации.

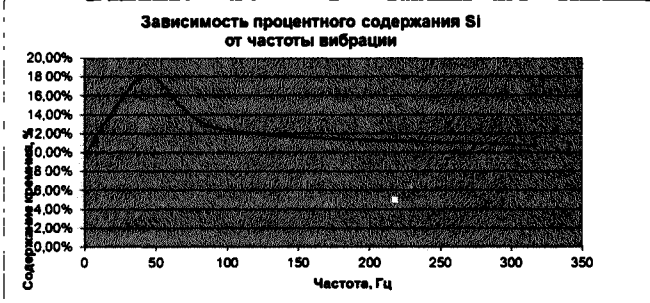


Рис. 3. Зависимость процентного содержания Si от частоты вибрации

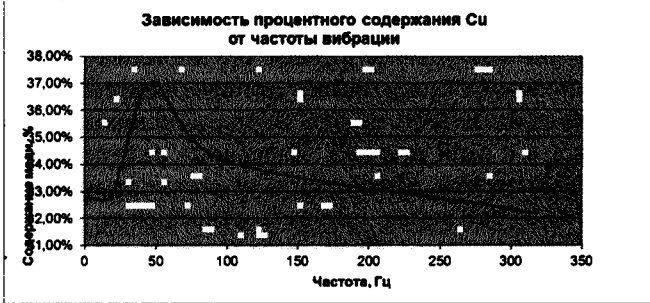


Рис. 4. Зависимость процентного содержания Cu от частоты вибрации

Как видно на рис. 3, 4, с увеличением частоты вибрационного воздействия при кристаллизации эвтектик Al-Si и Al-Cu точка эвтектики сдвигается в сторону меньших значений Al и достигает минимального количества при частоте 50 Гц. А затем снова возвращается к равноосному состоянию и при частоте 300 Гц

начинает переходить в доэвтектическую зону.

Таким образом, можно сделать выводы о том, что малоомощная механическая вибрация с частотой 50 Гц максимально смещает точку эвтектики в перетектическую область.

Упругие колебания, оказывая воздействие на структуру наплавленного металла, влияют на его твердость. В связи с этим было решено провести испытания по измерению микротвердости полученных образцов из эвтектических сплавов Al-Si и Al-Cu, которые подвергались вибрационному воздействию. Для более достоверной информации измеряли микротвердость отдельных структурных составляющих сплавов. Результаты измерений приведены на диаграммах 5–8.

Зависимость микротвердости алюминия от частоты вибрации

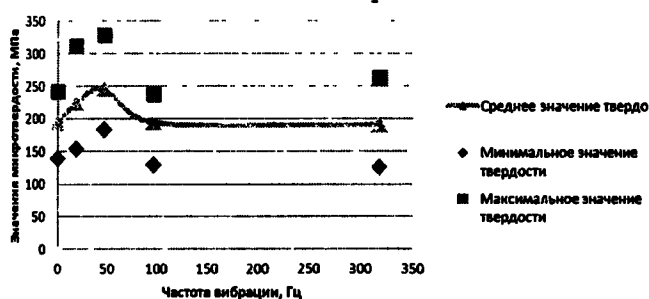


Рис. 5. Зависимость микротвердости Al в эвтектическом сплаве Al-Si от частоты вибрации в кристаллизаторе

Зависимость микротвердости кремния от частоты вибрации

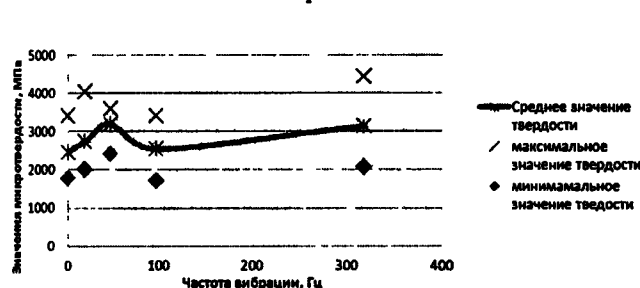


Рис. 6. Зависимость микротвердости Si в эвтектическом сплаве Al-Si от частоты вибрации в кристаллизаторе

Таким образом, из полученных результатов можно сделать заключение о том, что механическая вибрация с частотой 50 Гц не только смещает

Зависимость микротвердости алюминия от частоты вибрации

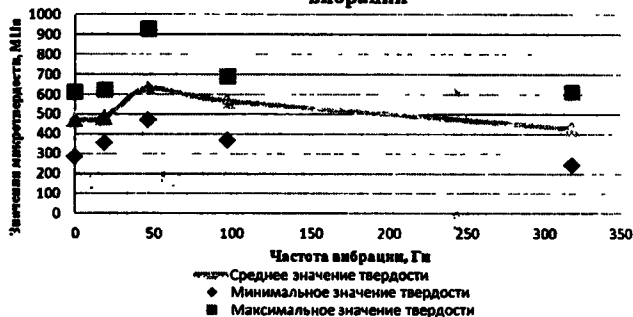


Рис. 7. Зависимость микротвердости Al в эвтектическом сплаве Al-Cu от частоты вибрации в кристаллизаторе

Зависимость микротвердости меди от частоты вибрации

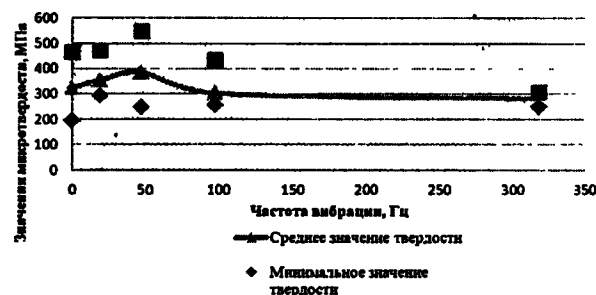


Рис. 8. Зависимость микротвердости Cu в эвтектическом сплаве Al-Cu от частоты вибрации в кристаллизаторе

точку эвтектики, но и увеличивает временное сопротивление разрушению, что говорит о том, что для получения высоких прочностных характеристик достаточно прикладывать вибрации с частотой 50 Гц.

Библиографический список

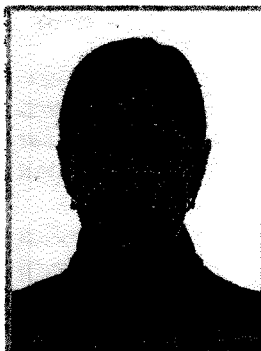
1. Оно А. Затвердевание металлов. Пер. с англ. – М.: Металлургия, 1980. – 152 с.
2. Wallace J. / J. of Metals, 1963. – V. 5. – P. 373.
3. Управление многофазной кристаллизацией с помощью вибрационного воздействия на расплав / В.И. Большаков, Н.А. Ротт // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. науч. тр. Вып. № 65. – Днепропетровск: ГВУЗ «ПГАСА», 2012. – № 65. – С. 52–56.
4. www.cnt-moscow.ru/ru/bible/osn

Поступила 22.05.2013

ВНИМАНИЮ АВТОРОВ!

В редакции можно приобрести по льготной цене авторские экземпляры журнала. Просим заблаговременно подать заявку для формирования тиража.

**контактный телефон 056-744-81-66
(факс) 0562-46-12-95**



УДК 669.715.018:621.745

Аюпова Т.А. /к.т.н./

НМетАУ

Наука

Структурутворення у доевтектичному силуміні при комплексному впливі стронцію, скандію та фізичних способів оброблення сплаву в рідкому та твердому станах. Повідомлення 2

Встановлені закономірності структурутворення в доевтектичному силуміні АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій, при фізико-хімічній обробці його в рідкому та твердому станах. Показано, що шляхом гідроциркуляційної, водневої обробки розплаву та термообробки в твердому стані можна забезпечити додаткове підвищення комплексу механічних властивостей силуміну на основі АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій. Це дозволяє розширити можливості використання ливарного сплаву АК7ч для виготовлення виробів як методом лиття, так і методом обробки тиском. Зокрема, прокаткою отримана штаба товщиною 2,4 мм із заготовки з максимальною товщиною 11 мм. Іл. 3. Табл. 1. Бібліогр.: 7 назв.

Ключевые слова: силуміни, мікролегування, термічна обробка, обробка розплаву, стронцій, скандій, механічні властивості, деформація

The regularities of structure formation in doevtektichnomu silumins AK7ch containing strontium scandium complex, the physical and chemical processing it in liquid and solid states. It is shown that by hidrotsirkulyatsiynoi, hydrogen processing melt and heat treatment in the solid state can provide an additional increase in mechanical properties of complex silumina based AK7ch containing strontium scandium complex. This allows you to extend the use of foundry alloy AK7ch for production as a method of molding and fabrication method. Specifically, obtained by rolling strip thickness 2.4 mm with a maximum workpiece thickness 11 mm.

Keywords: silumins, microalloying, heat treatment, machining melt, strontium, scandium, mechanical properties, deformation.

Вступ

У повідомленні 1 [1] було розглянуто вплив комплексного мікролегування стронцієм та скандієм на структурутворення та формування комплексу механічних властивостей силуміну АК7ч, отримані кількісні залежності структурних параметрів та характеристик механічних властивостей від вмісту стронцію, скандію та швидкості охолодження при кристалізації.

Відомий позитивний вплив фізичних методів оброблення розплаву електричним струмом, ультразвуком, гідроциркуляційним та водневим методами і термічного оброблення в твердому стані на структуру та властивості доевтектичних силумінів, проте даних за умов оброблення силумінів, що містять комплекс стронцій-скандій, немає.

Це не дозволяє цілеспрямовано керувати властивостями промислових силумінів з підвищеним комплексом властивостей для наступного виготовлення деталей методами лиття та (або) обробки тиском.

Мета роботи – дослідження впливу скандію і комплексу стронцій-скандій, технологічних параметрів оброблення в рідкому та твердому стані на структурутворення, фазовий склад, характер розподілу елементів між фазами і структурними складовими для підвищення механічних властивостей (міцності та пластичності) доевтектичного силуміну АК7ч.

Результати дослідження

При проведенні досліджень були використані фундаментальні положення металознавства, термічного оброблення металів, а також інструментальні методи: мікроструктурний, рентгеноструктурний, локальний рентгеноспектральний, калориметричні дослідження, вимірювання твердості, мікротвердості і комплексу механічних властивостей при реалізації впливів: гідроциркуляційне [2] та воднєве оброблення [3] розплаву, термічне оброблення (гартування та старіння) [4], - на структуру, фазовий склад доевтектичного силуміну АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій.

Дані металографічних досліджень свідчать, що температура 520 °С нагріву під гартування не приводить до суттєвих змін у структурі сплаву [4]. Підвищення температури нагріву під гартування до 530-535 °С приводить до сфероїдизації та коалесценції евтектичного кремнію. При цьому методом фазового рентгеноструктурного аналізу встановили, що при нагріві до температур 530-545 °С зменшується кількість інтерметалідних фаз Mg_2Si і Al_3Sc . Підвищення температури нагріву під гартування до 540-545 °С веде до коалесценції та коагуляції кристалів евтектичного кремнію, що приводить, в свою чергу, до зниження механічних властивостей сплаву.

За методикою проведення експериментів по пла-

ну ортогональних латинських квадратів побудовані кількісні залежності структурних параметрів $\% E, D, A, L$ та механічних властивостей $H\mu_{\text{вст}}, H\mu\alpha, \sigma_{02}, \sigma_B, \varepsilon, \psi$ від незалежних змінних (температури нагріву під гартування $T_{\text{гарт}}$, часу витримки при гартуванні $t_{\text{гарт}}$, температури старіння $T_{\text{стар}}$, часу старіння $t_{\text{стар}}$) сплаву АК7ч. Отримані частинні залежності вказаних характеристик структури та механічних властивостей дозволяють прогнозувати структуру та механічні властивості сплаву при різноманітних співвідношеннях обраних незалежних змінних та оптимізувати термочасові параметри термічного оброблення з метою забезпечення необхідного комплексу механічних властивостей. В результаті аналізу цих даних оптимізовані термочасові параметри термічного оброблення дослідженого сплаву. Рекомендуються гартування ($T_{\text{гарт}} = 530^\circ\text{C}$, $t_{\text{гарт}} = 3$ год) та старіння ($T_{\text{стар}} = 150^\circ\text{C}$, $t_{\text{стар}} = 1$ год), що забезпечують підвищення межі міцності на 70 МПа, твердості на 7 НВ при збереженні достатнього для обробки тиском рівня пластичності. Частина даних щодо механічних властивостей сплаву АК7ч (Sr, Sc) при випробуванні на стиснення у литому стані та після термічного оброблення згідно з розробленим режимом наведені в таблиці.

Досліджено вплив гідроциркуляційного та водневого оброблення розплаву на формування структури і властивостей сплаву АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій. Проводили порівняльний аналіз кількісних характеристик структури (кількість евтектики E , розмір та параметр форми кристалів евтектичного кремнію D, A , відстань між кристалами кремнію в евтектиці L , ступінь розгалуженості дендритів $\alpha\text{-Al}$

твердого розчину R), а також механічних властивостей (твердість HV , межа плинності σ_{02} , межа міцності σ_B , відносне подовження δ) від технологічних параметрів оброблення розплаву: для вихідного сплаву, а також після гідроциркуляційного оброблення на протязі 5, 15, 30 хв, додатково витримки 30 хв після гідроциркуляційного оброблення, а також при гідруванні та витримках після гідрування 20, 40, 60, 90 хв при водневому обробленні [4, 5]. Відповідні дані наведені на рис. 1, 2.

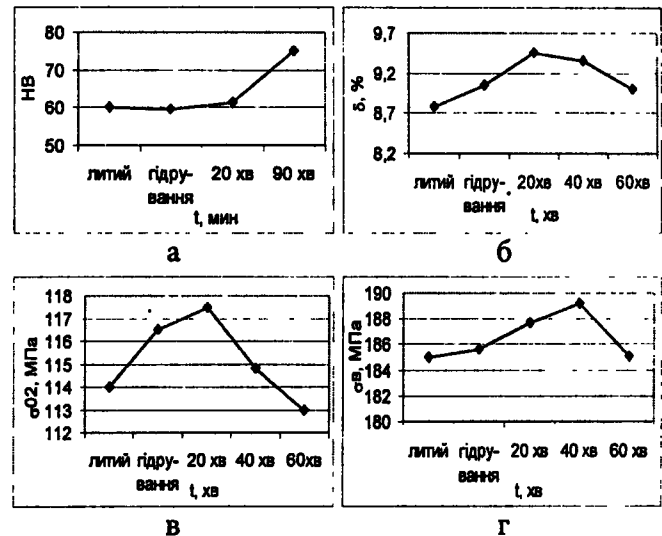


Рис. 2. Вплив водневого оброблення на показники механічних властивостей сплаву АК7ч, що містить 0,1 % Sr 0,5 % Sc: а – твердість сплаву; б – відносне подовження; в – межа плинності; г – межа міцності

Встановлено, що гідроциркуляційне оброблення ефективно впливає на мікроструктуру сплаву на протязі 5-15 хв, після чого його вплив припиняється. Отримані дані дозволяють рекомендувати таке оброблення при температурі розплаву 750°C для підвищення механічних властивостей сплаву.

В результаті, межа міцності матеріалу зростає на 10-20 % (з 167 до 196 МПа), межа плинності на 16-26 % (з 109 до 135 МПа), відносне подовження – у 1,1-1,4 (з 6,0 до 8,5 %) рази у порівнянні з литим станом сплаву.

Залежності твердості, відносного подовження, межі плинності та міцності від часу витримки після гідрування дозволяють визначити оптимальний час водневого оброблення, який складає 20-40 хв.

Водневе оброблення на протязі 20-40 хв забезпечує підвищення відносного подовження на 25 % (з 8,8 до 9,8 %) при одночасному незначному зростанні межі міцності на 5 % (з 185 до 190 МПа) в порівнянні з литим станом сплаву. Підвищення механічних властивостей пов'язано як із формуванням більш сприят-

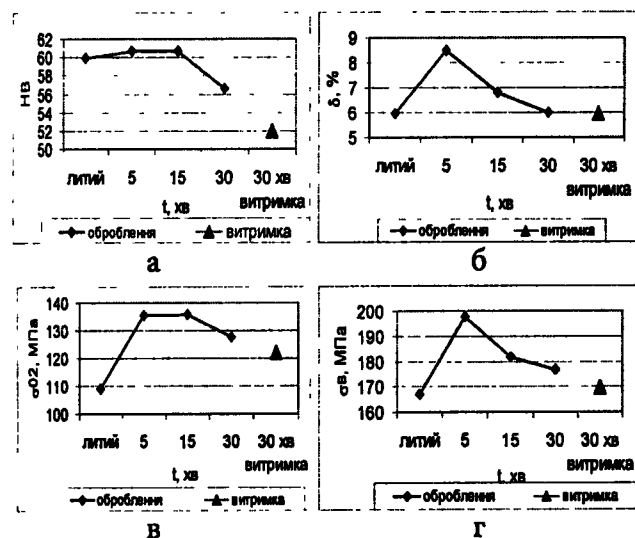


Рис. 1. Вплив гідроциркуляційного оброблення на показники механічних властивостей сплаву АК7ч, що містить 0,1 % Sr 0,5 % Sc: а – твердість сплаву; б – відносне подовження; в – межа плинності; г – межа міцності

Таблиця. Механічні властивості сплаву АК7ч (Sr, Sc) в залежності від параметрів термічного оброблення

№	$T_{\text{гарт}}, ^\circ\text{C}$	$t_{\text{гарт}}, \text{год}$	$T_{\text{стар}}, ^\circ\text{C}$	$t_{\text{стар}}, \text{год}$	$H\mu_{\text{вст}}, \text{МПа}$	$H\mu\alpha, \text{МПа}$	HV	$\varepsilon, \%$	$\psi, \%$	$\sigma_{02}, \text{МПа}$	$\sigma_B, \text{МПа}$
1	Литий стан				340	250	72	64,0	80	176	368
2	Термічне оброблення				341	289	79	64,0	74,0	163	437
	530	3	150	1							

ливої структури сплаву (зменшується міжпластинчаста відстань в евтектиці з 5,2 до 3,6 мкм та зростає розгалуженість дендритів α -Al твердого розчину), так і зникненню у структурі сплаву інтерметалідів, що містять залізо, магній та скандій, внаслідок перерозподілу легуючих елементів у розплаві та зміни кількісного співвідношення і складу мікрогруповань атомів у розплаві, подібних інтерметалідам, що присутні в структурі сплаву АК7ч (Sr, Sc) в твердому стані.

Проведено дослідну однопрохідну при постійному зазорі валків 2,9 мм клинових зразків довжиною 45 мм, шириною 10 мм та висотами 11 та 3 мм, прокатку вихідного сплаву АК7ч, та сплаву на основі АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій, в литому стані та після водневого оброблення [6]. Залежності межового ступеня деформованості до руйнування від режимів водневого оброблення наведені на рис. 3.

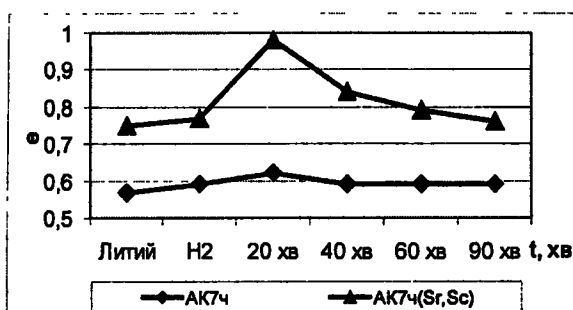


Рис. 3. Залежності технологічної деформованості сплавів АК7ч та АК7ч (Sr, Sc) від часу водневого оброблення розплаву

Ці дані свідчать про наступне: водневе оброблення розплаву сплаву АК7ч вихідного складу незначно підвищує межовий ступінь деформованості (на $\approx 9\%$). Співставлення даних деформованості сплавів АК7ч вихідного складу та сплаву АК7ч, що містить стронцій та скандій (рис. 3), підтверджує факт підвищення пластичності в литому стані при додаванні комплексу стронцій-скандій на 32 %; найбільший вплив на деформованість сплаву АК7ч здійснює комплексне фізико-хімічне оброблення розплаву - мікролегування стронцієм та скандієм і наступне водневе оброблення на протязі 20 хв: деформованість сплаву підвищується на 60 % у порівнянні з литим сплавом вихідного складу.

В ході експериментальних досліджень деформованості сплаву також здійснювали двопрохідну прокатку клинових зразків із забезпеченням мінімально можливої товщини без їх руйнування. Максимальне досягнуте значення «істинної» деформації сплаву АК7ч, що містить комплекс стронцій-скандій, після водневого оброблення склало 1,19. Таким чином, з ливарного сплаву АК7ч, що містить стронцій та скандій, після водневого оброблення була отримана штаба товщиною 2,4 мм із заготовки з максимальною товщиною 11 мм. Це дозволяє прогнозувати можливість використання ливарного сплаву АК7ч з оптимальним співвідношенням стронцію та скандію та оптималь-

ним часом водневого оброблення для отримання деталей методами пластичної обробки тиском, зокрема, прокаткою. За результатами досліджень отримано патент [7].

Висновки

1. Вперше визначені особливості структуроутворення, зміни фазового складу і механічні властивості при гартуванні і старінні доєвтектичного силуміну, що містить стронцій та скандій. Ці закономірності для силуміну АК7ч із вказаним мікролегуванням дозволяють цілеспрямовано впливати на структуру і фазовий склад сплаву, забезпечуючи необхідний рівень його властивостей для подальшої переробки (виготовлення виробів методами лиття та/або обробки тиском).

Виявлено, що гартування ($T_{\text{гарт}} \approx 530^\circ\text{C}$, $t_{\text{гарт}} = 3$ год) і старіння ($T_{\text{стар}} = 150^\circ\text{C}$, $t_{\text{стар}} = 1$ год) матеріалу, що досліджений, приводять до збільшення межі міцності на 70 МПа (з 368 у литому стані до 437 МПа – після термічного оброблення) в порівнянні з литим станом при збереженні достатнього для подальшої обробки тиском рівня пластичності.

2. Вперше експериментально встановлені закономірності впливу технологічних параметрів гідроциркуляційного та водневого оброблення силуміну АК7ч, що містить стронцій і скандій, на структуру, фазовий склад і механічні властивості матеріалу. Ці закономірності дозволяють оптимізувати термочасові параметри оброблення розплаву для забезпечення необхідного рівня властивостей сплаву при наступній переробці (виготовлення виробів методами лиття та обробки тиском). Отримані дані дозволяють рекомендувати:

- гідроциркуляційне оброблення сплаву АК7ч (Sr-Sc) на протязі 5-15 хв при температурі розплаву 750°C підвищує механічні властивості сплаву АК7ч (Sr-Sc): межу міцності на 10-20 % (з 167 до 196 МПа), межу плинності – на 16-26 % (з 109 до 135 МПа), відносне подовження – у 1,1-1,4 (з 6,0 до 8,5 %) рази у порівнянні з литим станом сплаву;

- водневе оброблення протягом 20-40 хв при температурі розплаву 750°C , що забезпечує підвищення відносного подовження на 25 % (з 8,8 до 9,8 %).

3. Вперше визначено особливості структури та фазового складу ливарного алюмінієвого сплаву, які забезпечують його прокатку зі ступенем сумарної логарифмічної («істинної») деформації до 1,19. Наслідком цього стала можливість виготовлення виробів з ливарного сплаву АК7ч як методом лиття, так і прокаткою.

Бібліографічний список

1. Аюпова Т.А. Структуроутворення у доєвтектичному силуміні при комплексному впливі стронцію, скандію та фізичних способів оброблення сплаву в рідкому та твердому станах. Повідомлення I // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2013. – № 3. – С.
2. Исследование эффективности гидроциркуляционной обработки Al-Si расплавов / Борисов Г.П.,

Костюк А.И., Семенченко А.И. и др. // Производство стали в XXI веке, прогноз, процессы, технология, экология. – К.: Днепродзержинск, 2000. – С. 12-18.

3. Водородная обработка расплава – как метод снижения водородной пористости отливок из алюминиевых сплавов / Г.П. Борисов, Ф.М. Котлярский // Водородная обработка материалов. – Донецк, ДонГТУ, 2001. – С. 202-204.

4. Влияние термической обработки на структуру и фазовый состав модифицированного сплава АК7ч / В.З. Куцова, Т.А. Аюпова // Строительство, материаловедение, машиностроение: сб. научн. тр. – Вып. 42, ч. 1. – Днепропетровск: ПГАСиА, 2008. – С. 10-17.

5. Влияние гидроциркуляционной обработки расплава на формирование структуры и свойств металла

отливок из комплекснолегированного силумина типа АК7ч / В.З. Куцова, Т.А. Аюпова // МиТОМ. – 2009. – № 1. – С. 50-61.

6. Определение предельной степени технологической деформируемости металлов при прокатке клиновидных образцов / А.М. Должанский, В.З. Куцова, Т.А. Аюпова // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2010. – № 3. – С. 50-52.

7. Пат. 89335 Украина. МКИ⁷ C21 C22/00. Ливарный сплав на основе алюминия / Куцова В.З., Аюпова Т.А., Слагін А.С., Яшук М.М. Заявник та патентоутримувач Національна металургійна Академія України, заявл. 25.12.2008; 11.01.2010, Бюл. № 24.

Поступила 18.01.2013

УДК 621.791

Наука

Крымов В.Н. /к.т.н./, Алимов В.И. /д.т.н./
Донецкий НТУ

Особенности поверхностного упрочнения чугуна с графитом дуговым разрядом

Рассмотрено строение серого чугуна после поверхностного упрочнения высококонцентрированными источниками энергии. Проанализированы причины повышения шероховатости поверхности при упрочнении с оплавлением. Изучена структура и измерены краевые углы смачивания закристаллизовавшихся капель расплава на сером чугуне и графите после воздействия дугового разряда. Ил. 4. Табл. 1. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: поверхностное упрочнение, серый чугун, высококонцентрированные источники энергии, смачиваемость поверхности, электрическая дуга

We consider the structure of cast iron after surface hardening of highly concentrated energy sources. The reasons for the increase of surface roughness at hardening with fusion. The structure and the measured contact angles crystallized melt droplets on a gray cast iron and graphite after exposure to an arc discharge.

Keywords: surface hardening, gray cast iron, highly concentrated source of energy, wettability of the surface, an electrical arc.

Чугуны с графитом являются перспективным конструкционным материалом для изготовления деталей, которые подвергаются поверхностному упрочнению. Это объясняется возможностью получения износостойкого «отбеленного» слоя, основной структурной составляющей которого является ледебурит. «Отбел» возможен только при обработках, сопровождающихся оплавлением поверхности. При этом наиболее эффективной упрочняющей технологией можно считать воздействие высококонцентрированными источниками энергии (ВИЭ) [1]. Анализ работ, посвященных поверхностному упрочнению серого чугуна с использованием ВИЭ, показывает, что в некоторых из них отмечается необычная особенность строения упрочненной поверхности. Она заключается в резком повышении шероховатости вплоть до кристаллизации металла зоны оплавления в виде отдельных капель. Очевидно, что это делает такую упрочняющую обработку мало применимой.

По-видимому, [2, 4 и др.] были первыми работами, сообщившими о подобном эффекте. Ухудшение качества поверхности при обработке серого чугуна наблюдали при образовании зон оплавления глубиной более 50 мкм. Расплав собирается и кристаллизуется в форме шариков. Такую макроструктуру авторы называли «зоной оплавления капельного вида» [2, 3]. Во многих более поздних работах этот эффект также, вероятно, замечали, но трактовали неоднозначно [4]. В некоторых публикациях упоминание о нем вообще отсутствует [5]. Это можно объяснить либо небольшой глубиной зоны оплавления, либо игнорированием авторами этой особенности строения упрочненной поверхности.

Исследования по упрочнению чугунов [6] показали, что при обработке дуговым разрядом с использованием графитового электрода наблюдаются такие же закономерности, как и при лазерном воздействии.

Авторы [2, 3] объясняют собирание расплава в зоне оплавления в капли плохой смачиваемостью по-

верхности серого чугуна расплавом «из-за высокого межфазного натяжения». Это является следствием выделения газов, адсорбированных графитными включениями, которые вскрываются фронтом расплавления [2].

При растворении пластинчатого графита серого чугуна действительно выделяется больше адсорбированных газов (главным образом, азота), чем при растворении шаровидного графита [7]. Однако это не объясняет абсолютно нормального строения упрочненной поверхности при обработке с оплавлением высокопрочного или ковкого чугуна.

Нами было высказано предположение, что основной причиной низкой смачиваемости жидким металлом поверхности серого чугуна является сохранение графитных пластин на границе с твердой подложкой, которые не успевают полностью раствориться в расплаве зоны оплавления. Как известно [8, 9], графит не смачивается жидким чугуном. Причем для чугуна с шаровидным графитом краевой угол смачивания даже больше, чем для серого чугуна [8]. Это предположение подтверждается тем фактом, что с огрублением графитных пластин в чугуне смачиваемость ухудшается. Косвенно, эта закономерность была замечена и в [4].

Целью работы являлась экспериментальная оценка высказанного предположения о причинах низкой смачиваемости расплавом поверхности серого чугуна при упрочнении дуговым разрядом на основе прямых металлографических исследований.

Для этого был выполнен следующий эксперимент. Образцы серого чугуна размером 50х20х10 мм обрабатывали дугой прямой (графитовый электрод являлся катодом) и обратной полярности при силе тока 150-250 А. При этом на наибольшую грань наносили одну упрочненную дорожку. Затем образцы разрезали сечениями, которые проходили по вертикальным осям капель. На этих сечениях изготавливали микрошлифы, на которых измеряли краевые углы смачивания θ . Для исследования смачиваемости графита стальную проволоку \varnothing 3 мм расплавляли дугой разной полярности на полированной пластине графита марки ЭГСП. При воздействии дуги проволока расплавлялась и распадалась на капли с \varnothing 2-4 мм. При обработке дугой обратной полярности происходило науглероживание оплавленной проволоки [6]. Время нахождения капли на графите до кристаллизации не превышало 1 с. Затем капли отделяли. При этом на пластине оставался едва заметный след. То есть, вследствие взаимодействия графита с расплавом лунка на поверхности не успевала образоваться и поверхность оставалась абсолютно ровной. На каплях изготавливали шлифы таким образом, что бы плоскость шлифа проходила по вертикальной оси капли. На микрошлифах капель исследовали структуру и измеряли краевой угол смачивания графита.

С увеличением силы тока дугового разряда и, соответственно, ростом глубины зоны оплавления наблюдали те же закономерности, что и в [2], - при увеличении тока более 100 А получение однород-

ного по толщине упрочненного слоя становится невозможным. На поверхности упрочненной дорожки расплав собирается в капли \varnothing от 1,5-2 до 6-7 мм (рис. 1).

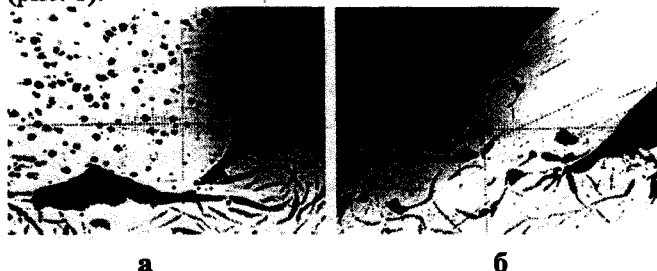


Рис. 1. Капли, образовавшиеся при обработке серого чугуна дугой обратной (а) и прямой (б) полярности, без травления; а – х50, б – х125

Структура металла в каплях представлена дисперсным ледебуритом, продуктами распада первичного аустенита и частицами пироуглерода (при обработке дугой обратной полярности, рис. 1а). Хорошо заметно, что капли, как бы, опираются на нерастворившиеся пластины графита (рис. 1). При этом поры, отделяющие капли от чугунной подложки являются продолжением, выходящих на поверхность графитных пластин. Толщина сплошного отбеленного слоя незначительна и колеблется от 50 до 200 мкм (рис. 2).



Рис. 2. Микроструктура чугуна СЧ-18, обработанного дугой обратной полярности, х500

Краевые углы смачивания капель на чугуне и графитовой подложке (табл. 1) после воздействия дуги прямой полярности очень близки. Разницей в содержании углерода в стали и чугуне СЧ-18 можно пренебречь из-за высокой скорости насыщения углеродом расплава, контактирующего с графитом. В работе [8] длительность контакта капли чугуна и графитовой подложки составляла 25-30 с, а в [9] около 3 с. При этом, в обеих работах утверждается, что за принятую длительность выдержки заметного науглероживания капли не происходит. На самом деле, несмотря на небольшую длительность контакта графитовой подложки и расплава до кристаллизации (не более 1 с), в нижней части капли успевает образоваться науглерожженный слой толщиной 10-15 мкм (рис. 3).

Таблица. Средние значения (из 8-15 измерений) краевого угла смачивания θ в зависимости от полярности дуги и материала подложки

Материал подложки	Полярность дуги	Q, град	
		эксперимент	литературные данные
СЧ-18	Прямая	104	-
	Обратная	122	
Графит ЭГСП	Прямая	105	104-108 [8]
	Обратная	141	

Содержание углерода в слое превышает 2 %, о чем свидетельствует наличие в структуре ледебурита. Учитывая высокую скорость насыщения, науглероживание происходит, видимо, уже при растекании капли по подложке. Можно предположить, что насыщение оказывает влияние на смачиваемость, несмотря на то, что в [9] сообщается о постоянстве краевого угла смачивания при длительности выдержки до 2,5 ч. Автор объясняет стабильность угла явлением гистерезиса и образованием лунки на графите.

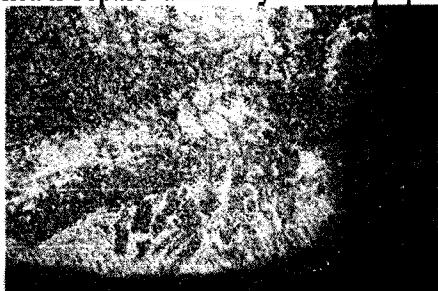


Рис. 3. Угол стальной капли, закристаллизовавшейся на графитовой подложке при воздействии дуги прямой полярности, $\times 400$

При воздействии дугой обратной полярности краевой угол смачивания больше на графитовой подложке, что закономерно. Отличие полученных значений угла θ на графите от результатов работ [8, 9] объясняется явлением гистерезиса смачивания и значительной пористостью (для графита ЭГСП пористость равнялась 25 %), которая, как известно, [8] увеличивает угол смачивания. Кроме того, эксперименты выполнялись в воздушной атмосфере. Возрастание угла при воздействии дуги обратной полярности связано с увеличением содержания углерода в каплях. В сплавах железо-углерод смачиваемость расплавом графитовой подложки снижается [8, 9] с ростом содержания углерода (q для чистого железа составляет 37°).

Осаждение корки пироуглерода на поверхности образцов при воздействии дуги обратной полярности является еще одной причиной снижения смачиваемости чугуна расплавом (увеличения угла θ , таблица). Поскольку угольный пар конденсируется на протяжении всего времени горения дуги, поверхность вокруг капель имеет рельеф и черно-серый цвет, характерные для пироуглерода. При контакте с расплавом пироуглерод не успевает полностью раствориться, что подтверждается наличием частиц в капле (рис. 1а).

Полученные результаты подтвердились при упрочнении поверхностей скольжения пропусков и проводок сортопрокатных станов. Эти детали изготавливаются литьем из отходов литейного производства. На про-

водках, отлитых из высокопрочного чугуна, при всех режимах обработки дуговым разрядом получали упрочненный слой с высоким качеством поверхности. На деталях из серого чугуна получение упрочненного слоя приемлемого качества оказалось возможным только в случае, если размеры пластин графита не превышали 80-100 мкм, а их содержание должно быть не более 3 % по ГОСТ 3443-87 при феррито-перлитной основе.

Выводы

1. Упрочнение изделий из серого чугуна с получением отбеленного слоя вызывает значительное повышение шероховатости поверхности; причина этого заключается в кристаллизации металла зоны оплавления в виде капель.

2. Близость краевых углов смачивания металлическим расплавом серого чугуна и графитовой подложки свидетельствует о том, что ухудшение качества поверхности при локальном упрочнении серых чугунов вызвано сохранением графитных пластин на границе зон оплавления и термического влияния.

3. Локальное упрочнение чугуна дуговым разрядом обратной полярности приводит к увеличению угла θ до 120°, что связано с конденсацией слоя пироуглерода на поверхности образца.

Библиографический список

1. Лазерная и электронно-лучевая обработка материалов / Н.Н. Рыкалин, А.А. Углов, И.В. Зуев, А.Н. Кокора. - М.: Машиностроение, 1985. - 496 с.
2. Структура и свойства сплавов, обработанных излучением лазера / М.А. Кристалл, А.А. Жуков, А.Н. Кокора. - М.: Металлургия, 1973. - 192 с.
3. Лазерная техника и технология: В 7 кн. Кн. 3: Методы поверхностной лазерной обработки / А.Г. Григорьянц, А.Н. Сафонов; под ред. А.Г. Григорьянца. - М.: Высшая школа, 1987. - 191 с.
4. Лазерная закалка чугуновых деталей станков / В.И. Самсонов, В.С. Ан, А.Г. Шныпкин, П.Ю. Бойцов // Металлургия. - 1989. - № 11. - С. 6-9.
5. Сафонов Е.Н. Электродуговая закалка чугуновых валков с оплавлением поверхности // Упрочняющие технологии и покрытия. - 2008. - № 12. - С. 12-16.
6. Химико-термическое упрочнение сплавов с использованием плазмы дугового разряда / В.И. Алимов, В.Н. Крымов // Сварочное производство. - 2005. - № 5. - С. 51-54.
7. Поведение включений графита при нагреве и зародышеобразовании графитной фазы в чугуне / И.С. Ивахненко, Л.Б. Коган, Ю.П. Родин // В кн.: Физико-химические основы взаимодействия жидкого металла с газами и шлаками. - М.: Наука, 1978. - С. 117-127.
8. Измерение краевых углов смачивания чугуна на графитовой подкладке / А.Я. Храпов, В.П. Чернобровкин // Физика металлов и материаловедение. - 1957. - Т. IV, вып. 2. - С. 381-383.
9. Найдич Ю.В. Контактные явления в металлических расплавах. - К.: Наукова думка, 1972. - 196 с.

Поступила 24.12.2012



Оценка сейсмической опасности массовых взрывов в районе восточного борта карьера ОАО «ЮГОК»

На основе анализа практики проведения массовых взрывов на карьере ОАО «ЮГОК» определены эмпирические значения параметров, характеризующих сейсмические свойства горного массива в районе восточного борта карьера, рассчитаны предельно допустимые значения ВВ при производстве массовых взрывов, которые обеспечивают сейсмическую безопасность охраняемых объектов. Ил. 4. Табл. 2. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: массовые взрывы, коэффициент сейсмичности, сейсмобезопасные параметры

Based on the analysis of the practice of mass explosions on the career of "YuGOK" are defined empirical parameters characterizing the seismic properties of the rock mass in the region of the eastern edge of the pit, the limit values are calculated in the manufacture of explosives mass explosions, which provide seismic safety of protected sites.

Keywords: massive explosions, seismic coefficient, Seismic parameters.

Постановка научной задачи

Сейсмическая опасность от массовых взрывов на карьерах определяется не только параметрами БВР, но и способностью породных массивов проводить сейсмические колебания [1]. Эта способность оценивается рядом эмпирических коэффициентов, численные значения которых принимаются, как правило, без достаточного обоснования. Результатам определения численных значений этих эмпирических коэффициентов для горно-геологических условий, существующих возле карьера ОАО «ЮГОК», и посвящена данная научная работа.

Анализ ранее выполненных работ

В соответствии с государственным стандартом [3], теоретически скорость сейсмических колебаний грунта V_T в сантиметрах за секунду, при взрыве одного сосредоточенного заряда ВВ (взрывной скважины) необходимо определять по следующей формуле

$$V_T = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^n = K \rho^n, \quad (1)$$

где Q – масса заряда ВВ на степень замедления, кг; R – расстояние от этого заряда ВВ до точки наблюдения, м; K – эмпирический коэффициент, который зависит от параметров массового взрыва и условий распространения сейсмических волн; n – эмпирический коэффициент, который для условий Криворожского бассейна рекомендуется принимать, равным 1,5 [4].

В соответствии с государственным стандартом [3] значения эмпирического коэффициента K должны определяться из следующего выражения

$$K = k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 k_6 k_7, \quad (2)$$

где k_1 – коэффициент, который учитывает особенности подрываемых пород; k_2 – коэффициент, кото-

рый учитывает особенности грунта под фундаментом домов и промышленных сооружений; k_3 – коэффициент, который учитывает сезонность взрывных работ; k_4 – коэффициент, который учитывает ориентацию взрывного блока; k_5 – коэффициент степени свободы подрываемого породного массива; k_6 – коэффициент, который учитывает диаметр взрывной скважины; k_7 – коэффициент, который учитывает влияние групп рядов на сейсмический эффект короткозамедленного взрывания.

Методика определения вышеприведенных коэффициентов приведена в работе [3]. Однако практика применения этой методики выявила существенные трудности в её использовании при практическом проектировании массовых взрывов. Эти трудности заключаются в численном определении значений выше приведенных коэффициентов, т.к. числовые границы изменения эмпирического коэффициента K находятся в пределах от 26,3 до 870,0. Вследствие этого прогноз скорости сейсмических колебаний грунта под фундаментами различных зданий и сооружений становится ненадежным ввиду значительного диапазона возможного изменения этого параметра и его зависимости от субъективных пристрастий проектировщика, а значит и вероятность неверного определения сейсмически безопасных параметров массовых взрывов на карьерах может достичь неприемлемых значений.

Поэтому мы считаем, что для более надежного и достоверного определения скорости сейсмических колебаний грунта под фундаментами защищаемых объектов, более целесообразно использовать результаты ее фактического измерения при проведении массовых взрывов на карьерах.

Методика экспериментов

Определение уровня сейсмических колебаний

грунта при производстве массовых взрывов на карьере ОАО «ЮГОК» проводилось по методу многоканального измерения колебаний разработанного в Институте физики Земли им. О.Ю. Шмидта [2]. Для записи сейсмической информации использовался электронный осциллограф TPS2014 фирмы «Tektronix», в комплекте с магнитоэлектрическими гальванометрами и электродинамическими датчиками типа СВ-10Ц и СГ-10 (рис. 1).

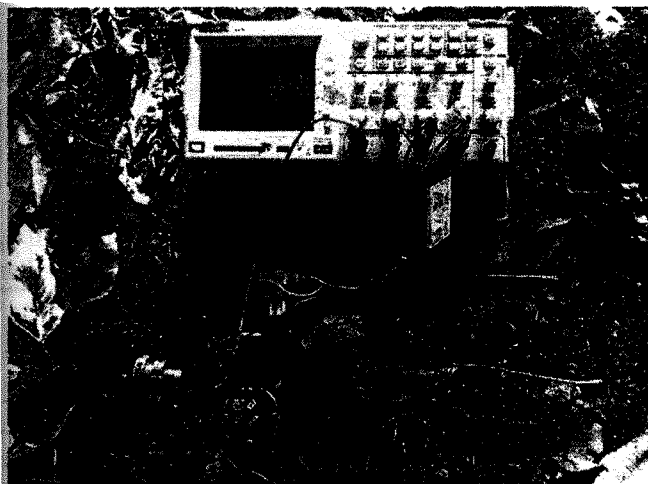
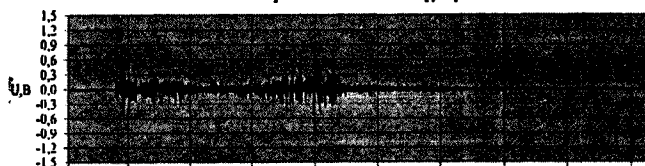


Рис. 1. Сейсмометрическая аппаратура на точке измерения

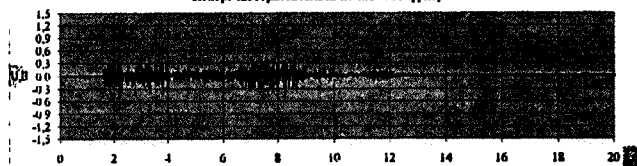
а)

Вертикальные колебания грунта



б)

Поперечные горизонтальные колебания грунта



в)

Продольные горизонтальные колебания грунта

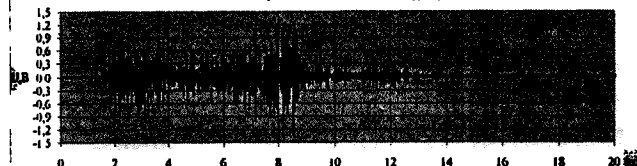


Рис. 2. Осциллограммы колебаний грунта в точке наблюдения при массовом взрыве на карьере: а) вертикальные колебания; б) поперечные горизонтальные колебания; в) продольные горизонтальные колебания

При выполнении полевых экспериментов фиксировалась информация о сейсмических волнах, в точке их регистрации, в виде соответствующих осциллограмм колебаний грунта по трем координатным осям (рис. 2). С этих осциллограмм определялась величина максимальной амплитуды колебаний A_{\max} , которая использовалась для определения проекции скорости

сейсмических колебаний на соответствующую координату оси

$$V_z = C_z A_{\max}, \quad (3)$$

где C_z – эмпирический коэффициент, значения которого определялись при метрологической аттестации сейсмометрической аппаратуры.

Модуль вектора максимальной скорости V_{\max} определялся на основании установленных трех его проекций на координатные оси

$$V_{\max} = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2} \quad (4)$$

Кроме того, при проведении анализа полученных осциллограмм определялся период колебаний сейсмических волн, время и скорость их прохождения через точку наблюдения. При этом фиксировались такие параметры как продолжительность массового взрыва t , время подрыва отдельных блоков Dt , промежутки времени между подрывом отдельных блоков t , максимальная масса взрывчатки, приходящаяся на степень замедления Q ; расстояние от точки наблюдения до взрывного блока R .

Результаты выполненных исследований

В соответствии с выше приведенной методикой было проведено более 48 измерений скорости колебаний грунта, в точках наблюдения возле защищаемых одноэтажных жилых домов (район Матреновка), при проведении массовых взрывов на карьере ОАО «ЮГОК».

Наиболее характерные результаты выполненных полевых экспериментальных работ приведены в табл. 1.

На основании данных табл. 1, зная максимальную массу заряда BV , которая приходилась на ступень замедления Q , расстояние от взрываемого блока до точки наблюдения R из выражения (5) определялась приведенная масса BV , а из выражения (6), которое получено после соответствующих математических преобразований формулы (1), определялось значение эмпирического коэффициента K

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}, \quad (5)$$

$$K = \frac{V_\phi \cdot R^{1.5}}{\sqrt{Q}}, \quad (6)$$

где Q – масса заряда BV на степень замедления, кг; R – расстояние от заряда BV до точки наблюдения, м; V_ϕ – экспериментально установленное значение скорости сейсмических колебаний грунта на точке наблюдения.

Анализ полученных результатов

1. Уровень сейсмических колебаний под фундаментами объектов социально-культурного назначения и одноэтажных жилых домов частного сектора (район Матреновка) при производстве массовых взрывов на карьере ЮГОКа за отчетный период не превысил допустимых значений, установленных государственным стандартом [3] и Международной

сейсмической шкалой MSK-64.

2. Значение эмпирического коэффициента К для горного массива в районе восточнее карьера ЮГОКа (район Матреновка) находится в следующих пределах:

$K = 383,8 \pm 65,7; \quad \varepsilon = 17,1 \, \%. \quad (7)$

Изменчивость определения эмпирического коэффициента К значительно меньше, чем изменчивость всех остальных горно-технических параметров характеризующих массовые взрывы на карьере (табл. 1) и практически на порядок меньше, чем при использовании рекомендаций работы [3] для его определения.

3. Значение эмпирического коэффициента К практически не зависит от времени года (рис. 3), что может быть объяснено стабильным гидрогеологическим режимом данного горного массива. Этот факт исключил необходимость создания отдельных паспортов ведения БВР на карьере для весенне-летнего и осенне-зимнего периодов.

Таблица 1. Результаты определения эмпирических коэффициентов сейсмичности породного массива в районе восточного борта карьера ОАО «ЮГОК»

Дата взрыва	Скорость колебаний V, см/с	Расстояние до взрывного блока R, м	Масса БВ на ст. замедления Q, кг	Эмпирический коэффициент К	Приведенный вес заряда БВ $\rho, \sqrt[3]{\text{кг}} / \text{м}$
13.01.2010	0,15	2150	1680	365	0,00553
13.01.2010	0,15	1750	1600	275	0,00668
27.01.2010	0,20	1300	800	262	0,00835
27.01.2010	0,20	975	1600	152	0,01200
24.02.2010	0,43	1100	1600	392	0,01063
17.03.2010	0,20	1500	1480	302	0,00760
17.03.2010	0,20	1750	1600	366	0,00668
31.03.2010	0,14	1300	1440	173	0,00869
14.04.2010	0,32	1350	1600	397	0,00866
14.04.2010	0,32	1250	1600	354	0,00936
28.04.2010	0,28	1200	1600	291	0,00975
28.04.2010	0,28	1050	960	307	0,00940
12.05.2010	0,52	1100	1600	474	0,01063
09.06.2010	0,36	1500	1730	503	0,00800
23.06.2010	0,32	1400	740	616	0,00646
23.06.2010	0,32	1350	770	572	0,00679
07.07.2010	0,13	1450	740	264	0,00624
21.07.2010	0,37	1200	860	524	0,00792
04.08.2010	0,18	1225	800	273	0,00758
04.08.2010	0,18	1600	770	415	0,00573
18.08.2010	0,24	1400	800	444	0,00663
08.09.2010	0,31	1175	800	441	0,00790
22.09.2010	0,27	1350	800	473	0,00688
06.10.2010	0,27	1200	900	374	0,00805
27.10.2010	0,15	1950	900	431	0,00495
10.11.2010	0,14	1750	770	369	0,00524
22.12.2010	0,35	1300	1300	580	0,00714
Ср. значение	0,266	1390	1208	383	0,00787
Ср. отклонение	0,115	283	398	67.7	0,00184
Ошибка, %	43,1	20,45	32,9	17,1	23,4

4. Сопоставление значений приведенного заряда БВ ρ с фактически наблюдаемой скоростью сейсмических колебаний грунта V под фундаментами защищаемых объектов, позволило определить эмпирическую зависимость между этими параметрами, с использованием метода наименьших квадратов, в таком виде $V = 386,3 \rho^{1,504}$ (рис. 4). Качество аппроксимации данной зависимости $R^2 = 0,698$.

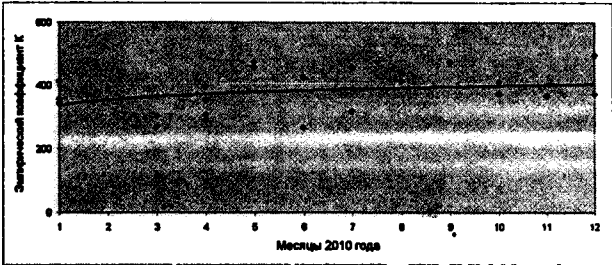


Рис. 3. Закономерность изменения эмпирического коэффициента К в течении года

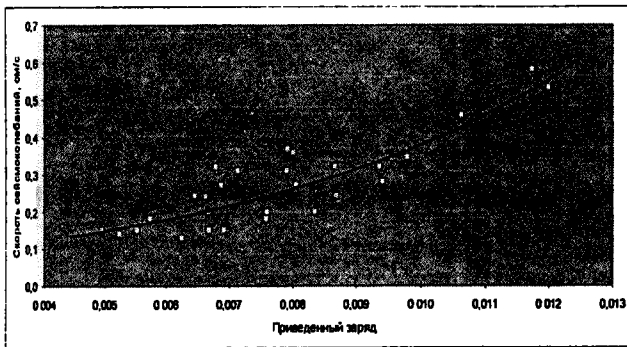


Рис. 4. Эмпирическая зависимость изменения скорости сейсмических колебаний от величины приведенного заряда ВВ для условий карьера ЮГОКа

Таблица 2. Определение сейсмически безопасной массы ВВ для карьера ОАО «ЮГОК»

Расстояние R, м	Сейсмичность по Международной шкале MKS-64, балл						
	1	2	3	4	5	6	7
	Масса ВВ на степень замедления, кг						
50					15	60	236
100				30	118	473	1890
150			28	100	400	1595	6380
200		17	67	236	945	3780	
250		33	131	462	1846	7384	
300	14	57	227	798	3190		
350	23	90	360	1266	5066		
400	34	134	538	1890	7561		
450	48	191	766	2692			
500	66	263	1050	3692			
600	113	454	1815	6380			
700	180	720	2882				
800	269	1075	4302				
900	383	1531	6125				
1000	525	2100					
1100	699	2796					
1200	907	3629					
1300	1154	4615					
1400	1441	5763					
1500	1772	7089					
1750	2814						
2000	4201						
2500	8205						

Выводы

Разработана и успешно апробирована методология определения эмпирических коэффициентов, которые характеризуют сейсмические свойства породных массивов, на основании анализа практики проведения массовых взрывов на карьерах.

Численные значения полученных эмпирических коэффициентов были использованы для определения ряда параметров БВР, в частности предельно допустимой массы заряда ВВ, приходящейся на степень замедления, при производстве массовых взрывов на карьере ОАО «ЮГОК» (табл. 2). С учетом этих значений определены размеры безопасных зон, которые обеспечивают сейсмическую безопасность жилых домов и других охраняемых объектов в районе восточного борта карьера ОАО «ЮГОК». Их значения утверждены службами горнотехнического надзора и уже несколько лет успешно используется техническими службами комбината при проектировании массовых взрывов на карьере.

Библиографический список

1. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов. - М.: Недра, 1964. - 188 с.
2. Техника контроля напряжений и деформаций в горных породах и массивах. - Л.: Наука, 1978. - 243 с.
3. Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки. ДСТУ-4704:2008. - К.: Держспоживстандарт, 2008. - 16 с.
4. Определение параметров взрывных работ и расстояний, безопасных по действию сейсмических и ударных воздушных волн. - Кривой Рог: НИГРИ, 1995. - 26 с.
5. Единые правила безопасности при взрывных работах. - К.: Норматив, 1992. - 172 с.

Поступила 01.04.2013

ВНИМАНИЮ АВТОРОВ!

В редакции можно приобрести по льготной цене авторские экземпляры журнала. Просим заблаговременно подать заявку для формирования тиража.

контактный телефон 056-744-81-66
(факс) 0562-46-12-95

Производственные испытания технологии оборудования гидрогеологической скважины криогенно-гравийным фильтром на участке с. Балково Запорожской области

Представлены результаты производственных испытаний технологии оборудования гидрогеологической скважины криогенно – гравийным фильтром. Определена экономическая эффективность испытанной технологии. Ил. 3. Табл. 2. Библиогр.: 2 назв.

Ключевые слова: производственные испытания, гидрогеологическая скважина, криогенная технология, криогенно-гравийный фильтр, минераловязущий материал

The results of production testing equipment technology hydrogeological wells cryogenically - gravel pack. Determined the economic efficiency of proven technology.

Keywords: production testing, water wells, cryogenics, cryogenic and gravel filter material mineralovязhushchy.

На кафедре техники разведки месторождений полезных ископаемых Национального горного университета на протяжении ряда лет проводятся работы по разработки технологии создания криогенно-гравийных элементов (КГЕ) фильтров и технологии оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины криогенно-гравийными фильтрами (КГФ) [1, 2].

На заключительном этапе разработки технологий сотрудниками кафедры и ЧП «Азовнерудгеология» в период с 10 по 20 декабря 2011 г. были проведены производственные испытания технологии оборудования гидрогеологической скважины криогенно-гравийным фильтром на участке с. Балково Токмацкого района Запорожской области.

Целью статьи является рассмотрение результатов производственных испытаний, в задачи которых входило определение работоспособности технологии оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины криогенно-гравийным фильтром и экономической эффективности выполнения работ по предлагаемой технологии.

Объектом производственных испытаний являлись процессы изготовления КГФ, транспортирования КГФ по стволу скважины, оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины.

Основным водоносным горизонтом, который используется для организации водоснабжения в районе с. Балково является горизонт в неогеновых отложениях. Глубина залегания кровли водовмещающих неогеновых песков 37 м, их мощность 32 м (рис. 1). Горизонт напорный, глубина статического уровня 2,2 м, величина напора 34,8 м. Водоносный горизонт защищен от проникновения поверхностных загрязнителей.

Бурение осуществлялось установкой 1БА15В.

Промывочная жидкость – нормальный глинистый раствор. Конструкция скважины одноступенчатая. Интервал 0–38,0 м пробурен долотом 295,3 мм и перекрыт обсадной колонной диаметром 219 мм. Колонна зацементирована с выходом раствора на дневную поверхность. Интервал 38,0-70,0 м пробурен долотом 190,5 мм и обсажен «впотай» фильтровой колонной диаметром 114 мм. Сборка и спуск фильтровой колонны осуществлялся с положения «на вынос». Ее компоновка приведена в табл. 1.

Таблица 1. Компоновка фильтровой колонны

Отстойник фильтровой колонны:	
наружный диаметр, м	0,178
длина, м	2,0
Рабочая часть фильтровой колонны:	
наружный диаметр, м	0,116
длина, м	8,0
Надфильтровая часть фильтровой колонны:	
наружный диаметр, м	0,114
длина, м	27,0

Нижняя часть отстойника фильтровой колонны оборудована обратным клапаном. Рабочая часть фильтровой колонны имела круглую перфорацию. Водоприемная поверхность фильтровой колонны выполнена из полимерной сетки квадратного плетения сечением 1 мм. Наружный диаметр рабочей части фильтровой колонны 116 мм. Внутренний диаметр КГЭ фильтра 118 мм, наружный 180 мм.

Для данных геолого-технических условий производственных испытаний принято:

- суммарная длина КГЭ фильтра, м 10,0;
- длина КГЭ фильтра, м 0,5.

Для изготовления КГЭ фильтра использовался неоднородный, плохо окатанный гравий карьера «Проясное». Длина фильтровой колонны составила 37 м.

Геологический разрез и конструкция скважины

Место нахождения скважины – с. Балково Токмацкого района Запорожской области
Глубина скважины – 70,0 м.

Метр	Номер горизонта	Геологический разрез	Краткое описание литологического состава пород	Конструкция скважины с указанием глубины установки башмака обсадной труб	Глубина залегания, м		Мощность горизонта, м	Опытные работы	Степень усадки, м	Разбурка и оборудование скважины		Категория перфорации
					от	до				Диаметр, мм	Глубина бурения, м	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
8			Грун.- раст слой		0,0	0,4	0,4		2,2			
10			Суглинок бурожелтый		0,4	15,0	14,6					II
20			Глина бурокрасная, плотная		15,0	28,0	11,0			225,3 219,0		III
25	3		Глина бурокрасная, плотная		15,0	28,0	11,0					III
30			Глина серая, вязкая		28,0	37,0	11,0					III
35	4		Глина серая, вязкая		28,0	37,0	11,0					III
40			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый							190,5 114,0	38,0	
45			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый									
50			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый									
55			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый									
60			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый									
65			Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый									
70	6		Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый		37,0	68,0	32,0			190,5 178,0	70,0	II
70	6		Песок темно-серый, мелкозернистый, кварцевый		68,0	70,0	1,0					II

Рис. 1. Геологический разрез и конструкция скважины на участке с. Балково Токмацкого района Запорожской области



Рис. 2. Замораживание КГЭ фильтра

Верхняя часть фильтровой колонны выше башмака направления на 5 м. Сооружение скважин осуществлялось в зимний период. Среднесуточная температура воздуха +1 °С. Доставка гравия с базы предприятия осуществлялась буровой установкой 1БА15В. Работы по изготовлению КГЭ выполнялись

перед бурением скважины на участке ведения работ. Омоноличивание КГЭ фильтра проходило при температуре -20 °С в морозильном ларе на протяжении 24 ч (рис. 2).

Для изготовления КГЭ фильтра длиной 10 м затрачено:

- масса гравия, кг 280;
- масса водного раствора полимера, л 70;
- расход желатина марки П-11, кг 2,5.
- стоимость килограмма пищевого желатина марки П-11, грн. 56

В результате получено:

- масса КГЭ фильтра, кг 14,0;
- массовая концентрация в водном растворе желатина марки П-11, % 3,5;
- толщина гравийной обсыпки КГЭ фильтра, мм. 30,0.

После вскрытия водоносного горизонта на всю мощность осуществлялось: замер температуры пластовой воды; извлечение КГЭ из форм; подготовка фильтровой колонны; сборка КГФ. Температура воды продуктивного горизонта составила +5 °С. После извлечения бурильной колонны из скважины осуществлена транспортировка КГФ по стволу скважины и посадка его в водоприемную ее часть (рис. 3). При транспортировке осложнений не наблюдалось. Башмак фильтровой колонны установлен на глубине 70 м.

После проверки щупом уровня гравия в скважине, межколонное пространство герметизировано сальником с последующей промывкой скважины технической водой в течение 4 ч.



Рис. 3. Спуск КГФ в скважину

При испытании технологий изготовления и оборудования КГФ гидрогеологической скважины вели хронометраж времени выполнения технологических операций, в результате которого установлены затраты времени на:

- 1) извлечение КГЭ из форм - 27 мин;

- 2) сборку КГФ - 35 мин;
- 3) спуск 12 м свечи в скважину - 25 с;
- 4) наращивание фильтровой колонны - 6 мин;
- 5) наращивание бурильной колонны - 2 мин;
- 6) транспортировку КГФ по стволу скважины с посадкой в ее водоприемную часть - 40 мин.

В заключительный период сооружения скважины была осуществлена пробная откачка пластовых вод. В ее начальный период наблюдалось незначительное пескование скважин, но по прошествии 1 ч вода полностью осветлилась, а еще через 5 ч пескование прекратилось.

Во время пробных откачек определялись дебиты и уровни жидкости в скважине. Установлено, что: дебит скважины составил 4,0 м³/ч; статический уровень 2,2 м; динамический 17,5 м; понижение 15,3 м; удельный дебит 0,26 м³/м·ч.

При определении экономической эффективности технологии оборудования гидрогеологической скважины КГФ, пробуренной на участке с. Балково Токмацкого района Запорожской области, одинаковые затраты не учитывались. И рассчитывалась как разность себестоимостей базовой и испытываемой технологии.

В качестве базы сравнения при анализе экономической эффективности технологий выбрана технология создания гравийных фильтров в скважине, при которой гравий засыпается через устье и доставляется в водоприемную часть по межколонному пространству скважины. В общем случае себестоимость С^б базовой технологии определится как

$$C^b = C^b_{п.к.} + C^b_{э.н.} + C^b_{ж.} + C^b_{п.л.} + C^b_{г.} + C^b_{гр.} + C^b_{о.о.},$$

где С^б_{п.к.} – стоимость времени промывки скважины водой, удаления глинистой корки, образования каверны, тыс. грн.; С^б_{э.н.} – стоимость энергоносителей, затраченных для приготовления и омоноличивания КГЭ фильтра, тыс. грн.; С^б_{ж.} – стоимость гравия, израсходованного по предлагаемой технологии, тыс. грн.; С^б_{п.л.} – стоимость желатина, израсходованного для приготовления КГЭ фильтра, тыс. грн.; С^б_{г.} – стоимость времени промывки скважины водой, удаления глинистой корки, тыс. грн.; С^б_{гр.} – стоимость воды, необходимой для замещения раствора, промывки скважины, тыс. грн.; С^б_{о.о.} – стоимость вывоза отработанной воды для тех же условий составило, тыс. грн.; С^б_{о.о.} – стоимость времени опытных откачек, тыс. грн.

отработанной воды, тыс. грн.; С^б_{г.} – стоимость гравия, расходуемого при базовой технологии, тыс. грн.; С^б_{гр.} – стоимость времени, затрачиваемого на засыпку через устье и транспортирование гравия по стволу скважины, тыс. грн.; С^б_{о.о.} – стоимость время опытных откачек, тыс. грн.

Себестоимость С^п предлагаемой технологии определится как

$$C^p = C^p_{п.к.} + C^p_{э.н.} + C^p_{ж.} + C^p_{п.л.} + C^p_{г.} + C^p_{гр.} + C^p_{о.о.},$$

где С^п_{п.к.} – стоимость времени, затраченного персоналом для приготовления композита, формования, разборки форм и извлечения КГЭ фильтра, тыс. грн.; С^п_{э.н.} – стоимость энергоносителей, затраченных для приготовления и омоноличивания КГЭ фильтра, тыс. грн.; С^п_{ж.} – стоимость гравия, израсходованного по предлагаемой технологии, тыс. грн.; С^п_{п.л.} – стоимость желатина, израсходованного для приготовления КГЭ фильтра, тыс. грн.; С^п_{г.} – стоимость времени промывки скважины водой, удаления глинистой корки, тыс. грн.; С^п_{гр.} – стоимость воды, необходимой для замещения раствора, промывки скважины, тыс. грн.; С^п_{о.о.} – стоимость вывоза отработанной воды для тех же условий составило, тыс. грн.; С^п_{о.о.} – стоимость времени опытных откачек, тыс. грн.

Результаты расчета экономической эффективности применения технологии оборудования КГФ водоприемной части гидрогеологической скважины приведены в табл. 2. Стоимость материалов и энергоносителей приняты на декабрь 2011 г. Стоимость 8 часовой станко-смены (ст.см.) С^{ст.см.} = 3 тыс. грн.

В результате оценки экономической эффективности установлено, что:

- технология изготовления КГФ фильтра позволяет уменьшить расход гравийного материала в 11 раз;
- технология оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины КГФ при данных геолого-технических условиях позволяет сократить не-

Таблица 2. Результаты расчета экономической эффективности

Базовая технология			Предлагаемая технология		
показатель	продолжительность операций, ст.см.	стоимость, тыс. грн.	показатель	продолжительность операций, ст.см.	стоимость, тыс. грн.
-	-	-	С ^п _{п.к.}	0,25	0,75
-	-	-	С ^п _{э.н.}	-	0,044
-	-	-	С ^п _{ж.}	-	0,14
С ^б _{п.л.}	2,00	6,00	С ^п _{п.л.}	0,5	1,5
С ^б _{г.}	-	0,70	С ^п _{г.}	-	0,1
С ^б _{гр.}	-	0,60	С ^п _{гр.}	-	0,1
С ^б _{о.о.}	-	0,27	С ^п _{о.о.}	-	0,025
С ^б _{гр.}	0,25	0,75	-	-	-
С ^б _{о.о.}	1,50	4,50	С ^п _{о.о.}	0,75	2,25
Всего С ^б	3,75	12,82	Всего С ^п	1,5	4,909

Примечание: «-» затраты отсутствуют

производительные затраты времени в 2,5 раза или на 2,25 ст.см.;

- экономический эффект от применения технологии оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины КГФ составил 7911 грн. Это достигнуто за счет существенного снижения времени транспортировки гравия к водоносному горизонту на 0,25 ст.см., времени промывки на 1,5 ст.см. и времени пробных откачек на 0,75 ст.см., а также существенно сокращения транспортных расходов на 1100 грн. и экономии топлива на 110 л за счет снижения потребления и утилизации технической воды расходуемой для промывки и образования каверны в водоносном горизонте буровой скважины в 5-6 раз.

Выводы

В результате проведения производственных испытаний на участке с. Балково Токмакского района Запорожской области установлено, что:

1. Производственные испытания технологии оборудования гидрогеологической скважины КГФ установили работоспособность и эффективность исследуемой технологии и доказали, что разработанная технология изготовления КГЭ фильтра позволяет ее применять в условиях буровой; технология транспортирования КГФ по стволу скважины с применением стандартного оборудования и инструмента не усложняет процесс оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины гравийным фильтром, а упрощает его.

2. Технология изготовления КГЭ фильтра позволяет уменьшить расход гравийного материала в

11 раз, улучшить процесс изготовления гравийного фильтра за счет формирования обсыпки на дневной поверхности.

3. Испытанная технология оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины КГФ позволяет сократить непроизводительные затраты времени в 2,5 раза или на 2,25 ст.см.

4. Экономический эффект от применения технологии оборудования водоприемной части гидрогеологической скважины КГФ составил 7911 грн.

5. Разработанные технологии изготовления КГЭ фильтра и транспортирования КГФ по стволу скважины могут применяться при сооружении гидрогеологических скважин.

Библиографический список

1. Кожевников А.А., Судаков А.К., Гриняк А.А. Гравийные фильтры с использованием эффекта двухфазного инверсного перехода агрегатного состояния вязущего вещества. Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения: Сб. научных тр.- Вып. 11. – К.: ИСМ им. Бакуля НАНУ, 2008. – С. 84-88.

2. Кожевников А.А., Судаков А.К. К вопросу об оборудовании водоприемной части буровых скважин криогенно-гравийными фильтрами // Науковий вісник НГУ – 2009. – № 7. – С. 13-16.

Поступила 20.05.2013

УДК 622.882

Сорока Ю.Н. /к.т.н./, Рец Ю.Н.

ООО «Центр радиозкологического мониторинга»

Производство

Засыпка воронки обрушения отходами обогащения и шахтными породами с последующей рекультивацией поверхности

Приведено описание разработанного проекта рекультивации провальной воронки шахты «Новая». Отмечена эффективность использования хвостов обогащения железных руд и пустых пород для заполнения провальной воронки. Ил. 3. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: воронка обрушения, рекультивация, хвосты обогащения железных руд, охрана окружающей среды

A description of the developed project reclamation of the mine failed funnel "New". Marked utilization of iron ore tailings and waste rock to fill the funnel failure.

Keywords: crater collapse, reclamation, tailings iron ore, environmental protection.

Введение

Проблема охраны земель в Украине стоит в настоящее время очень остро. Это связано с ранее бесконтрольным использованием земель для промыш-

ленных целей и, особенно, при добыче полезных ископаемых. Значительные территории нарушенных земель сосредоточены в Криворожском железорудном бассейне, что требует активизации работ по их

© Сорока Ю.Н., Рец Ю.Н., 2013 г.

восстановлению и улучшению качества жизни населения в прилегающих к горным разработкам районах. Особенно большие проблемы возникают при рекультивации воронок обрушения, образующихся при отработке рудных месторождений подземным способом системами с обрушением выработанного пространства. В настоящее время имеется опыт ликвидации провалов на угольных шахтах Донбасса [1], где для заполнения использовались отвальные породы, включая горелые породы с использованием тампонажа остаточных пустот. Опыт использования сгущенных хвостов для заполнения провальных воронок в настоящее время отсутствует.

ООО «Центр радиэкологического мониторинга» разработан проект рекультивации провальной воронки с использованием

хвостов обогащения и пустых пород, по которому получено положительное заключение Украинвестэкспертизы.

Цель и задачи проекта

Целью проекта является заполнение и рекультивация провальной воронки шахты «Новая» с приведением ее в экологически безопасное состояние до вида «зеленой лужайки». Основными задачами проекта являются создание технологии заполнения воронки обрушения, выбор средств и способов доставки материалов засыпки, разработка технологии окончательного выравнивания поверхности и ее озеленения.

История добычи железных и урановых руд на желтореченском месторождении

Впервые залежи железной руды в бассейне реки Желтой описал горный инженер С. Конткевич в «Горном журнале» за 1880 г. Этими сведениями воспользовался горнозаводчик Львов, который совместно с инженером Боруцким открыл первый рудник (карьер) в 1895-1897 гг., на месте которого сейчас расположена воронка обрушения [2].

В начале 20-го столетия в долине реки Желтая действовало несколько рудников: Львовский, Краснокутский, Копыловский, Ольховский, Михайловский, Коллоти, Гантке, Габаевский, Урсати.

В 1904-1907 гг. рудники с основными залежами железных руд скупил франко-бельгийская компания «Фершлер», которая назвала их рудником «Желтая Речка».

Желтореченское месторождение железных руд разрабатывалось до 1934 г. открытым способом, а с 1934 г. началась отработка залежи «Главная» месторождения подземным способом. После войны в 1945 г. на Желтореченском месторождении были обнаружены признаки уранового оруденения [3]. В 1948 г. на Желтореченском месторождении началась добыча урановых руд. Желтореченское месторождение железных и урановых руд отрабатывалось подземным способом в период с 1948 по 1989 гг. В настоящее время на предприятии ООО «Восток-Руда» вводится

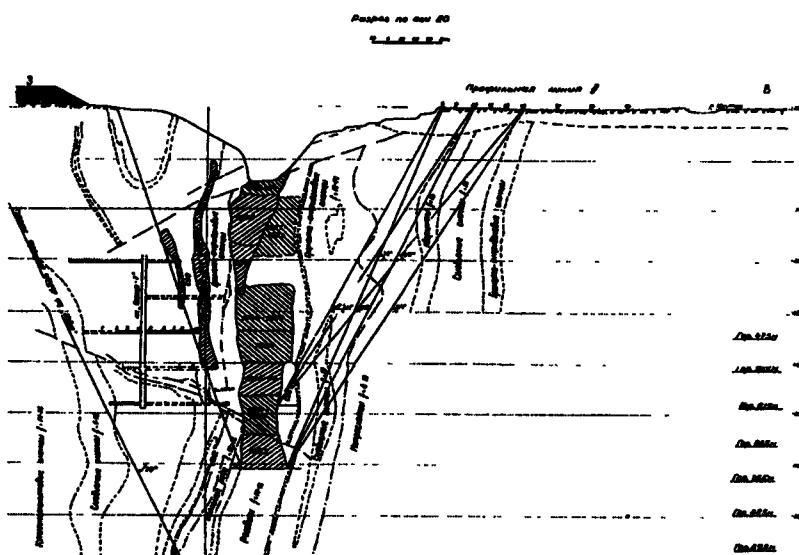


Рис. 1. Вертикальный разрез провальной воронки шахты «Новая».

в эксплуатацию Западный пласт железистых кварцитов. Пласт расположен под городской застройкой и поэтому по проекту предусмотрена отработка запасов в восходящем порядке традиционной этажно-камерной системой разработки с последующей закладкой выработанного пространства.

Изложение основного материала

Долговременная отработка залежи «Главная» Желтореченского месторождения железных руд привела к нарушению земной поверхности и образованию провальной воронки. Провальная воронка (воронка обрушения) образовалась на месте погашенного карьера в результате оседания и обрушения взрывом рудного массива (потолочины) железорудных блоков залежи «Главная» (рис. 1).

Гравитационные смещения проявляются в виде оползневых процессов в верхней части бортов воронки обрушения, сложенной пылевато-глинистыми отложениями и суглинистой корой выветривания кристаллических пород. Откосы в верхней части западного и северного борта воронки находятся в стабилизированном состоянии. Породы откосов разрушаются под действием ветров и осадков, что представляет определенную экологическую опасность окружающей среде и селитебной зоне, которая расположена в непосредственной близости от нее. В настоящее время площадь воронки по максимальному контуру обрушения составляет 25,7 га, минимальная абсолютная отметка дна минус 10,0 м.

ООО «Восток-Руда» осуществляет постоянный шахтный водоотлив с дебитом 450 м³/ч, в результате которого уровень подземных вод поддерживается на 26 м ниже горизонта 615 м. Абсолютная отметка уровня в центральной части депрессионной воронки составляет -502 м.

Воронка обрушения располагается выше контура депрессионной воронки. Горные породы, слагающие ее борта и днище, находятся в зоне осушения. Согласно действующих правил безопасности на шахтах и рудниках Украины, если выработки шахт и рудников выходят на поверхность и могут быть затоплены по-

верхностными водами в устьях погашенных выработок на расстоянии не менее 20 м от устья должны возводиться изолирующие перемычки, исключающие возможность прорыва воды через погашенные выработки в действующие. На прилегающей к воронке территории практически повсеместно присутствуют отвалы вскрышных пород бывшего Львовского карьера, представленные песчано-глинистыми грунтами. Кроме того, имеются насыпи скальных пустых пород образовавшиеся при последующей разработке месторождения.

На подготовительном этапе разработки данного проекта было произведено обследование и типизация нарушенных территорий, изучение специфики условий, определено санитарно-гигиеническое направление рекультивации [4].

На техническом этапе рекультивации, в качестве заполнителя чаши провальной воронки будут использованы пустые породы и сгущенная хвостовая пульпа, что дает возможность максимально использовать возможности существующих систем технологического гидротранспорта и автотранспорта ООО «Восток-Руда»

Таким образом, предложенная технология рекультивации становится технологическим звеном проходческих, добычных, обогащенных и отвальных работ ООО «Восток-Руда» и обеспечивает максимально рациональное применение существующих возможностей для использования хвостов в качестве заполняющей массы и снижения уровня загрязнения окружающей среды. Проектом рекультивации

провальной воронки предусматривается последовательное выполнение следующего комплекса работ:

- планировка трасс под строительство сбросных пульпопроводов и их сооружение;
- сооружение водоупорных перемычек в шахте;
- заполнение чаши провальной воронки одновременно пустой породой и сгущенной хвостовой пульпой до отм. +95,000;
- мероприятия по предупреждению размыва рекультивируемой поверхности паводковыми и поверхностными водами и по предотвращению ветровой эрозии поверхности (выполаживание и террасирование бортов провальной воронки до состояния, исключающего развитие эрозионных процессов);
- грубая планировка (выравнивание) поверхности заполненной чаши провальной воронки для обеспечения равномерного оседания пород;

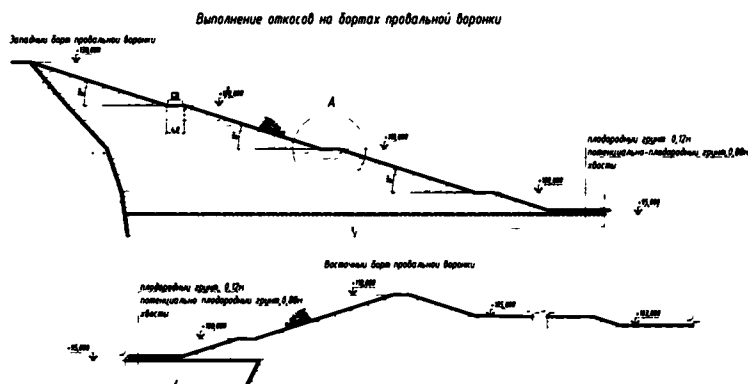


Рис. 3. Разрез через рекультивированные откосы провальной воронки шахты «Новая»

- нанесение слоя потенциально плодородных пород мощностью слоя до 0,88 м;
- нанесение на горизонтальные участки рекультивируемой территории слоя плодородного грунта мощностью 10-12 см;
- тщательное планирование территории подлежащей рекультивации.

Расчетный объем заполнения провальной воронки пустой породой и хвостами до отметки +95,0 м 4063,4 тыс. м³, что по контуру составит 9,34 га (рис. 2).

В соответствии с принятыми технологическими решениями параметры заполнения провальной воронки доводятся до отметки +96,000 м, которая обеспечивает продолжительную устойчивость и безаварийность рекультивированной территории (рис. 3).

Заполнение провальной воронки планируется осуществлять пустой породой, появляющейся после сухой магнитной сепарации на обогащательной фабрике. Кроме того, в провальную воронку будут отправляться породы от проходки наклонного съезда, строительство которого планируется на предприятии. Для разгрузки пустой породы в чашу провальной воронки проектом предусматриваются две перегрузочные площадки для за-

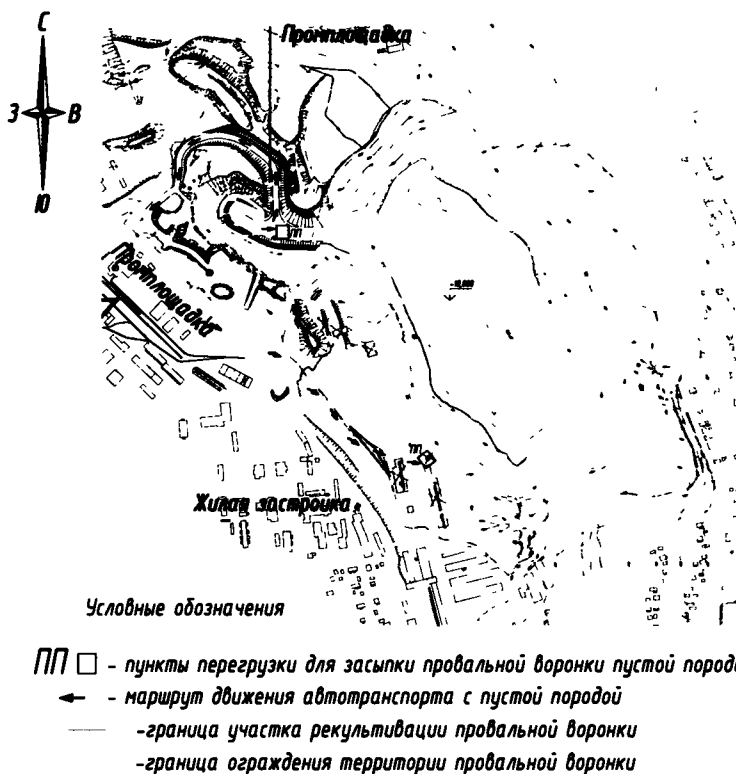


Рис. 2. Место расположения провальной воронки относительно жилой застройки и промплощадки шахты

пустой породой. Перегрузочные площадки должны быть реализованы следующим образом. Горная масса на площадку подается автосамосвалами. При разгрузке автосамосвала на уступе площадки горные породы перемещаются под действием собственного веса в провальную воронку. Периодически просыпи породы на площадке сталкивают вниз бульдозером.

Расстояние от места разгрузки автотранспорта до бровки откоса провальной воронки не должно превышать 2,5 м. Площадки разгрузки должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный обратный уклон не менее 3°. Предохранение автосамосвалов от падения при разгрузке предусмотрено за счет упоров, высота которых должна быть не менее 0,5 диаметра колеса автосамосвала.

Пульпа представляет собой хвосты магнитного обогащения железистых кварцитов действующей обогатительной фабрики ООО «Восток-Руда». Перед сбросом пульпы в провальную воронку выполняется отделение лишней воды на установке по сгущению хвостов обогатительной фабрики.

Пески гидроциклонов совместно со сгущенными хвостами нижнего слива сгустителей поступают в зумпф насосов. Сгущенную пульпу по двум пульпопроводам Ø530 мм и Ø480 мм сбрасывают в провальную воронку. Уклон пульпопроводов составляет 0,031 и 0,062, что обеспечивает возможность самотечного опорожнения пульпопроводов на период ремонта. Для промывания пульпопровода будет использоваться осветленная техническая вода.

Выполнение работ по технической рекультивации провальной воронки планируется проводить в течение 12 лет.

Биологический этап рекультивации выполняется после полного завершения всех работ по технической рекультивации [5]. Работы по биологическому этапу рекультивации включают следующие технологические операции:

- подготовительная обработка почвенного слоя, отсыпанного и спланированного в ходе выполнения технического этапа рекультивации (культивация почвенного слоя);

- лесопосадочные работы и посев многолетних трав;

- уход за посевами и лесонасаждениями;

- дополнительная посадка деревьев и многолетних трав в случае их гибели.

Лесопосадочные работы будут начаты весной до вегетации растений. Посадка деревьев будет осуществлена на горизонтальных площадках рекультивируемой территории.

В качестве основных лесообразующих пород будут использованы акация белая и ее формы, а ольху черную, маслину узколистную и облепиху крушиновидную будут подсаживать к фитоценозам с целью улучшения азотного питания совместно произрастающих древовидных растений. Кроме этих растений, будут высажены следующие виды деревьев:

сосна обыкновенная, бузина обычная, шиповник, абрикос, терн белый, жимолость татарская, черемуха обыкновенная, ясень ланцетный, которые успешно произрастают в районе провальной воронки.

В состав посевной смеси растений включены такие многолетние травы как: люцерна, костер безостый, донник – белый и желтый, клевер луговой, мятлик луговой, полевица обыкновенная, овсяница красная. Норма высева семян многолетних трав увеличена в 2–4 раза по сравнению с обычной полевой в связи с неблагоприятными водно-физическими и агрохимическими свойствами субстратов отвалов.

Для полива будут использованы стационарные и передвижные средства полива технической водой.

Выводы

1. Разработанный проект рекультивации провальной воронки по санитарно-гигиеническому направлению с использованием хвостов обогащения и пустых пород с последующей посадкой деревьев и посева многолетних трав позволит:

- эффективно использовать образующиеся хвосты обогащения железной руды и пустые породы для выполнения технического этапа рекультивации;

- облагородить и упорядочить, ландшафт, нарушенный в результате многолетней добычи урановых и железных руд;

- повысить биологическую продуктивность нарушенных земель и окружающих территорий и уменьшить загрязнения окружающей среды на прилегающей территории.

2. Использование хвостов обогащения железной руды и пустых пород для рекультивации воронки обрушения является решением, обеспечивающим оптимальное сочетание технических, экологических и экономических факторов для улучшения экологической обстановки на территории г. Желтые Воды и повышения «качества жизни» населения.

Библиографический список

1. Должиков П.Н., Корсаков Д.В. Способ ликвидации провалов земной поверхности методом послойного тампонирувания // Сб. научных тр. Донбасского ГТУ. – Алчевск, 2011. – № 33. – С. 43–49.

2. Пригожин Ю.И., Калужный Н.И., Кривоносов Ю. М., Меркушев Н.А. Желтым Водам – 100. – Днепропетровск: СГЧ, 1995. – 118 с.

3. Добыча и переработка урановых руд в Украине: Монография. – К.: АФЕД-Украина, 2001. – 238 с.

4. ГОСТ 17.5.1.02-85 Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации: Действующий от 86-01-01. – М.: ИПК «Издательство стандартов», 2002. – 9 с.

5. Рекомендации по биологической рекультивации земель в Днепропетровской области. – Днепропетровск: Промінь, 1969.

Поступила 01.04.2013

Исследование форм истечения сыпучего при торцовом выпуске руды с применением самоходного и стационарного оборудования

В статье приводятся результаты исследования форм истечения руды при торцовом выпуске. Установлено, что выпуск из торцовых выработок, как и при выпуске из дучек, происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов разрыхления. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: торцовый выпуск, воронки в насыпной руде, метод выбора параметров и конструирования систем с торцовым выпуском

The article presents the results of research forms the expiration of ore at face issue. Found that the issue of the socket openings as well as at the outlet of ducheck derives from the volume having the shape of ellipsoids loosening.

Keywords: Allen release, funnel bulk ore, the method of selecting parameters and design of systems with mechanical release.

С целью выяснения форм истечения сыпучего при торцовом выпуске с применением самоходного и стационарного оборудования (вибропитателей) и установления влияния вибрации на извлечение проведены лабораторные исследования на моделях разной формы масштаба 1:100. Выпуск руды осуществлялся вручную черпаком с фиксированной глубиной забора, имитировавшим ковш самоходной машины и специально сконструированными виброустановками со следующей характеристикой: число колебаний в минуту 1400, круговая частота 147 1/с, амплитуда колебаний 0,75-0,9 мм, угол вибрации 25°, амплитуда вертикальных ускорений 1,25 д, амплитуда горизонтальных ускорений 2,65 д. Параметры вибрации выбирались с учетом того, что выпускаемая горная масса может быть аппроксимирована идеализированной моделью Зенера. При этом воздействие вибраций на материал в условиях модели и природы практически одинаковое.

Эти исследования позволили установить:

1. Выпуск из торцовых выработок, расположенных у противоположных сторон панели, происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов разрыхления (рис. 1).

При двухстороннем торцовом выпуске из панелей призматической или ромбовидной формы в насыпной руде образуются воронки, как и при выпуске из дучек (рис. 2).



Рис. 1. Воронки, образовавшиеся в насыпной руде, при двухстороннем торцовом выпуске

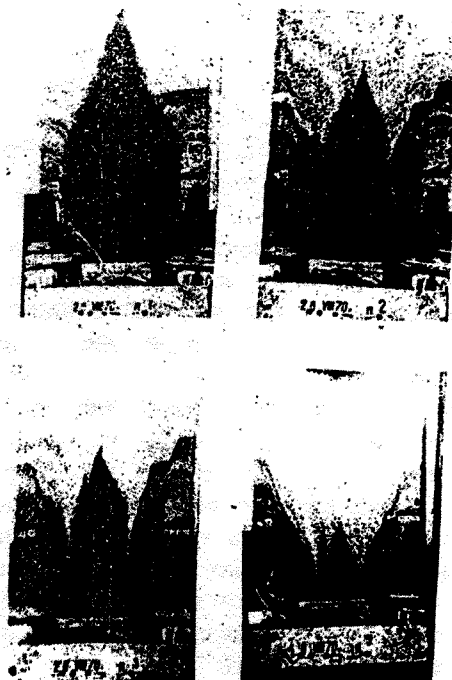


Рис. 2. Позиции опыта с двухсторонним торцовым выпуском руды из панелей ромбовидной формы

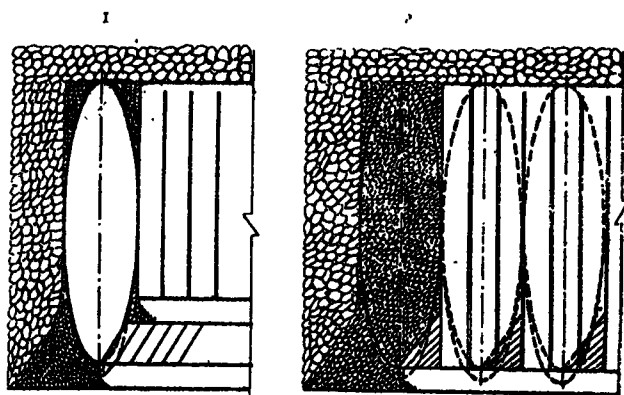


Рис. 3. Рациональная схема послынного торцового выпуска руды для залежей большой 1 и малой 2 мощности

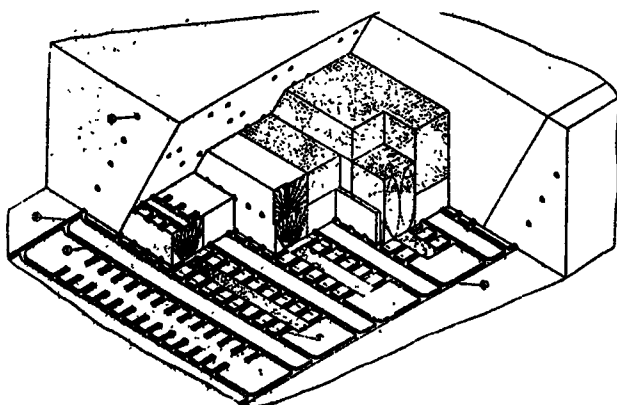


Рис. 4. Система подэтажного обрушения с двухсторонним торцовым выпуском для залежей большой мощности (общий вид)

2. Извлечение и засорение руды при рекомендуемых конструкциях с торцовым выпуском (рис. 3, 4) хорошо согласуются с расчетными данными и практически такие же, как и при выпуске из дучек. Это подтверждает высокую эффективность предложенного метода выбора параметров и конструирования систем с торцовым выпуском [1, 2], так как при обычных конструкциях с торцовым выпуском извлечение чистой руды по системе меньше примерно в 2 раза, суммарное извлечение руды меньше на 5-10 %; а засорение больше в 1,5-2 раза.

3. Извлечение руды из панелей призматической формы, граничащих с массивом по всей высоте подэтажа и на половине высоты подэтажа одинаковое. Это свидетельствует о том, что применение бесцеликовой схемы нарезки исключает «подливку» пустых пород сбоку и преждевременное засорение.

4. Во всех случаях применение вибропобудителей способствует повышению извлечения чистой руды при выпуске. Однако влияние вибрации на извлечение больше в рудах с большим углом естественного откоса. Так, в маргитовых рудах с $\varphi = 38-39^\circ$ извлечение чистой руды увеличивается на 25-30 %, в магнетитовых рудах с $\varphi = 35^\circ$ извлечение чистой руды увеличивается всего лишь на 10-15 %.

5. Для симметричного развития фигуры разрыхления и реализации влияния вибрации на извлечение конец конвейера должен быть заглублен в разрушенную руду до оси выпуска. Реальная длина заглубления 0,5-1,0 м.

Объяснение этого неперемного условий состоит в следующем. Обычно, если режим конвейера обеспечивает движение материала по всей его длине, конец конвейера является как бы границей, разделяющей сыпучее на две зоны: зону «А», приходящую в движение под воздействием самой машины, и зону «В», сдвигающуюся в результате выпуска зоны «А» (рис. 5). При этом криволинейные линии скольжения потока сыпучего находятся на его границах и симметрично удалены от оси выпуска, совпадающей с концом конвейера.

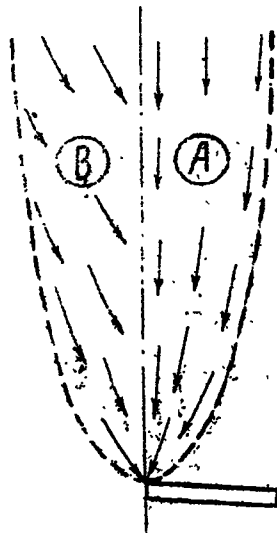


Рис. 5. Схема, поясняющая почему конец конвейера должен быть заглублен до оси выпуска

Применение коротких выработок для выпуска, доставки и погрузки руды при площадном торцовом выпуске предопределяет возможность использования для этих процессов как самоходного погрузо-доставочного оборудования, так и вибротехники. Вместе с тем при практически разных возможностях по производительности вибровыпуск и вибропогрузка имеют существенные преимущества перед самоходным оборудованием.

Прежде всего, применение вибротехники позволяет исключить постоянное пребывание людей в очистном забое, так как управление процессами выпуска и погрузки при этом может происходить с пульта управления, расположенного в магистральной выработке на свежей воздушной струе, иными словами, применение вибротехники может привести в технологию подземной разработки элементы безлюдной выемки.

В мощных залежах исключается доставка руды - один из наиболее трудоемких и опасных процессов при подземной разработке.

Замена самотечного выпуска механизированным увеличивает проходимость выпускного отверстия и позволяет выпускать куски руды значительно больших размеров.

При вибровыпуске и вибропогрузке (вибро-транспортировании) уменьшается пылеобразование ввиду сегрегации материала на лотке: более мелкие фракции осаждаются на дно лотка и прикрываются

крупным кусками.

Следовательно, с точки зрения безопасности и санитарно-гигиенических условий труда вибротехника предпочтительней.

Кроме того, вибромеханизмы требуют меньшего сечения выработок, что особенно важно в недостаточно устойчивых рудах и при высоком горном давлении, а также значительно дешевле самоходных доставочных машин. Наконец, применение вибропитателей (вибропобудителей) или виброконвейеров под завалом способствует уменьшению угла внутреннего трения, увеличению зон разрыхления при выпуске и повышению извлечения руды [3-5].

Однако вибровыпуск и вибропогрузка осуществляются стационарным оборудованием, в связи с чем возникают дополнительные затраты на его монтаж и демонтаж.

Вывод

С увеличением запасов на одну виброконвейерную установку суммарные затраты снижаются, поэтому начиная с определенной величины запасов использование вибротехники экономичнее применение

самоходного оборудования.

Библиографический список

1. А.С. № 312049 от 19 июня 1969 г. Бюл. изобретений № 25, 1971.
2. А.С. № 308198 от 19 июня 1969 г. Бюл. изобретений № 21, 1971.
3. Агошков М.И., Терпегосов З.А. Новые конструкции днищ блоков с вибрототками для выпуска руды // Горный Журнал. - 1964. - № 8.
4. Терпегосов З.А., Гончаревич И.Ф. Вопросы применения и расчет вибромеханизмов для выпуска руды при разработке рудных месторождений // ИГД им. Скочинного, 1962.
5. Учитель А.Д., Северенчук В.Н., Дряун В.Я. и др. Выпуск и доставка горной массы вибрационными секционированными конвейерами, Сб. «Прогрессивные безопасные методы выпуска руды из блоков». - НИИКМА, Губкин, 1970.

Поступила 17.04.2012

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ «Металлургическая и горнорудная промышленность»

Единственное в Украине специализированное издание, освещающее вопросы научной и практической деятельности специалистов горно-металлургического комплекса, а также все проблемы ГМК. Наш журнал издаётся с 1960 г. Распространяется по подписке в Украине и странах СНГ (Россия, Молдавия, Казахстан, Беларусь, Узбекистан).

Индекс: 74311 – журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» на рус. языке. Стоимость годовой подписки (6 журналов) – 2 580 грн.;

Индекс: 49501 - журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность», CD-ROM. Стоимость годовой подписки (6 журналов) – 1 728 грн.;

Индекс: 49502 - журнал «Metallurgical and mining industry» на английском языке. Стоимость годовой подписки (6 журналов) – 2 100 грн.

Главная задача журнала – рекламная поддержка передовых технологий и разработок, публикация информации о новейших научно-технических достижениях исследовательских коллективов, институтов, предприятий и организаций ГМК Украины.

Читатели журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность» - специалисты и топ-менеджмент предприятий, участвующих в технологическом цикле сырьё – сталь – металлообработка - потребление: ГОКи, КХЗ, ферросплавные заводы, производители чугуна, стального проката, труб, метизов, конечные потребители базовых отраслей металлургической и горнорудной промышленности.

ЖУРНАЛ ДЛЯ ТЕХ, КТО РАБОТАЕТ В МЕТАЛЛУРГИИ И ДЛЯ МЕТАЛЛУРГА! Стоимость рекламы (в гривнах):

Площадь, формат	Чёрно-белая	Полноцветная
1 стр. обложки (½ стр)		5 000
4 стр. обложки:		
страница (A4)	-	5 000
на страницах журнала:		
страница (A4)	1 000	2 000
½ стр.	500	1 000
Вложение в журнал рекламных листовок: A4 – 1 грн.; A5 – 0,5 грн.		
Публикация статьи на правах рекламы – 750 грн за страницу.		

Адрес редакции :

49027, Днепропетровск, ул. Дзержинского, 23 ,

тел/факс (0562) 46-12-95, (056) 744-81-66.

E-mail: metinfo@metinform.dp.ua;

http: // www. metaljournal.com.ua



Электрохимическая обработка молибденового проката

Исследовано влияние состава электролита и плотности тока на эффективность анодной обработки молибдена. Установлен оптимальный состав электролита и условия электролиза, обеспечивающие высокопроизводительную и качественную очистку плоского молибденового проката от окалины и смазки. Ил. 6. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: молибденовый прокат, электрохимическая обработка, анодная очистка, поляризационные измерения, плотность тока

The effect of electrolyte composition and the current density at the anode processing efficiency molybdenum. The optimum composition of the electrolyte and electrolysis conditions, providing high-performance, high-quality cleaning of flat molybdenum steel mill scale and grease.

Keywords: Molybdenum rolling, electrochemical machining, anodic cleaning, polarization measurements, the current density.

Молибден, обладающий высокими температурой плавления, прочностью, химической стойкостью, жаропрочностью, сопротивляемостью ядерной коррозии, широко используется при изготовлении нагревательных элементов, ответственных узлов конструкций и двигателей в авиации и космической технике, теплоэнергетике [1]. Механическая обработка молибдена осуществляется при повышенных температурах и предусматривает использование смазок при прокате. Поэтому молибденовый прокат для придания ему товарного вида и необходимых поверхностных свойств подлежит дальнейшей очистке. На практике, очистка чаще всего осуществляется методом химического травления. При химической очистке молибденового полуфабриката используют высококонцентрированные щелочные растворы и повышенные температуры, что связано со значительными экономическими и экологическими трудностями. Поэтому разработка и использование более эффективных, менее затратных и экологически щадящих технологий обработки молибденового проката представляет значительный интерес.

В литературе имеются сведения о режимах электрохимической обработки молибдена и его сплавов в нейтральных и кислых электролитах [2, 3]. При растворении молибдена в нейтральных растворах наблюдаются ограничения скорости растворения, зависящие от скорости массопереноса, что связывают с замедленностью отвода продуктов анодного растворения от поверхности анода. Использование кислых электролитов предполагает применение невысоких плотностей тока (1,0-1,5 А/дм²), что не обеспечит высокой производительности процесса. Важно отметить, что приведенные сведения относятся к процессу электрополирования чистого молибдена. Следовательно, если исходить из задачи очистки молибденового проката от смазки и прокатного поверхностного слоя и с учетом масляной основы прокатных смазок, поиск эффективного электролита для электрохимиче-

ской очистки проката следует выполнить с использованием щелочных растворов.

На рис. 1 представлены анодные поляризационные кривые для молибдена с прокатным слоем.

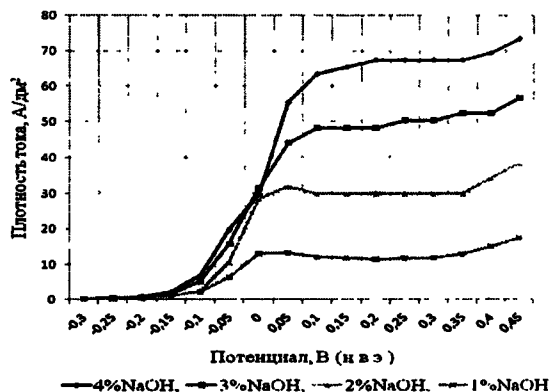


Рис. 1. Анодные поляризационные кривые для молибдена с прокатным слоем

Анализ полученных зависимостей показывает закономерное возрастание скорости растворения образца с увеличением концентрации щелочи в активной области, что свидетельствует об отсутствии существенных диффузионных ограничений процесса. Однако при более высоких поляризациях, которые представляют значительный интерес для электрохимической обработки, наблюдается менее выраженное увеличение скорости с потенциалом. Это явление объясняется существенными диффузионными ограничениями процесса, связанными с наличием в приэлектродном пространстве вязкого слоя, состоящего из пересыщенного продуктами анодного растворения слоя электролита. Такое состояние приэлектродного слоя обеспечивает анодное растворение металла в условиях сглаживания поверхности [3]. Этот эффект наиболее ярко выражен для 4%-ой щелочи, что дает основание полагать, что в этом растворе может быть достигнута высокая скорость травления металла при

максимальном сглаживании поверхности.

Влияние плотности тока на длительность очистки образца от смазки и окалины в растворах щелочи показано на рис. 2. Каждая линия отвечает условиям гарантированного полного удаления прокатной окалины.

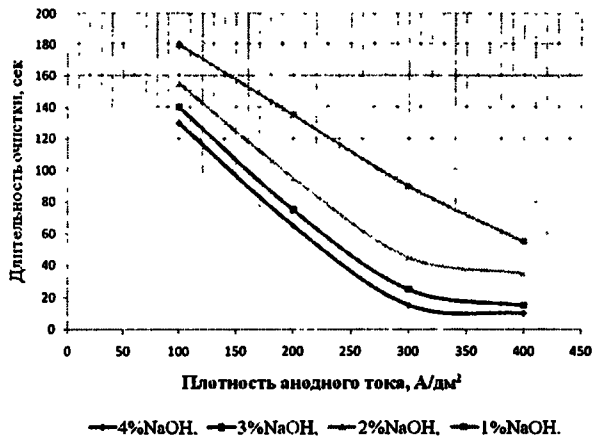


Рис. 2. Влияние плотности тока на длительность очистки молибдена

Из полученных данных следует, что с увеличением концентрации щелочи и плотности тока скорость удаления прокатного слоя увеличивается, что проявляется в уменьшении длительности обработки, которая при плотности тока 300 А/дм² для 4%-ного раствора щелочи составляет около 20 секунд. Важно, что и состояние обработанной поверхности (степень гладкости) также улучшается при больших плотностях тока.

С учетом энергетических затрат, производительности процесса и качества поверхности после обработки для реального технологического процесса можно рекомендовать очистку молибденового проката в 4%-ной щелочи при плотностях тока 300-350 А/дм².

Использование высоких плотностей тока связано с естественным самопроизвольным разогревом электролита за счет джоулева тепла. Повышение температуры способствует увеличению скорости растворения. Однако чрезмерное повышение температуры электролита вызывает его интенсивное ускорение, унос с парами воды щелочи, ужесточение требований по защите среды и персонала. Поэтому в реальных условиях температура электролита должна оставаться на уровне 50-60 °С, что может быть достигнуто организацией рационального теплообмена установки с окружающей средой.

При практической реализации процесса электрохимического травления металлопроката очень важно знать скорость растворения основного металла после полного удаления прокатного слоя. Это необходимо для оценки потерь металла в случае перетрава продукции. С этой целью были проведены исследования по оценке скорости травления чистого молибдена при плотности тока 300 А/дм² в 4% NaOH (рис. 3). С учетом длительности обработки (до 10 с) потери металла могут составить не более 10 г/м².

Известно [3, 4], что для стабилизации и ускорения анодного травления металлов используются добавки в электролит.

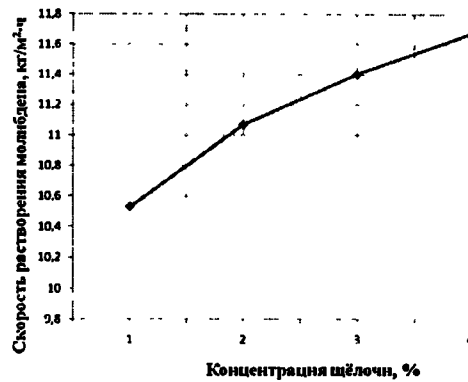


Рис. 3. Влияние концентрации щелочи на скорость анодного растворения молибдена

На рис. 4, 5 представлены результаты влияния добавок солей натрия на скорость очистки молибденового проката в щелочном электролите.

Результаты исследований показали, что добавление солей натрия к электролиту позволяет существенно повысить производительность процесса (длительность процесса очистки проката уменьшается). Методом симплекс-планирования [5] выполнена оптимизация состава трехкомпонентной смеси. Получен оптимальный состав электролита для очистки проката: NaOH 23-63 %; NaCl 26-50 %; Na₃PO₄ 6-35 %.

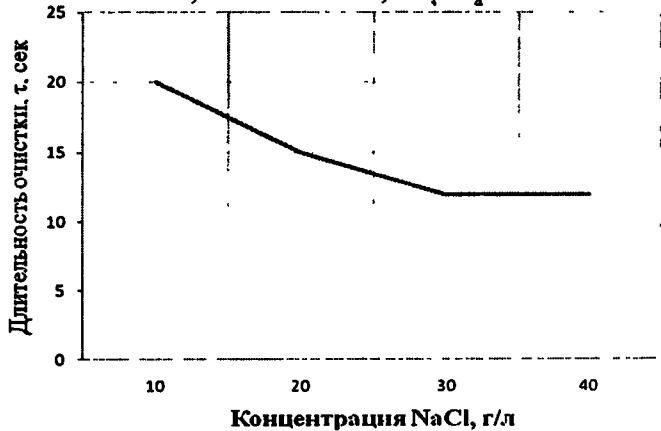


Рис. 4. Влияние концентрации хлористого натрия на длительность очистки молибдена

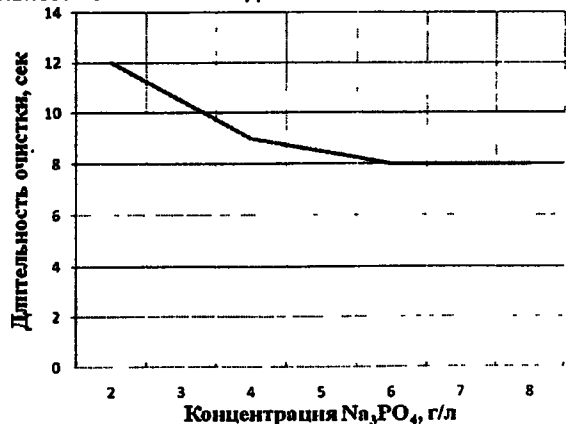


Рис. 5. Влияние концентрации тринатрийфосфата на длительность очистки молибдена

Важной технологической характеристикой электролита является его работоспособность без корректирования состава. Результаты оценки такой работоспособности представлены на рис. 6.

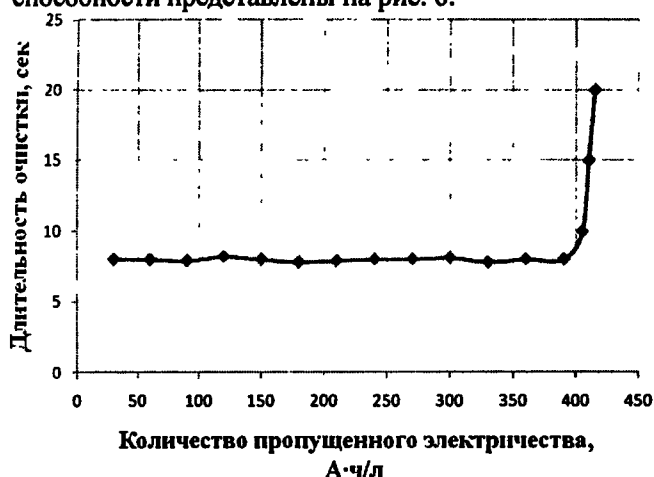


Рис. 6. Зависимость длительности очистки молибдена от количества пропущенного электричества

Эксперимент показал, что электролит резко снизил свою активность, что проявилось в увеличении времени, необходимого для удаления прокатной окалины, после того как через электролизер было пропущено количество электричества, равное около 400 А·ч в расчете на 1 л раствора. Расчет эффективности процесса очистки молибдена в предлагаемом электролите по методике, изложенной в [6] показал, что в 1 м³ электролита при плотности тока 300 А/дм² может быть обработано около 3000 м² молибденового проката.

Выводы

1. Исследовано влияние концентрации едкого натра и плотности анодного тока на длительность очистки плоского молибденового проката от окалины и смазки и качество обработанной поверхности.
2. Установлено, что оптимальным раствором для электрохимической очистки молибденового

проката есть электролит состава 4% NaOH + 30 г/л NaCl + 6 г/л Na₃PO₄, который обеспечивает высокопроизводительную и качественную очистку проката при анодной плотности тока 300 А/дм², длительность процесса очистки при этом составляет 8-10 с.

3. Определена длительность сохранения травильных способностей предлагаемого электролита. Для данного раствора общая энергоемкость составляет около 400 А·ч/л, что обеспечит обработку около 3000 м² изделий до замены электролита при объеме рабочего раствора 1 м³.

Библиографический список

1. Клячко Л.И., Левтоков И.П., Уманский А.М. Новое в технологии вольфрама и молибдена. - М.: Металлургия, 1979. - 214 с.
2. Атанасянц А.Г. Электрохимическое изготовление деталей атомных реакторов. - М.: Энергоатомиздат, 1987. - 176 с.
3. Грилихес С.Я. Электрохимическое и химическое полирование. - Л.: Машиностроение, 1987. - 128 с.
4. Липкин Я.Н., Штанько В.М. Химическая и электрохимическая обработка стальных труб. - М.: Металлургия, 1982. - 256 с.
5. Пинчук С.И. Организация эксперимента при моделировании и оптимизации технических систем. - Днепропетровск: ООО Независимая издательская организация «Дива», 2008. - 248 с.
6. Исследование закономерностей катодного восстановления железа из отработанных травильных растворов / С.И. Пинчук, А.М. Грешик, Е.В. Белая, А.Н. Ковзик // Металлург. горноуд. Пром. - 2010. - № 6. - С. 72-73.

Поступила 30.05.2013

**В РЕДАКЦИИ МОЖНО ЗАКАЗАТЬ ЭЛЕКТРОННУЮ
ВЕРСИЮ ЖУРНАЛА**

**стоимость электронного варианта - 288 грн.,
стоимость печатного варианта - 430 грн.**

контактный телефон, факс 0562-46-12-95



Электрическая проводимость ильменитовых концентратов различного химического состава

Приведены экспериментальные данные по зависимости электрической проводимости ильменитовых концентратов от их химического состава и температуры. Определена степень влияния основных составляющих - TiO_2 , FeO и Fe_2O_3 на проводимость ильменитовых концентратов различных месторождений.

Ключевые слова: электрическая проводимость, ильменитовые концентраты, степень изменения, химический состав, гранулометрический состав

Experimental data on the dependence of the electrical conductivity of ilmenite concentrates on their chemical composition and temperature. The degree of influence of the main components - TiO_2 , FeO and Fe_2O_3 on the conductivity of ilmenite concentrates various fields.

Keywords: electrical conductivity, ilmenite concentrates, the degree of change in the chemical composition, particle size distribution.

Введение

По разведанным запасам титановых руд Украина занимает одно из ведущих мест в мире. Ее минерально-сырьевой потенциал оценивается в 900 млн. т ильменита и рутила, что соответствует 30 % выявленных мировых запасов. Сырьевая база титана Украины насчитывает более 40 месторождений, среди которых одно уникальное, 13 крупных и 10 средних; 11 месторождений детально разведаны и переданы промышленности. Украина является одной из немногих стран мира, где имеется полный цикл титанового производства, включая собственную сырьевую базу, химический и металлургический переделы. По производству титановых концентратов в странах СНГ Украина занимает монопольное положение (7-8 % мирового производства) [1].

До 90-х гг. прошлого столетия в Украине эксплуатировались лишь два россыпных месторождения: Малышевское – Вольногорским ГМК и Иршанская группа россыпей – Иршанским ГОКом. В настоящее время на Иршанской группе месторождений работают также ООО «Междуреченский ГОК», ЗАО «Ирша-ильменит» и ООО «Валки-ильменит», имеющие мощности по добыче руды и по выпуску титаносодержащих концентратов.

В последние годы создан ряд новых предприятий по добыче титаносодержащего сырья. Уже успешно работает ООО «Велта» (Бирзуловское месторождение в Днепропетровской области). Готовятся к промышленной добыче руд и выпуску концентратов ООО «ТюФаб ЛТД» (Носачевское месторождение в Черкасской области), ООО «РИКО» (Тарасовское месторождение в Киевской области), ООО «Демуринский ГОК» (Волчанское месторож-

дение в Днепропетровской области); ООО «Сириус» (Кропивенское месторождение в Волынской области) и др.

Интерес к титановой проблематике является свидетельством перспективности данной отрасли, что предполагает соответствующее изучение характеристик различных видов титаносодержащего сырья.

Состояние вопроса

Одним из важнейших свойств титаносодержащего сырья, в частности ильменитовых концентратов, в значительной степени определяющим ход восстановительной руднотермической плавки, является электрическая проводимость, которая изменяется в течение плавки в зависимости от агрегатного состояния концентрата и температуры.

Химический состав ильменитовых концентратов практически на 95 % представлен тремя основными компонентами - FeO , Fe_2O_3 и TiO_2 [2]. Концентраты отличаются друг от друга лишь набором примесей и соотношением основных компонентов, которое может значительно изменяться в зависимости от степени изменения ильменита под действием сил выветривания. Степень изменения используют как достаточно полную характеристику отклонения действительного химического состава ильменита от исходного стехиометрического. Расчёт степени изменения производят по формуле [3]

$$C_{изм} = 100 - \frac{1,114\alpha}{\beta} 100,$$

где $C_{изм}$ - степень изменения, %; α - содержание FeO в концентрате, %; β - содержание TiO_2 в концентрате, %.

Постановка задачи и методика

Целью данного исследования является установ-

ление зависимости удельной электрической проводимости ильменитовых концентратов от температуры и определение характера и степени влияния отдельных их составляющих на данное свойство.

В качестве исследуемых материалов использовали четыре вида ильменитовых концентратов различных месторождений и чистые TiO_2 , FeO , Fe_2O_3 , химические составы которых представлены в таблице.

Измерение электропроводимости проводили на установке и по методике, приведенной в работе [4]. Из измельченных FeO , Fe_2O_3 , TiO_2 и концентратов изготавливали брикеты, которые использовали для измерения проводимости. Поскольку проводимость концентратов изменяется в значительных пределах, на графиках она представлена в логарифмическом виде.

Таблица. Химические составы и степень изменения ильменитовых концентратов

Концентрат	Содержание, %			
	TiO_2	FeO	Fe_2O_3	Степень изменения
Малышевского месторождения (Украина)*	63,1	0	26,5	100,0
Волчанского месторождения (Украина)	64,85	0,63	26,78	98,9
Иршанского месторождения (Украина)	58,38	7,31	26,03	86,1
Куранахского месторождения (Россия)	50,2	35	10,4	22,3
Fe_2O_3 , **	-	-	98,7	-
FeO , ***	-	98,0	-	-
TiO_2 , ****	98	-	-	-

* по ТУ 14-10-005; ** по ГОСТ 4173-66; *** по ТУ 6-09-1404-76; **** по ГОСТ 9808-84; остальные анализы проведены лабораторией Института титана.

Результаты исследований

Для выяснения характера влияния отдельных составляющих ильменитового концентрата на его проводимость провели исследование на чистых FeO , Fe_2O_3 и TiO_2 (рис. 1).

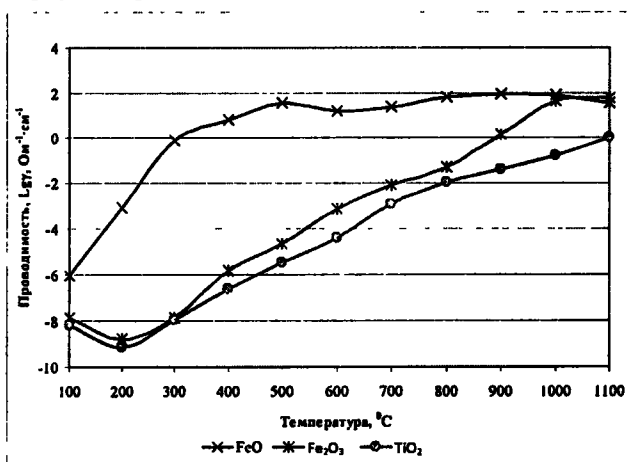


Рис. 1. Зависимость электрической проводимости основных компонентов ильменитовых концентратов от температуры

Как видно на рис. 1, для FeO характерно резкое увеличение проводимости в интервале 100-300 °C (с $8,86 \cdot 10^{-7}$ до $0,74 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$). При дальнейшем нагреве скорость роста проводимости FeO замедляется. Повышение температуры выше 500 °C сопровождается незначительными колебаниями значения проводимости в пределах $16-84 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$.

При температуре 100 °C проводимости Fe_2O_3 и TiO_2 составляют $1,4 \cdot 10^{-8}$ и $6,8 \cdot 10^{-9} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$, соответственно. Повышение температуры до 200 °C в обоих случаях приводит к снижению проводимости до $1,6 \cdot 10^{-9}$ и $7,2 \cdot 10^{-10} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$, соответственно. Дальнейшее повышение температуры вплоть до 1100 °C сопровождается монотонным ростом проводимости как для Fe_2O_3 , так и для TiO_2 . При всех температурах проводимость Fe_2O_3 выше, чем TiO_2 , но значительно ниже, чем FeO . При температуре 800 °C наблюдается изгиб кривой для Fe_2O_3 , отвечающий резкому росту проводимости. Это свидетельствует о развитии процесса перехода Fe_2O_3 в FeO в восстановительной газовой среде. Температурная точка равенства проводимостей Fe_2O_3 и FeO составляет ~ 1070 °C.

На втором этапе исследования определяли удельную электрическую проводимость четырех видов ильменитовых концентратов. На рис. 2 представлены результаты этих измерений, совмещенные для наглядности с данными рис. 1 для FeO , Fe_2O_3 и TiO_2 .

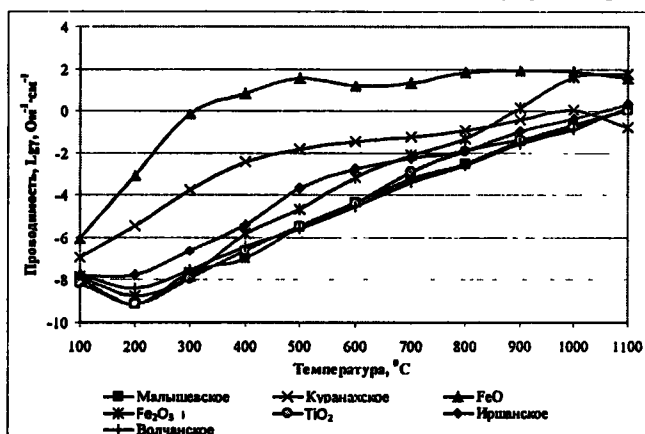


Рис. 2. Зависимость электрической проводимости концентратов различных месторождений и их основных компонентов от температуры

Как видно на рис. 2, кривая электропроводимости для сильноизмененных концентратов Малышевского и Волчанского месторождений практически совпадает с кривой для чистого TiO_2 . В интервале температур 100-350 °C значения проводимости данных концентратов незначительно отличаются от проводимости чистого Fe_2O_3 . При нагреве до температур выше 400 °C проводимость Fe_2O_3 становится больше проводимости сильноизмененных концентратов, а при 1000 °C превышает их проводимость в 182 раза. Во всем интервале исследуемых температур концентраты Малышевского и Волчанского месторождений характеризовались более низкой проводимостью, чем FeO .

Проводимость концентрата средней степени

изменения (Иршанское месторождение) при 100 °С практически не отличается от проводимости TiO_2 . В диапазоне температур 100–700 °С проводимость концентрата выше проводимости TiO_2 в 36 раз, а в диапазоне 700–1100 °С - в 1,8 раза. До температуры 660 °С Иршанский концентрат имеет более высокие значения проводимости, чем Fe_2O_3 . Дальнейший нагрев приводит к значительному повышению проводимости Fe_2O_3 , в результате при 1000 °С проводимость последнего выше проводимости концентрата в 100 раз. При всех рассмотренных температурах концентрат Иршанского месторождения имел более низкую проводимость, чем FeO .

Слабоизмененный концентрат (Куранахское месторождение) при нагреве до 1100 °С сохраняет более высокие значения проводимости, чем остальные концентраты и TiO_2 . До температуры 850 °С Куранахский концентрат имеет более высокие значения проводимости, чем Fe_2O_3 . При более высоких температурах проводимость Fe_2O_3 превышает проводимость концентрата в 70 раз. Кривая проводимости для Куранахского концентрата в наибольшей степени приближена к кривой для FeO . При этом значения проводимости концентрата ниже проводимости FeO в среднем в 1100 раз.

Интересно сравнение кривых проводимости для Fe_2O_3 и концентратов различной степени изменения (таблица). Проводимость Fe_2O_3 становится больше проводимостей сильноизмененного Малышевского и среднеизмененного Иршанского концентратов при температурах 325 и 660 °С, соответственно, а слабоизмененного Куранахского концентрата только при 850 °С. Это обстоятельство свидетельствует о том, что с повышением концентрации TiO_2 в концентрате активность Fe_2O_3 уменьшается, что влечет за собой снижение давления диссоциации Fe_2O_3 и смещение процессов разложения последнего в область более высоких температур.

Как видно из кривых на рис. 2, значения проводимости ильменитовых концентратов различных месторождений незначительно отличаются друг от друга как при 100 °С (в среднем $1 \cdot 10^{-8} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$), так и при 1100 °С (в среднем $1,5 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$). Однако при промежуточных значениях температуры разница может составить 30000 и более раз. При этом определяющее влияние на величину проводимости концентрата и характер её зависимости от температуры оказывает содержание FeO . С уменьшением степени изменения (повышением

содержания FeO) проводимость ильменитовых концентратов увеличивается, а форма зависимости от температуры смещается от характерной для TiO_2 и Fe_2O_3 к характерной для FeO .

Выводы

1. При 100 °С проводимости ильменитовых концентратов, Fe_2O_3 и TiO_2 незначительно отличаются и составляют, в среднем, $1 \cdot 10^{-8} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$.

2. Нагрев сильно- и среднеизмененных концентратов и чистых Fe_2O_3 и TiO_2 от 100 до 200 °С приводит к снижению проводимости в среднем в 10 раз. При повышении температуры от 200 до 1100 °С проводимость концентратов и чистых компонентов увеличивается.

3. Проводимость ильменитовых концентратов с высокой степенью изменения при нагреве до 1100 °С практически не отличается от проводимости чистого TiO_2 .

4. Определяющее влияние на величину проводимости ильменитовых концентратов и характер её зависимости от температуры оказывает содержание FeO : при повышении содержания FeO проводимость концентратов увеличивается.

Библиографический список

1. Галецкий Л.С., Грищенко С.Г., Ремезова Е.А. Комплексное использование титанорудного потенциала Украины // Титан. - 2009. - № 1(23). - С. 4-7.
2. Поплавский Ю.В., Колобов Г.А., Гурьянова Т.П. и др. Титансодержащее сырьё новых месторождений Украины и перспективы его переработки / Металургія: наукові праці ЗДІА. – Запоріжжя: ЗДІА, 2008. – Вип. 18. - С. 44-49.
3. Методические рекомендации по оценке измененности ильменита при изучении титановых руд и продуктов их переработки / Сост. И.Ф. Кошкарров, Ю.А. Полканов – Симферополь: Институт минерального сырья, 1976. – С. 11-46.
4. Колобов Г.А., Парфенюк И.Г., Поплавский Ю.В., Криворучко В.В. Электрическая проводимость неизмененных и измененных ильменитовых концентратов / Ti-2011 в СНГ: сб. трудов междунар. конф., 25-28 04.2011г., Львов. – К.: ИМФ им. Г.В. Курдюмова НАН Украины, 2011. – С. 131-133.

Поступила 11.03.2013





Анализ современных машин для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов

Выполнен анализ современного состояния развития прессового оборудования для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов на горнодобывающих и металлургических предприятиях. Рассмотрены основные технологические и конструктивные особенности наиболее распространенных типов прессового оборудования для брикетирования. Показаны преимущества использования отечественными предприятиями в процессах брикетирования металлургического сырья валковых брикетных прессов разработанных в Институте черной металлургии и выпускаемых экспериментально-производственным предприятием института. Ил. 1. Библиогр.: 11 назв.

Ключевые слова: мелкофракционные сырьевые материалы, валковые прессы, брикетирование

The analysis of the current state of press equipment for briquetting small fraction of raw materials for the mining and metallurgical industries. The basic technological and design features of the most common types of press equipment for briquetting. The advantages of domestic enterprises in the process of briquetting of metallurgical raw materials roller briquetting presses developed in the Institute of Ferrous Metallurgy and produced experimental-industrial enterprise institute.

Keywords: small fraction raw materials, roll press, briquetting.

Введение

В настоящее время предприятия, реализующие в своем технологическом цикле процесс брикетирования, не всегда рационально подходят к вопросу выбора технологий и оборудования для его реализации. Важным условием создания промышленного участка брикетирования является правильный выбор типа и конструктивного исполнения пресса, как основного агрегата для производства брикетов.

Выбор прессового оборудования для брикетирования обуславливают ряд факторов. Первые и наиболее очевидные это стоимость, надежность и возможность сервисного обслуживания оборудования. Однако эти факторы не всегда можно считать определяющими. Качество подготовки сырья в значительной мере определяют технико-экономические показатели металлургического производства и правильный выбор оборудования для брикетирования.

Целью и задачей данной работы является анализ основных характеристик и условий применения современных машин для брикетирования мелкофракционных материалов, предлагаемых на рынке промышленного оборудования, оценка соответствия разработок Института черной металлургии им. З.И. Некрасова НАН Украины (ИЧМ) в данной области требованиям промышленных предприятий. Данный анализ позволит определить перспективные направления совершенствования прессового оборудования, разрабатываемого специалистами института.

Изложение основных материалов исследования

В процессах брикетирования применяют меха-

нические и гидравлические прессы непрерывного и периодического действия различной конструкции с одно- и двухсторонним обжатием брикетируемой шихты. К машинам непрерывного действия относятся валковые, кольцевые и гусеничные прессы; периодического действия – штемпельные, вибрационные, столовые, рычажные, ротационные и др.

Несмотря на большое количество прессов различных конструкций предлагаемых на современном рынке оборудования, производителей надежных прессов для брикетирования с широким диапазоном эксплуатационных характеристик, которые бы удовлетворяли требованиям предприятий горно-металлургического комплекса не так и много. Кроме того, на сегодняшний день нет четких рекомендаций по наиболее предпочтительному использованию того или иного типа прессового оборудования в конкретных производственных условиях.

Существует целый ряд конструкций прессового оборудования, которые не позволяют получить существенного эффекта при использовании в технологических линиях горнодобывающих и металлургических предприятий. К примеру, существует большое количество производителей гидравлических прессов, к наиболее известным можно отнести «Hocker Polytechnik GmbH», «Gross apparatebau GmbH», «Wiema», «RUF» (Германия), «Comafer» (Италия). Гидравлические брикетные прессы в основном используются предприятиями, которые работают с небольшими объемами различных, как правило, не металлургических материалов, а сырья для производства топливных брикетов плотностью 0,9-1,0 г/см³.

Диапазон производительности прессов, при этом составляет 40-500 кг/ч. Некоторые модификации гидравлических прессов спроектированы для работы с металлосодержащим сырьем при этом их производительность не превышает 2000кг/час, что больше подходит для малых и средних предприятий.

Близкими по назначению и технологическим характеристикам к гидравлическим прессам для брикетирования являются ударно-механические прессы. Наиболее известным производителем такого оборудования является «C.F.Nielsen» (Дания), производительность выпускаемых этим предприятием машин находится в диапазоне от 225 до 2000 кг/ч.

Известно большое количество производителей прессов шнекового типа, данные машины, в основном, находят применение при производстве малых партий топливных брикетов из сырья преимущественно растительного происхождения, поэтому в данной работе их анализ не приводится.

В практике брикетирования металлургического сырья известны примеры применения вибропрессового оборудования, которое, как правило, предназначено для производства различных строительных блоков. В технологических линиях укомплектованных такими прессами основным связующим веществом является цемент с различными добавками, количество которого в составе брикета зачастую превышает 10 %. Малая сырая прочность брикетов полученных на вибропрессах требует дальнейшего их упрочнения за счет вылеживания на специальных поддонах, для чего необходимо выделить дополнительные производственных площадей.

Основным недостатком использования гидравлических, ударно-механических, шнековых и вибрационных брикетных прессов на предприятиях горно-металлургического комплекса является их малая производительность.

Существуют технологические решения, когда с целью увеличения объемов производства брикетов в технологической линии используют сразу несколько машин указанных типов и объединяют их в единый комплекс. Такое решение обладает рядом недостатков. Рост производительности технологической линии в этом варианте сопряжен с непропорциональным увеличением производственной площади занимаемой оборудованием, усложнением схем управления технологическим процессом и организацией работ по ремонту и обслуживанию оборудования. Еще одним недостатком является то, что суммарная потребляемая мощность такой технологической линии значительно больше, к примеру, чем при оснащении линии брикетирования валковым прессом с аналогичной производительностью.

Высокая производительность и надежность, возможность гибко изменять технологию получения брикетов и малые эксплуатационные затраты определили широкое распространение валковых прессов в технологических линиях переработки сырья на горнодобывающих и металлургических предприятиях.

Среди зарубежных предприятий, специализирую-

щихся в области разработок и производства валковых прессов можно выделить ряд фирм.

«K. R. Komarek Inc» (США) осуществляет изготовление нескольких базовых конструкций валковых прессов производительностью от 1-25 кг/ч (лабораторный валковый пресс) до 80 т/ч. В соответствии с классификацией, принятой на данном предприятии, производимые им валковые прессы делятся на три категории.

Лабораторные валковые прессы, производимые этим предприятием, являются в настоящее время самыми малогабаритными прессами валкового типа на мировом рынке. Эти машины применяются для исследования процессов брикетирования разнообразных сыпучих материалов в лабораторных условиях. Основные рабочие механизмы, участвующие во взаимодействии с брикетируемым материалом выполнены из нержавеющей сталей. В конструкцию пресса также входят смеситель и шнековый механизм подачи шихты в валки. Максимальный размер брикета 34х18х12 мм. Диаметр и длина рабочих поверхностей валков, соответственно, равны 100 и 38 мм. Максимальное усилие прессования – до 50 кН. Прессы оснащены системой для сбора и обработки данных, характеризующих параметры брикетирования и работы оборудования.

Модели прессов серии «В» разработаны для условий прессования мелкофракционных материалов при высоких давлениях с обеспечением быстрой замены валков. Типичные области их применения включают прессование неорганических веществ, таких как негашеная известь и металлические порошки. Отличительной конструктивной особенностью этих прессов является консольное крепление валков, что обеспечивает их быструю замену без разборки основной конструкции пресса. Производительность этих прессов составляет от 115 кг/ч до 9 т/ч.

Модели прессов серии «ДН» предназначены для работы в широком диапазоне значений давления прессования, что позволяет выполнять оптимизацию технологического режима брикетирования с учетом физико-механических свойств шихты. В данных моделях прессов валки имеют по две подшипниковые опоры, в отличие от серии «В». В зависимости от технологии и требуемой производительности прессы оснащаются валками различной длины. Эти прессы применяются для брикетирования широкого спектра материалов, к примеру, различных видов угля, оксидов металлов, химических веществ, различных рудных материалов, в том числе со связующими веществами. Валки прессов выполняются как цельные, так и со съёмными прессующими сегментами. Подача шихты в межвалковое пространство вертикальная, при этом она может осуществляться с помощью подающего шнека или гравитационно за счет собственного веса шихты.

«Verex International LLC» (США) производит базовую серию «MS» брикетных прессов и валковых уплотнителей производительностью от 100 кг/ч до 100 т/ч. Это универсальные валковые машины,

предназначенные для работы в тяжелых условиях, которые оснащаются различными типами шнековых подающих устройств, валками с различными диаметром и длиной рабочих поверхностей, размерами и конфигурацией формующих элементов, которые оптимизируются применительно к конкретным технологическим условиям. Прессы оснащены гидравлическим устройством измерения усилия прессования, которое также позволяет осуществлять управление режимами подачи шихты и работы пресса для поддержания параметров прессования в заданном диапазоне. Валки прессов выполняются составными со сменными кольцевыми бандажами или сегментами. В качестве материалов для изготовления используется широкий спектр металлов и сплавов, которые выбираются с учетом конкретных технологических условий и свойств уплотняемого материала. На этих машинах можно получать как гранулированный материал, так и брикеты заданных размеров и формы. Отличительной особенностью этих прессов является то, что они рассчитаны, в основном, на осуществление процесса уплотнения материалов без добавления влаги и использования связующих веществ. Размеры получаемых брикетов находятся в пределах 12-300 мм. Процесс грануляции с использованием этих машин осуществляется следующим образом. Сначала на прессе получают компактные плиты спрессованного материала, которые впоследствии дробят и отсеивают гранулы требуемой фракции.

«Maschinenfabrik K ppern GmbH & Co. KG» (Германия) производит валковые прессы для горячего и холодного брикетирования производительностью от 4 до 80 т/ч. Прессы позволяют получать брикеты подушкообразной формы объемом от 1,5 до 220 см³, размерами от 19х16х9 до 92х69х65 мм. Конструкция валков прессов позволяет воспринимать нагрузки до 140 кН на сантиметр длины рабочей поверхности валка. В зависимости от требуемых технологических параметров и воспринимаемых ими нагрузок прессы оснащаются валками с кольцевыми бандажами или сегментами. Диаметр валков зависит от конструктивного исполнения пресса и находится в диапазоне 300-1400 мм, при этом значение максимального усилия прессования, в зависимости от модели пресса, составляет от 400 до 7600 кН. Прижим валков осуществляется гидравлической системой, с ее же помощью осуществляется контроль величины усилия прессования. При необходимости прессы оснащаются шнековыми подающими устройствами.

«Sahut-Conreur» (Франция) производит валковые прессы для брикетирования и грануляции. Размеры прессов производимых этим предприятием определяются габаритными размерами рабочих поверхностей валков, диаметры находятся в пределах от 150 до 1400 мм и длина от 30 до 1600 мм. Прессы изготавливаются таким образом, что позволяют изменять рабочие нагрузки от 1 до 150 кН на сантиметр длины рабочей поверхности валка. Частота вращения валков может регулироваться в пределах до 25 мин⁻¹, а при необходимости может быть дополнительно увеличе-

на. Валки могут изготавливаться в двух конструктивных исполнениях, с кольцевыми бандажами и с сегментами. Система прижима и предохранения валков от перегрузок гидравлическая. При необходимости прессы оснащаются подпрессовщиками шнекового типа. Приводы прессов оснащаются редукторами с двумя раздаточными валами, что позволяет синхронизировать работу валков. В конструкции прессов в зависимости от требований к условиям производства применяют как электродвигатели, так и гидромоторы.

На территории Российской Федерации действует предприятие ЗАО «НПО Спайдермаш», которое изготавливает валковые брикетные прессы производительностью от 1 до 54 т/ч с частотой вращения валков 3-10 мин⁻¹ и усилием прессования от 1000 до 4000 кН. Механизм прижима валков может быть как гидравлический, так и механический. Прессы ряда конструкций оснащены подпрессовщиками.

Известно предприятие «Anyang GEMCO Energy Machinery Company Co., Ltd» работающее на территории Китая, производящее различные типы прессов для брикетирования. Этим предприятием выпускаются восемь модификаций валковых прессов производительностью от 1 до 30 т/ч, при соответствующем диапазоне мощностей привода пресса от 5,5 до 90 кВт. Прижим валков механический или гидравлический в зависимости от модели пресса. Валки пресса оснащаются кольцевыми бандажами, которые изготавливаются из марганцовистых и хромомарганцовистых сталей. Формующие элементы на рабочих поверхностях валков выполняются в виде симметричных полуформ. Частота вращения валков, в зависимости от модели пресса 10-18 мин⁻¹. Несмотря на малую стоимость, в сравнении с ведущими мировыми производителями валковых прессов, машины производства данного предприятия не нашли широкого применения на горнодобывающих и металлургических предприятиях Украины.

Несмотря на то, что рядом зарубежных предприятий проектируются и выпускаются различные модификации валковых прессов, их приобретение и внедрение для многих отечественных предприятий является в настоящее время затруднительным. Стоимость такого оборудования, а также затраты на его ремонт и эксплуатацию велики. Как показывает опыт, конструктивные и технологические параметры пресса, конфигурацию и размеры формующих элементов необходимо выбирать для каждого вида брикетируемого материала отдельно. При этом необходима разработка и освоение в условиях действующего предприятия технологии брикетирования и режимов работы прессового оборудования с учетом технологических особенностей местной сырьевой базы, условий получения брикетов и их дальнейшего промышленного использования.

В ИЧМ принят комплексный подход к разработке технологий и оборудования для брикетирования. Он включает изучение физико-механических свойств исходного мелкофракционного материала, отработку режимов брикетирования этого материала, создание

технологического регламента получения брикетов, разработку и изготовление в условиях экспериментально-производственного предприятия института прессового оборудования и освоение технологии и оборудования в производственных условиях.

Валковые прессы, разработанные в ИЧМ (рисунок), соответствуют ТУ У 29.4-00190578-001, защищены патентами Украины [1-3] и производятся Экспериментально-производственным предприятием Института черной металлургии им. З.И. Некрасова НАН Украины (ЭПП ИЧМ) [4].

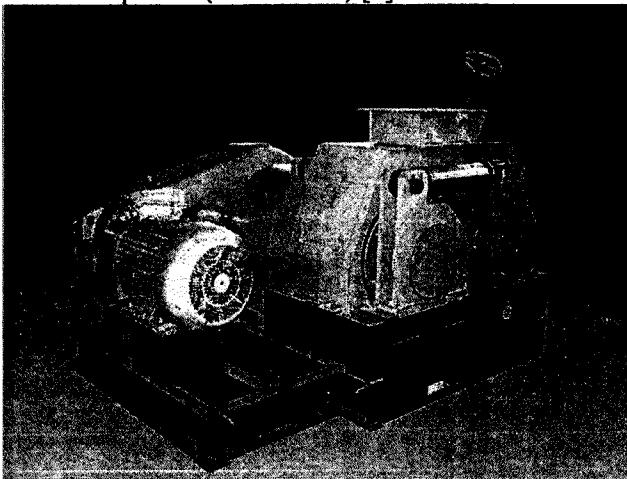


Рисунок. Валковый пресс конструкции ИЧМ для брикетирования мелкофракционных материалов

Следует отметить, что данные машины, в сравнении с зарубежными аналогами являются более привлекательными с точки зрения затрат на их приобретение и эксплуатационное обслуживание, что делает их более доступными для отечественных предприятий. Важной конструктивной особенностью валковых прессов ИЧМ, является то, что они представляют собой машины бесстанинного типа. Это облегчает условия монтажа узлов пресса при выполнении его сборки и осуществлении ремонтов.

В конструкции прессов предусмотрено использование двух типов устройств прижима и предохранения от перегрузок валков – механических и гидравлических. Механические предохранительные устройства в ходе эксплуатации показали свою надежность, ими, как правило, оснащаются прессы, предназначенные для работы в условиях стабильного технологического режима и свойств брикуетируемой шихты. Прессы, оснащенные гидравлическими предохранительными устройствами, позволяют работать в широком диапазоне технологических режимов и свойств шихты, обеспечивая стабильность получения качественных брикетов и работы прессового оборудования. При превышении заданных техническими характеристиками пресса нагрузок, оборудование, входящее в гидравлическую систему, позволяет осуществить остановку привода пресса, уменьшить давление в гидросистеме, и тем самым осуществить защиту пресса от поломки.

При необходимости пресс может оснащаться системой измерения усилия прессования, разработан-

ной ИЧМ совместно с предприятием «Метриком» (Днепропетровск, Украина) [5]. Система позволяет контролировать величину усилия прессования и осуществлять остановку пресса при перегрузках. Валки прессов оснащаются сменными кольцевыми бандажами, которые изготавливаются из сталей, обеспечивающих после термообработки, твердость рабочих поверхностей 58–61 HRC [6].

Размеры и конфигурация формующих элементов, выполненных на рабочих поверхностях бандажей, согласуются с заказчиком. Наиболее часто, бандажи выполняются с одним из трех типоразмеров формующих элементов 32,0×30,0×15,0 мм; 40,0×38,5×18,5 мм и 63,6×60,0×27,0 мм зубчато-желобчатой конфигурации, позволяющими получать брикеты пельменеобразной формы объемом от 10 до 50 см³. Данная конфигурация формующих элементов, в отличие от подушкообразной и подобных ей конфигураций, не требует точного совмещения соответствующих поверхностей формующих элементов на обоих валках. Тем не менее, в ряде вариантов, обусловленных технологическими особенностями производства и дальнейшего использования брикетов, требуется корректировка геометрических параметров формующих элементов и конструкции бандажей. В этой связи важно еще на стадии проектирования прессового оборудования оценить влияние конфигурации формующих элементов на энергосиловые и технологические параметры процесса брикетирования. В институте разработан специальный расчетно-аналитический аппарат и выполнены исследования [7-9], которые позволяют научно обосновано подойти к выбору параметров формующих элементов с учетом свойств брикуетируемой шихты и требований, предъявляемых к прессовому оборудованию.

В настоящее время специалистами института и ЭПП ИЧМ проводятся исследования направленные на разработку методов и технических решений, направленных на совершенствование эксплуатационных характеристик валковых прессов [10].

Важным параметром, оказывающим влияние на эффективность работы прессового оборудования в составе технологической линии брикетирования и качество брикетов, является длительность эксплуатации бандажей. В связи с этим специалистами института проводятся исследования, включающие создание расчетных и аналитических методов прогнозирования влияния износа бандажей валковых прессов на технологические и энергосиловые параметры процесса брикетирования [11].

Технологии и прессовое оборудование, созданные специалистами ИЧМ и ЭПП ИЧМ, успешно используются на ряде предприятий Украины и СНГ: ПАО «Никопольский завод ферросплавов», ПАО «Арселор Миттал Кривой Рог», ПАО «Брикет», ПАО «Пантелеймоновский огнеупорный завод», Донской ГОК АО «Казхром» ТОО, ОАО «Семилукский огнеупорный завод», Завод по производству брикетов для металлургической промышленности ООО «Конкрет» и др.

Расширение номенклатуры материалов перерабатываемых брикетированием и увеличение спроса на прессы валкового типа способствовали разработке специалистами института ряда модификаций базовой конструкции валкового пресса отличающихся между собой как по производительности, так и по развиваемым усилиям прессования. В настоящее время институт, с учетом требований производства, может предложить разработку технологий брикетирования и изготовить валковые прессы для их осуществления с усилием прессования до 2000 кН и производительностью от 5 до 60 т/ч.

Выводы

Изучение современного уровня развития и применения в производстве прессового оборудования для брикетирования показывает, что наиболее перспективным в условиях горнодобывающих и металлургических предприятий для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов является применение валковых прессов. Машины данного типа обладают широким диапазоном производительности, малыми эксплуатационными затратами и обеспечивают возможность переработки большого спектра материалов с различными свойствами. Представленные в работе материалы позволяют сделать выводы, что разработки ИЧМ в области создания валковых прессов для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов востребованы на производстве, постоянно совершенствуются и отвечают современному уровню развития данного направления. Ряд модификаций валковых прессов разработанных специалистами ИЧМ, производимых экспериментально-производственным предприятием института позволяет удовлетворить потребности различных промышленных предприятий в брикетных прессах.

Библиографический список

1. Пат. 88846 Україна МПК (2009) В 30 В 11/00, В 30 В 3/00. Валковий прес для брикетування дрібнофракційних матеріалів / В.О. Носков, Б.М. Маймур, В.І. Петренко. – № а 2008 10799; Заявлено 01.09.2008. Опубл. 25.11.2009, Бюл. № 22.
2. Пат. Україна № 19268 на промисловий зразок. Валковий прес для брикетування дрібнофракційних матеріалів / В.І. Большаков, Б.М. Маймур, І.Г. Мурьова, О.Т. Лебідь, В.І. Петренко. – № s 2009 00368; Заявлено 23.03.2009. Опубл. 27.07.2009, Бюл. № 14.
3. Пат. 86442 Україна МПК В30В 15/00 (2006.01), F16K 17/00 (2006.01), F15B 21/00 (2006.01), B25B 33/00 (2006.01). Пристрій для затягування пружинних запобіжних пристроїв / В. О. Носков, О.Т. Лебідь, В. І. Петренко, Б. М. Май-

мур. – № а 2007 03609; Заявлено 02.04.2007. Опубл. 27.04.2009. Бюл. № 8.

4. <http://epichm.com.ua> (дата' обращения 22.04.2013.)

5. Маймур Б. Н. Разработка и испытания средств контроля усилия прессования в валковых прессах // Б.Н. Маймур, К.В. Баюл, А.Т. Лебедь и др. / Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. - Днепропетровськ.: ІЧМ НАН України, 2009. - Вип. 20. - С. 320-327.

6. Совершенствование конструкции и улучшение эксплуатационных характеристик валковых брикетных прессов / Б.Н. Маймур, В.И. Петренко, А.Т. Лебедь // БНТИ Черная металлургия. – 2011. - № 12. – С. 67-71.

7. Носков В.А. Создание и внедрение прессового оборудования для брикетирования мелкофракционных металлургических отходов: Дис... д-ра техн. наук: 05.05.08 / НАН Украины; Институт черной металлургии им. З.И.Некрасова. - Днепропетровск, 2001. – 318 л. - Библиогр.: л. 288-304.

8. Разработка параметров формующих элементов валковых прессов для брикетирования мелкофракционных металлургических отходов [Рукопись]: диссертация на соискание учёной степени кандидата технических наук / К.В. Баюл; научн. рук. В.А. Носков; НМетАУ. - Днепропетровск, 2008. - 173 с. - Библиогр.: с. 158-172.

9. Баюл К.В. Аналитическое исследование влияния геометрических параметров формующих элементов валковых прессов на процесс брикетирования // Порошковая металлургия. - 2012. - № 3/4. – С. 38-49.

10. Выбор концепции и методов исследования влияния износа бандажей валковых прессов на технологические и энергосиловые параметры процесса брикетирования / К.В. Баюл, В.И. Петренко, Б.Н. Маймур // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. - Днепропетровск: ІЧМ НАНУ. - 2011. - Вип. 24. — С. 241-246.

11. Разработка экспертной системы принятия оптимальных решений, обеспечивающих увеличение ресурса эксплуатации бандажей валковых прессов / К.В. Баюл, В.И. Петренко // Регіональний міжвузівський зб. наук. пр. – Вип. 2 (85). – Дніпропетровськ: Системні технології, 2013. – С. 3-11.

Поступила 25.04.2013

УДК 621.928.2.

Белодеденко С.В. /д.т.н./,
Кононов Д.А. /к.т.н./
НМетАУ

Пелых И.В.
ПАО «ЕВРАЗ-ДМЗ им. Петровского»

Исследования процесса грохочения кокса на модели вибрационного грохота

Приведены результаты лабораторных исследований новой конструкции просеивающей поверхности вибрационного грохота, особенностью которой является динамическая активность составных элементов сита. В работе приведен сравнительный анализ новой конструкции сита с применяющимися в настоящее время в системе подготовки кокса. Ил. 3. Табл. 1. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: вибрационный грохот, самоочищающаяся колосниково-карточная просеивающая поверхность, эффективность грохочения

The results of laboratory studies of a new design of screening surface vibrating screen, which feature is the dynamic activity of the constituent elements of the sieve. The paper presents a comparative analysis of the new design with the applicable screens currently in the system of coke.

Keywords: vibrating screen, self-cleaning grate-card screening surface, the effectiveness of screening.

Постановка проблемы

С точки зрения газопроницаемости слоя материалов, находящихся в доменной печи, а также факторов, благоприятно влияющих на температуру дутья, наиболее предпочтительными для проведения доменной плавки является гранулометрический состав агломерационного топлива (скипового металлургического кокса), обладающего крупностью 25–60 мм [1].

В доменном и коксохимическом производстве металлургический кокс подвергается операции контрольного грохочения. По ее завершению, оптимальное содержание фракции крупностью (+60–100) мм в металлургическом (скиповом) коксе должно составлять не более 10 %, а оптимальное содержание фракции коксовой мелочи крупностью (+0–25) мм соответственно не более 2,5 %.

Уменьшение содержания коксовой мелочи в столбе шихты доменной печи повышает его газопроницаемость, улучшает теплообмен и способствует увеличению непрямого восстановления железа. При этом также снижаются потери кокса с газом и продуктами плавки, стабилизируются условия формирования зон горения и других процессов доменной плавки [2].

В настоящее время к вибрационной технике, действующей в процессах подготовки к завершающим переделам металлургического сырья и агломерационного топлива, а также используемой в условиях коксохимического производства, выдвигаются новые требования, связанные с повышением качества подготовки составных компонентов металлургической шихты и кокса, в частности оптимизация их гранулометрического состава. Это связано с тем, что в современных условиях горно-металлургического и коксохимического производства, просеивающие поверхности вибрационных грохотов не имеют возможности в достаточной степени обеспечить необходимое качество и точность разделения по заданной крупности

данных классифицируемых материалов.

Интенсификация процессов грохочения, путем создания новых работоспособных конструкций динамически активных, самоочищающихся просеивающих поверхностей, являющихся основным рабочим органом вибрационных грохотов, становится актуальной задачей при проектировании новых типов данных вибромашин, их опытно-промышленном производстве, а также при проведении модернизации существующих образцов.

Для интенсификации процесса грохочения агломерационного топлива (металлургического кокса), инженерно-техническими работниками ПАО «ЕВРАЗ-ДМЗ им. Петровского» и сотрудниками кафедры МАМП НМетАУ предложена новая конструкция просеивающей поверхности вибрационного грохота – сито самоочищающееся колосниково-карточное (ССКК), выгодно отличающееся от известных отечественных и зарубежных аналогов [3]. В разработанной конструкции оригинально сочетаются повышенная стойкость к износу, присущая плоским толстолистовым резиновым ситам-картам и высокие показатели эффективности процесса грохочения, свойственные эластомерным просеивающим поверхностям струнно-тросового типа.

Анализ последних исследований и публикаций

Исследованию работы динамически активных просеивающих поверхностей вибрационных грохотов посвящены работы ИГТМ НАНУ и ГВУЗ «НГУ» [4]. Однако, обладающая активным неоднородным воздействием на обрабатываемую среду, просеивающая поверхность (карточного типа) шихтового вибрационного грохота, эффективно работающая в условиях мелкого и среднего грохочения высоко абразивных и склонных к слипанию составных компонентов металлошихты (металлургического кокса и известняка) до сих пор не создана, как и не разработана спе-

циальная методика для ее расчета.

Цель и задачи исследований

Целью данных лабораторных исследований является определение показателей эффективности грохочения кокса, при выделении из него фракции крупностью (0–25) мм на традиционно используемых проволочных и листовых просеивающих поверхностях и разработанной новой конструкции самоочищающейся колосниково-карточной просеивающей поверхности вибрационного грохота.

В процессе лабораторных исследований необходимо решить следующие задачи:

- произвести проверку работоспособности разработанной просеивающей поверхности (ССКК), как основного рабочего органа классифицирующего устройства;

- провести сравнительный анализ показателей эффективности процесса грохочения металлургического кокса для различных видов просеивающих поверхностей;

- определить кинематические параметры колебаний короба вибрационного грохота и установленных на связь-балках короба традиционно используемых просеивающих поверхностей.

Основной материал исследований

Для реализации поставленной цели, была спроектирована и изготовлена лабораторная установка.

Лабораторная установка состоит из следующих основных элементов:

- 1) вибрационный грохот;

Таблица. Результаты лабораторных исследований

№ п/п	Масса подрешетного продукта, кг	Масса надрешетного продукта, кг				Эффективность грохочения, %
		Всего, кг	Фракции, кг			
			+25	0-25		
Динамически активное сито						
1	6,61	9,29	7,41	1,88	77,9	
2	6,84	9,06	7,49	1,57	81,3	
3	6,71	9,19	7,58	1,61	80,6	
среднее					80	
Листовое сито						
1	6,2	9,26	7,17	2,09	74,8	
2	6,78	8,68	7,09	1,59	81,0	
3	6,27	9,19	6,82	2,37	72,6	
среднее					76	
Проволочное сито						
1	7,63	7,79	7,17	0,62	92,5	
2	7,74	7,54	6,78	0,76	91,1	
среднее					92	

- 2) загрузочный коксовый бункер, обладающий регулируемым шиберным затвором;

- 3) комплект приемочных поддонов для сбора надрешетного и подрешетного продуктов процесса грохочения кокса;

- 4) комплект контрольных сит для проведения по-фракционного рассева данного классифицируемого материала;

- 5) контрольно-измерительная аппаратура.

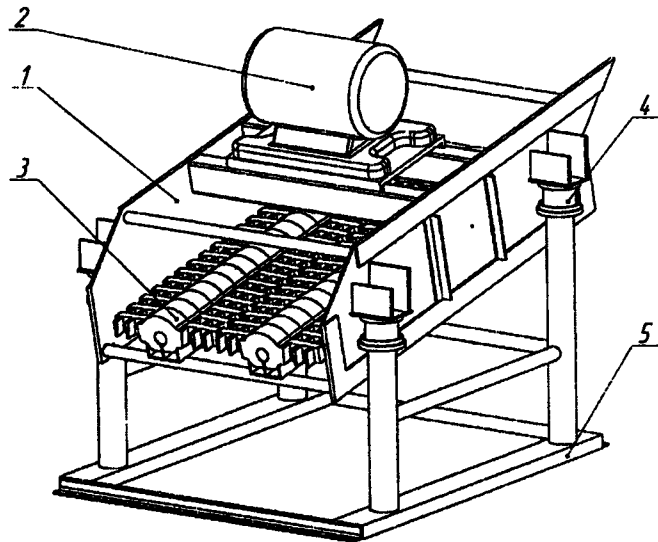


Рис. 1. Общий вид вибрационного грохота

Модель вибрационного грохота (рис. 1) представляет собой одномассную динамическую колебательную систему с зарезонансной настройкой, приводимой в движение одновальным вибровозбудителем. Грохот состоит из следующих основных частей: короб 1, представляющий собой сварную конструкцию, состоящую из двух бортов, соединенных между собой связями-балками; вибровозбудитель 2, закрепленный на верхних связях-балках корпуса грохота таким образом, что возмущающая сила проходит через центр масс корпуса; самоочищающаяся колосниково-карточная просеивающая поверхность 3, жестко закрепленная на нижних связях-балках корпуса; резиновые виброизоляторы 4 цилиндрической формы, на которые опирается корпус грохота (разработка ИГТМ); опорная рама корпуса 5, жестко закрепленная к бетонному фундаменту с помощью анкерных болтов.

Привод данной вибромашины состоит из одновального инерционного вибратора, приводимого во вращение асинхронным двигателем (мощность 180 Вт, номинальная частота вращения вала вибратора 1470 об/мин (24,5 Гц); максимальная возбуждаемая сила 1750 Н. На выходных концах вала двигателя закреплены дебалансы суммарным статистическим моментом 1,2 кг·м.

Подача классифицируемого материала (кокса) осуществляется из загрузочного бункера, регулировка подачи кокса осуществляется при помощи шиберного затвора.

В качестве исследуемых просеивающих поверхностей использовались:

1. Проволочное сито с квадратными просеивающими отверстиями размером 25×25 мм, обладающее живым сечением 95 %.

2. Листовое металлическое сито с круглыми просеивающими отверстиями Ø 28 мм, обладающее живым сечением 30 %.

3. Динамически активное, самоочищающееся колосниково-карточное сито с квадратными просеивающими отверстиями размером 25×25 мм, имеющее живое сечение 30 %. Общий вид одного карточного элемента приведен на рис. 2. Было изготовлено три комплекта элементов отличающиеся жесткостью резины.

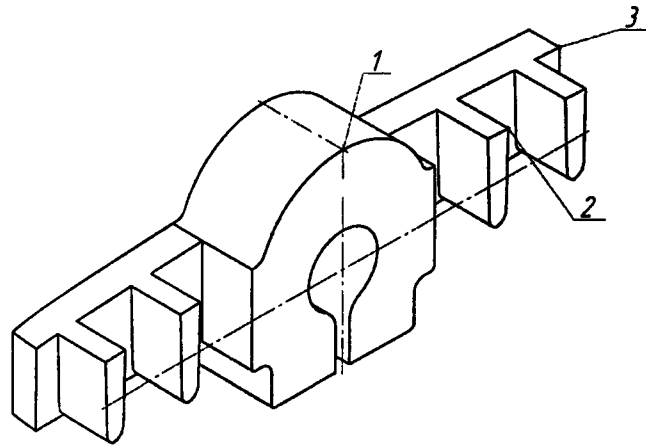


Рис. 2. Съемный эластичный колосниково-карточный элемент, просеивающей поверхности вибрационного грохота

Размеры (в плане) всех просеивающих поверхностей составляют 550×800 мм. Измерение массы кокса производилось на электронных весах с точностью измерения ±0,01 кг. Время транспортирования частиц надрешетного продукта на данных просеивающих поверхностях измерялось при помощи секундомера.

Начальные и контрольные рассевы производились вручную на проволочных ситах с квадратными ячейками с размерами 10×10, 25×25, 40×40, 60×60 мм.

При проведении лабораторных исследований, в качестве классифицируемого материала использовался кокс крупностью (0-100) мм коксохимического производства ПАО «ЕВРАЗ-ДМЗ им. Петровского». Перед проведением исследований, на комплекте контрольных сит было произведено предварительное разделение данного классифицируемого материала на пять различных фракций по следующей крупности, мм: (0-10); (+10-25); (+25-40); (+40-60); (+60-100).

Экспериментальные исследования

Начальные эксперименты на грохоте с виброактивным ситом показал, что некондиционная коксовая мелочь (фракция крупностью 0-10 мм) полностью выделяется из исходной шихты, поэтому в дальнейших экспериментах от использования данной фракции отказались. В дальнейшем классифицируемый материал состоял из фракции крупностью (+10-25) мм и оставшейся фракции крупностью (+25-40) мм.

Было проведено несколько экспериментов для

оценки эффективности грохочения: проводились по три эксперимента для всех видов просеивающих поверхностей.

Эффективность грохочения определялась по формуле

$$\Xi = \frac{m_1}{m_1 + m_2} \cdot 100\%$$

где m_1 – масса подрешетного продукта; m_2 – масса надрешетного продукта.

В результате экспериментов получены показатели эффективности процесса грохочения, которые приведены в таблице.

В среднем эффективность грохочения для виброактивного сита составила 80 %, для плоского листового сита 76 %, и для проволочного сита 92 %.

Результаты экспериментов показали следующее.

Наибольшую эффективность грохочения имеет проволочное сито, что объясняется наибольшим «живым» сечением. При этом наблюдается тенденция «забиваемости» просеивающих отверстий частицами трудногрохотимых (граничных) классов крупности. Так же наблюдается уменьшение скорости перемещения классифицируемого материала (кокса) по данной просеивающей поверхности, и, соответственно, в реальных случаях высота слоя материала будет больше, что отрицательно скажется на эффективности процесса грохочения. Известно из практики использования данных сит, срок эксплуатации в условиях коксохимического производства, при классификации абразивных материалов, (каким является металлургический кокс), составляет не более двух недель.

В процессе экспериментов, несмотря на малую продолжительность одного грохочения (около 40 с), наблюдается забиваемость отверстий проволочного сита.

В процессе исследования эффективности процесса грохочения ССКК, были определены траектории и амплитуды колебаний основных элементов вибрационного грохота. Амплитуда колебаний корпуса вибрационного грохота находится в диапазоне 4-5 мм, в зависимости от возбуждающей силы вибратора. Форма траектории движения точек ССКК определялась с помощью фиксирующей фотоаппаратуры с увеличенным временем выдержки. В общем случае, точки совершают сложные пространственные перемещения, которые, в частном случае, вырождаются в прямые. Типовые траектории движения характерных точек составных упруго-эластичных элементов (рис. 2),

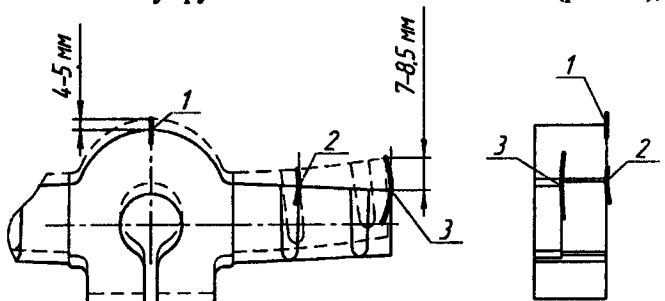


Рис. 3. Траектории движения характерных точек (жирные линии) самоочищающейся колосниково-карточной просеивающей поверхности

формирующих просеивающую поверхность ССКК показаны на рис. 3. На рис. 3 штриховой линией показан элемент сита при максимальной его деформации.

Амплитуды колебаний крайних точек составных упруго-эластичных элементов динамически — активного самоочищающегося колосниково-карточного сита вибрационного грохота в нормальном направлении составляет соответственно 7,0–8,5 мм, в зависимости от жесткости резины. В перпендикулярном направлении максимальное перемещение точек составило 1,5–2 мм, и не превышало величины зазора между соседними карточными элементами.

То есть, этим подтверждается научная гипотеза об увеличении колебаний точек динамически — активных самоочищающихся колосниково-карточных просеивающихся поверхностей по сравнению с колебаниями короба вибрационного грохота.

Выводы

1. Одним из путей дальнейшего совершенствования конструкций вибрационных грохотов, направленным на улучшение качества и точности разделения по заданной крупности металлургического кокса, является разработка классифицируемых систем с просеивающей поверхностью, которые обладают возможностью активного воздействия на обрабатываемую среду.

2. В результате проведения экспериментальных исследований определены показатели эффективности грохочения для различных типов просеивающих поверхностей. В среднем, эффективность грохочения

для виброактивного сита составила 80 %, для листового 76 %, для проволочного 92 %. Таким образом, самоочищающееся сито обеспечивает высокую эффективность грохочения.

3. Амплитуда колебаний периферических участков горизонтальных полок составных эластичных элементов ССКК, непосредственно формирующих просеивающую поверхность, больше амплитуды колебаний короба вибрационного грохота в 1,5-2 раза, что свидетельствует о динамической активности данной просеивающей поверхности.

Библиографический список

1. Балон И.Д., Хавкин И.В., Антипов В.М. О крупности кокса для доменных печей // *Металлург*, 1977. - № 8. - С. 11-13.
2. Казанский М.Ф., Антипов В.М., Балон И.Д. Повышение эффективности отсева коксовой мелочи на грохотах // *Металлург*, 1971. - № 4. - С. 3-5.
3. Пат. № 96513. Вібраційний колосниковий грохот / С.В. Білодіденко, І.В. Пелих, Д.О. Кононов, Б.Ц. Соколовський, В.О. Петренко, Є.В. Бородай. - Прийнято 30.04.2010.; Опубл. 10.11.2011г., Бюл. № 21.
4. Потураев В.Н., Франчук В.П., Надутый В.П. Вибрационная техника и технологии в энергоемких производствах: Монография. — Днепропетровск: Национальная горная академия Украины, 2002. — 186 с.

Поступила 25.01.2013

УДК 669. 02 / . 09 : 658. 5

Сидоров В.А. /к.т.н./, Ошовская Е.В. /к.т.н./
Донецкий НТУ

Производство

Практика анализа отказов оборудования

Даны рекомендации, дополняющие известные процедуры анализа отказов оборудования, направленные на повышение эффективности ремонтных воздействий. Приведены примеры их использования для металлургического оборудования. Ил. 5. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: металлургическое оборудование, отказы, анализ, ремонты, повреждения

Recommendations are given to complement the well-known procedure of failure analysis equipment to improve the efficiency of repair actions. Examples of their use for metallurgical equipment. IL. 5. Refs.: 3 titles.

Keywords: metallurgical equipment failures, analysis, repairs, damage.

В теории надежности технических систем центральным понятием является «отказ», который интерпретируется как событие, заключающееся в утрате объектом работоспособности, т.е. событие, при котором функциональные параметры объекта не соответствуют требованиям нормативно-технической и конструкторской документации [1]. В качестве объекта может выступать деталь, узел, механизм, машина, агрегат, технологическая линия, технологический комплекс. В связи с этим и

параметры, характеризующие функциональность, различны. Отсюда вытекает разнообразие отказов, а также методов их анализа.

В статье приведены рекомендации по выполнению анализа отказов оборудования и показаны возможности предлагаемых положений на примере металлургического оборудования.

Основным источником данных при анализе отказов металлургического оборудования являются записи в агрегатных журналах, ведомостях дефектов, журнале

сменных мастеров или диспетчерском журнале. Агрегатный журнал ведется для оборудования, обеспечивающего непрерывность технологического процесса, и служит для накопления данных о техническом состоянии и выполненных ремонтах оборудования (рис. 1). Это основной документ для установления характера и объема ремонтных работ, сроков службы узлов и деталей оборудования.

В агрегатных журналах данные об отказах фиксируются по сообщениям эксплуатационного и дежурного персонала после появления внешних признаков. Совместно с замеченными неисправностями фиксируются и проводимые работы по техническому обслуживанию и ремонту оборудования. Записи выполняются различными специалистами: мастерами-ремонтниками, операторами, дежурными слесарями. Ответственность за хранение, состояние и правильность ведения агрегатных журналов возлагается на механика цеха. Контроль за ведением агрегатных журналов в производственных цехах предприятия осуществляет помощник начальника цеха по оборудованию и отдел главного механика (ОГМ). Записи об обнаруженных дефектах, а также результаты осмотров заносятся в агрегатный журнал в день осмотра оборудования, а записи о выполненных ремонтных работах – не позднее, чем в двухдневный срок после окончания ремонта. Характеристика дефектов, фиксируемых в агрегатном журнале, должна быть краткой, но ясной для суждения о способе устранения дефекта (путем ремонта детали на месте или замены ее новой). Далее приводится краткое описание выполненных работ по устранению дефекта.

Агрегатные журналы содержат как необходимые, так и излишние данные, которые следует отфильтровать во время предварительной сортировки. Записи в журналах могут вестись нерегулярно, неоднородно и не всегда полно отражая произошедшие события. Задача унификации записей об отказах решалась в работах [2, 3] путем разработки основных правил заполнения агрегатного журнала на основе определения единых требований к описанию однотипных событий, включающих классификаторы машин, узлов, деталей, видов и причин отказов, видов технического обслуживания.

Однако, практическая реализация такого подхода приводит к потере части достоверной информации, касающейся взаимосвязи и взаиморасположения элементов оборудования, что выдвигает требование о *возможности однозначного определения местоположения объекта*.

В связи с этим, рекомендуется использовать следующие способы ориентации:

Агрегат наименование

№ п/п	механизм Наименование узла, в котором обнаружены дефекты	Дата осмотра или ре- визии	Краткая характеристика дефектов	Подпись лица производившего осмотр	Дата ре- монта	Перечень выполнен- ных работ для устраи- ния дефек- тов	Узлы и детали, замененные при ремонте			Подпись механи- ка цеха
							наимено- вание	к-во шт.	срок служ- бы в мес.	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

Рис. 1. Пример формы агрегатного журнала

- относительно сторон света – северный, южный и др.;
- относительно местонахождения в цехе – сторона шихтового пролета, сторона печного пролета и др.;
- относительно частоты вращения – быстроходный или входной вал, тихоходный или выходной вал и др.;
- относительно принадлежности к элементам – вал двигателя, вал барабана и др.;
- относительно положения в механизме – приводная или холостая сторона, правый или левый и др.

Это позволяет делать выводы о равномерности нагружения однотипных элементов машины и выделять места наиболее частых повреждений.

Пример. Объект исследования – тележки газорезок 6-ти ручьевого МНЛЗ. На рис. 2 приведены сведения об отказах подшипников механизма передвижения тележек, которые были зарегистрированы в течение 5 лет после окончания гарантийного срока эксплуатации. Как видно, количество отказов подшипников для тележек различно. Сопоставление количества и мест возникновения отказов позволило сделать вывод о том, что тележки 1-го, 3-го, 5-го и 6-го ручьев неравномерно опираются на направляющие. Причиной такой ситуации выступали перекос рамы тележки, деформации и износ направляющих.

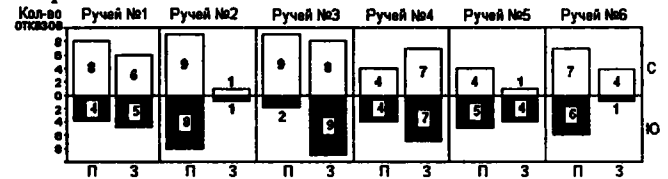


Рис. 2. Распределение отказов подшипников по тележкам газорезок МНЛЗ (обозначения подшипников): П – передние; З – задние; С – северная сторона; Ю – южная сторона

Исходя из этого, были проведены работы по устранению указанных причин. Принято решение об изменении системы смазывания подшипников – вместо закладной пластичной установлена капельная система жидкой смазки.

Пример. Анализ отказов подшипников ходовых колес разливочных кранов сталеплавильного цеха проведен за 10 летний период эксплуатации. Установлено, что краны № 1, № 2 имеют симметричное число отказов по северной и южной стороне. По кранам № 4, № 5 число отказов с южной стороны вдвое больше, чем с северной. Этот вывод позволил исключить работы по замене подшипников балок.

Дальнейшее сопоставление данных показало, что

по каждому крану количество отказов по ходовым колесам различно. Причиной данной ситуации явилось неравномерное распределение сил от веса крана между ходовыми колесами из-за заклинивания балансиров при нарушении режима смазывания и одностороннем износе элементов механизма. Визуальный осмотр осей балансиров позволил установить степень их износа и назначить меры по восстановлению.

Известно, что анализ отказов выполняется в качественной и количественной формах. В ходе качественного анализа выделяются типичные для рассматриваемого оборудования отказы; выполняется их сортировка по месту возникновения и привязка к определенной детали, узлу, механизму; определяются физический характер повреждения и условия возникновения. Последующая количественная оценка направлена на определение показателей безотказности отдельных элементов и машины в целом, прогнозирование их изменения.

При выполнении качественного анализа отказов рекомендуется использовать следующие признаки *физического характера повреждений*:

1. Виды механического износа: износ схватыванием I-го или II-го рода, окислительный или абразивный износ, осповидное выкрашивание.
2. Воздействие внешних факторов: коррозия, тепловой перегрев, прохождение электрического тока, кавитация и др.
3. Состояние поверхности сопрягаемых деталей: неподвижное, фреттинг-коррозия, относительное смещение, наличие зазора.
4. Неравномерность действующих сил по степени износа однотипных узлов и деталей: подшипников, пальцев, шлицов и др.
5. Взаимное положение деталей - по пятну контакта зубчатых передач, по характеру износа поверхностей.
6. Степень развития усталостных повреждений.
7. Характер разрушения: вязкое, хрупкое, усталостное.

Качественный анализ следует дополнять анализом во времени, который позволяет выявить сезонные изменения количества отказов; изменения, связанные с переменами в условиях работы оборудования, различной степенью загруженности при выполнении производственной программы, а также сопоставить поток отказов с видами и периодичностью выполненных ремонтов и операций по техническому обслуживанию. Причем, в качестве анализируемого периода целесообразно рассматривать промежуток времени между двумя капитальными ремонтами: проведенным и планируемым. Изменение во времени количества характерных видов повреждений позволяет оценить как качество заменяемых элементов оборудования, так и качество технического обслуживания и ремонтов.

Пример. Анализ отказов прокатных клетей, проведенный на основе однозначного определения физического характера повреждений, позволил выявить следующие их категории:

- 1) разрушение вала;
- 2) разрушение подшипника жидкостного трения (ПДЖТ);

- 3) разрушение шпонки;
- 4) износ и повреждение уплотнений.

Количественное распределение отказов по категориям за 9 лет эксплуатации клетей показано на рис. 3. Сопоставление процентного соотношения категорий отказов позволило сделать следующие выводы:

- основными отказами для данного вида механического оборудования являются износ и повреждения уплотнений;
- разрушение шпоночного соединения предшествует разрушению ПДЖТ и в дальнейшем разрушению вала;
- ежегодное увеличение количества отказов этих элементов свидетельствует о низкой стойкости поставляемых валов или о больших динамических нагрузках.

Пример. Основным и наиболее частым видом отказов гидропривода холодильника МНЛЗ является наличие утечек разнообразного происхождения. Количество таких отказов после первого года эксплуатации значительно возросло (рис. 4), но в последующий период эксплуатации сохранялось практически на постоянном уровне. Это подтверждает тезис о том, что сложная система имеет свойства постоянности потока отказов при неизменности характера и качества проводимых ремонтов.

Устранение отказов происходит в результате ремонтных воздействий, направленных на возвращение объекта в работоспособное состояние, поэтому при анализе отказов важным является качественное и количественное рассмотрение выполненных ремонтных воздействий с *однозначным определением их характера*.

В общем случае для восстановления работоспособного состояния механизма можно использовать следующие ремонтные операции:

- затяжка резьбовых соединений;
- проведение дополнительного смазывания;
- проведение регулировочных операций: регулировка зазоров и взаимного положения деталей, центрирование валов, балансировка ротора;
- замена изношенных или разрушенных деталей;
- восстановление корпусных деталей.

Причем эффективность применения ремонтных операций различна для устранения конструктивных, производственных и эксплуатационных отказов. Так, отказы, связанные с дефектами изготовления или ремонта, проявляются сразу после запуска механизма и присутствуют на протяжении всего периода эксплуата-

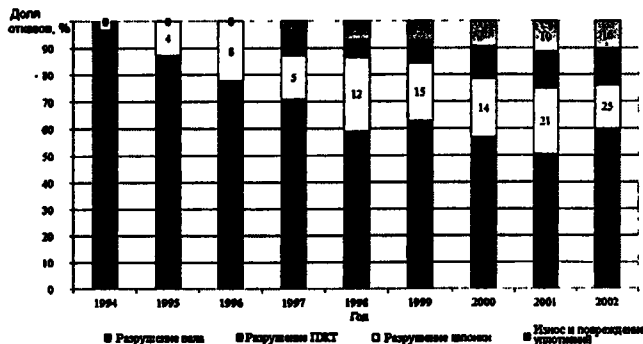


Рис. 3. Временное распределение отказов прокатных клетей по категориям

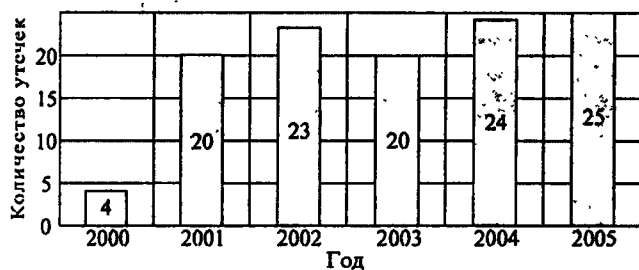


Рис. 4. Временная гистограмма распределения общего количества утечек

ции. К таким дефектам относятся изгиб вала, овальность посадочных мест подшипников, ослабление посадки подшипников на валу и в корпусе механизма. Отказы, вызванные ошибками, допущенными при монтаже, проявляются сразу же после запуска в случае явных повреждений, либо через 1-2 месяца после ввода механизма в эксплуатацию при скрытых ошибках. Чаще всего ошибки монтажа связаны с неравномерностью затяжки резьбовых соединений или недостаточными силами затяжки, неправильным центрированием валов привода и исполнительного органа, неверным смазыванием, перекосами механизма и его узлов. Данные неисправности должны устраняться путем регулировки, затяжки, либо другого вида безразборного ремонтного воздействия в период пробных пусков.

Процессы, протекающие в механизме в процессе эксплуатации, приводят к постепенному накоплению повреждений в течение 2-3 лет, а затем к ступенчатому изменению функциональных параметров объекта, вначале в пределах допустимых, а затем недопустимых значений. Данные повреждения связаны с износом подшипников, нарушением уравновешенности ротора при абразивном износе, изгибе вала, проседании фундамента, ослаблении резьбовых соединений. Устранение таких повреждений обычно проводится путем предупредительной замены для соблюдения условия обеспечения целостности сопрягаемых элементов механизма. Ремонт путем замены элементов должен предвещать начало повреждения базовых поверхностей.

Анализ наиболее характерных ремонтных воздействий определяет необходимость оснащения ремонтной службы специализированным ремонтным инструментом, обучения персонала и повышения эффективности проводимых ремонтов.

Пример. На рис. 5 приведена диаграмма распределения общего количества проведенных ремонтных воздействий по узлам и деталям гидропривода холодильника МНЛЗ. Было выделено 14 категорий ремонтных воздействий: 1 – замена элементов фильтров; 2 – заваривание трещин; 3 – замена уплотнений; 4 – регулировка аккумулятора; 5 – замена маслопровода; 6 – замена мембран гидроаккумулятора; 7 – обтяжка резьбовых соединений трубопроводов; 8 – перезаделка рукава высокого давления; 9 – замена клапана; 10 – замена штуцеров; 11 – заваривание фланцев; 12 – замена насоса; 13 – замена рукавов высокого давления; 14 – замена болтов.

Анализ полученной картины позволил сделать следующие выводы.

1. Замена участков маслопровода проводилась каж-

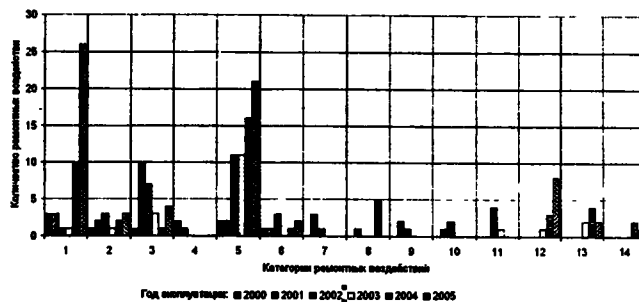


Рис. 5. Распределение ремонтных воздействий по узлам и деталям гидропривода холодильника МНЛЗ за 6 лет эксплуатации

дый год. На 3-й год эксплуатации количество таких воздействий возросло в 5 раз и далее продолжало увеличиваться. Причина такой ситуации заключалась в низком качестве заменяемых маслопроводов.

2. Замена фильтров также являлась одной из часто выполняемых операций (5-39 %), причем ее количество в последние годы резко увеличилось, что объясняется быстрым загрязнением масла из-за низкого качества заменяемых маслопроводов.

3. Замена уплотнений – постоянно выполняемое ремонтное воздействие, но за последние годы эксплуатации отмечено снижение данной операции.

4. Заваривание трещин – ремонтная операция, выполняемая регулярно, но количество случаев невелико и практически постоянно (5-7 %). Это же относится и к заменам мембран гидроаккумуляторов. Причины этих ремонтов связаны с возникновением вибраций трубопроводов при рабочем ходе гидроцилиндров.

5. Остальные виды работ выполнялись редко. Однако в последние годы отмечен рост случаев замены насоса, что вызвано ухудшением состояния рабочей жидкости.

Таким образом, получаемая в результате анализа отказов информация позволяет оценить следующее: совершенство конструкции механической системы; правильность решений, принятых на этапе изготовления; соблюдение режимов и условий эксплуатации; целесообразность и эффективность воздействий, осуществляемых при техническом обслуживании и ремонте. Поэтому, грамотно выполненный анализ отказов и проведенных ремонтных воздействий обеспечивает обоснованный и целенаправленный выбор управляющих решений для следующего этапа эксплуатации оборудования.

Библиографический список

- ГОСТ 27.002. Надежность в технике. Термины и определения. - М.: Изд-во стандартов, 1983. - 30 с.
- Организация технического обслуживания металлургического оборудования / В.Я. Седуш, Г.В. Сопилкин, В.З. Вдовин и др. - К.: Техніка, 1986. - 124 с.
- Ченцов Н.А. Организация, управление и автоматизация ремонтной службы. - Учебник. - Донецк: Норд Пресс, 2007. - 258 с.

Поступила 07.04.2013



Тепловое состояние ковшей при внепечной обработке стали

Разработана математическая модель изменения теплосодержания футеровки сталеразливочного ковша при различных операциях на участке внепечной обработки стали. Исследовано изменение температуры расплава в ковше при различных вариантах его подготовки под разливку. Установлена зависимость величины снижения температуры расплава, разлитого в ковш, от времени остывания ковша. Результаты исследований полезны для экономии энергоресурсов при подготовке сталеразливочных ковшей. Ил. 3. Табл. 1. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: теплосодержание футеровки, сталеразливочный ковш, внепечная обработка стали

A mathematical model of heat content changes ladle linings for various operations in the area furnace steel processing. The change in temperature of the melt in the ladle at the different embodiments of preparation for pouring. The dependence of the value of reducing the temperature of the melt, spilled into the bucket, and then cooling the bucket. The research results are useful for saving energy in the preparation of steel ladles.

Keywords: heat content of the lining, steel ladle, ladle treatment of steel.

Введение

Внепечная обработка характеризуется значительными энергетическими затратами, связанными с поддержанием температуры стали в ковше в заданных пределах. Снижение температуры расплава связано с тепловыми потерями на нагрев футеровки ковша, теплопередачей через нее и излучением с открытой поверхности расплава.

С целью снижения тепловых потерь расплава на нагрев футеровки, а также уменьшения ее термического удара при наполнении сталью, ковши предварительно разогревают на специальных стендах, что также сопряжено с большими энергетическими затратами.

По принятой технологии, под выпуск могут также подаваться ковши после разливки, которые не требуют дополнительного разогрева. В таком случае возникает задача определения теплосодержания футеровки ковша, который после разливки назначен под выпуск стали, т.к. между двумя этими операциями проходит определенное время, за которое ковш частично остывает.

Существующие технические средства контроля не позволяют адекватно оценивать теплосодержание футеровки ковша, поэтому необходимо разработать математическую модель, позволяющую прогнозировать изменение температуры футеровки ковша. Использование такой модели позволит судить о необходимости и длительности дополнительного разогрева ковша, что в конечном итоге уменьшит энергетические затраты на плавку.

Исследованию распределения температур внутри футеровки ковша при различном тепловом воздей-

ствии на нее посвящено много работ. В частности, в [1] описана математическая модель нестационарного теплопереноса через огнеупорную футеровку ковша, которая позволяет рассчитывать изменение температуры расплава в зависимости от толщины слоев футеровки ковша и состояния поверхности расплава.

С использованием этой модели рассмотрено влияние толщины футеровки сталеразливочного ковша на тепловые потери расплава. В работе [2] предложена технология автоматического определения теплосодержания сталеразливочного ковша.

Цель статьи - разработать математическую модель изменения теплосодержания футеровки и исследовать изменение температуры расплава в зависимости от предыдущего времени остывания ковша с целью рационального использования ковшей под выпуск стали после разливки.

Исходные данные для моделирования

В качестве объекта исследования были приняты 120-т сталеразливочные ковши, которые применяются для внепечной обработки. Наружный диаметр ковша по обечайке составляет 3,6 м, высота ковша 4,3 м.

После внепечной обработки по окончании разливки сталеразливочные ковши, не имеющие повреждений и дефектов, устанавливают, как правило, на стенды для ожидания. По мере необходимости эти ковши затем разогревают под выпуск стали. Однако, ковши могут быть назначены непосредственно под следующий выпуск стали из печи. В этом случае важно оценить, насколько быстро будет остывать разлитая в них сталь.

Для моделирования теплового состояния сталеразливочный ковш принят цилиндром с плоским дном. В математической модели учитывается те-

плообмен через боковую поверхность и днище ковша, которые состоят из нескольких слоев различных материалов, а также излучением с поверхности расплава, покрытого слоем шлака или теплоизолирующего материала.

Моделирование нестационарной теплоотдачи от расплава через многослойные стенку и днище сталеразливочного ковша производится по исходным данным и рассчитанному начальному полю температур с учетом изменения температуры расплава. Для расчета всего процесса нестационарного теплообмена при различных операциях со сталеразливочным ковшом используются следующие исходные данные:

- геометрические размеры ванны (высота 3,0 м, диаметр 2,57 м);
- плотность расплава (7500 кг/м^3);
- начальная температура расплава (1620°C) и внутренней поверхности футеровки ковша после его прогрева на стенде (1000°C), а также температура окружающей среды – воздуха (20°C);
- толщина и число слоев футеровки (приведены в таблице);
- коэффициенты теплоотдачи: от наружной стенки ковша к воздуху – $50 \text{ Вт/(м}^2 \times \text{К)}$, от внутренней стенки ковша к воздуху – $75 \text{ Вт/(м}^2 \times \text{К)}$, от расплава к стенке ковша – $5800 \text{ Вт/(м}^2 \times \text{К)}$;
- степень черноты излучающей поверхности: шлака – 0,40, теплоизолирующего материала – 0,04.

Расчет нестационарной лучистой теплоотдачи с поверхности расплава в ковше производится для излучения в окружающее пространство с температурой $T_{окр}$. Общее изменение температуры расплава Δt_p на каждом шаге времени моделирования $\Delta \tau$ вычисляется по выражению

$$\Delta t_p = - \frac{(Q_{ст} + Q_{дн} + Q_{нов})}{C_p \cdot M_p} \Delta \tau, ^\circ\text{C} \quad (1)$$

где $Q_{ст}$ и $Q_{дн}$ – соответственно, тепловой поток от расплава к стенке и к днищу ковша, Вт; $Q_{нов}$ – тепловой поток с поверхности расплава, Вт; C_p – теплоемкость расплава, Дж/(кг \times К); M_p – масса расплава, кг.

Изменение температуры Δt_i цилиндрических слоев футеровки стенки ковша вычисляются по выражению

$$\Delta t_i = (Q_{i-1} - Q_i) \cdot \Delta \tau / \left(C_i \cdot \rho_i \cdot \frac{\pi(d_i^2 - d_{i-1}^2)}{4} \cdot H_p \right), ^\circ\text{C} \quad (2)$$

где C_i и ρ_i – соответственно, теплоемкость (Дж/(кг \times К)) и плотность (кг/м³) материала i -го слоя футеровки; d_i^2 и d_{i-1}^2 – внутренний и наружный диаметры i -го слоя, м; H_p – высота ванны расплава в ковше, м; Q_{i-1} и Q_i – соответственно, тепловые потоки через внутреннюю и наружную поверхности i -го слоя.

Соответственно, тепловые потоки для (2) определяются по зависимостям

$$Q_{i=1} = Q_{ст} = \pi \alpha_p d_{вн} H_p (t_{вн} - t_1), \text{ Вт}$$

$$Q_i = \frac{2 \pi \lambda_i H_p}{\ln(d_i / d_{i-1})} (t_i - t_{i+1}), \text{ Вт} \quad (3)$$

$$Q_{i=m} = Q_{окр} = \pi \alpha_{окр} d_{нар} H_p (t_{нар} - t_{бр}), \text{ Вт}$$

где α_p и $\alpha_{окр}$ – коэффициенты теплоотдачи, соответственно, от расплава к футеровке и от брони ковша в окружающую среду, Вт/(м² \times К); $d_{вн}$ и $d_{нар}$ – внутренний и наружный диаметры ковша, м; λ_i – теплопроводность i -го слоя футеровки, Вт/(м \times К); n – число слоев футеровки стенки ковша; t_i, t_{i+1} – температура соответствующих слоев футеровки; $t_p, t_{вн}, t_{нар}, t_{бр}$ – температура расплава, первого (внутреннего) и последнего (наружного) слоев футеровки и брони, соответственно, $^\circ\text{C}$.

Изменение температуры Δt_i плоских слоев футеровки – днища ковша определяется как

$$\Delta t_i = (Q_{i-1} - Q_i) \cdot \Delta \tau / (C_i \cdot \rho_i \cdot F_{дн} \cdot \delta_i), ^\circ\text{C} \quad (4)$$

где $F_{дн}$ и δ_i – площадь поверхности и толщина i -го слоя днища, м.

Тепловые потоки в (4) вычисляются по выражениям

$$Q_{i=1} = Q_{дн} = \alpha_p F_{дн} (t_{вн} - t_1), \text{ Вт}$$

$$Q_i = \frac{\lambda_i}{\delta_i} F_{дн} (t_i - t_{i+1}), \text{ Вт} \quad (5)$$

$$Q_{i=m} = Q_{окр} = \alpha_{окр} F_{дн} (t_{нар} - t_{бр}), \text{ Вт}$$

где m – число слоев футеровки днища ковша. Обозначения остальных параметров соответствуют аналогичным параметрам для стенки ковша.

Лучистый тепловой поток с поверхности расплава определяется в соответствии с законом Стефана-Больцмана

$$Q_{нов} = \varepsilon_{пр} C_o S_p (T_p^4 - T_{окр}^4), \text{ Вт} \quad (6)$$

где $\varepsilon_{пр}$ – приведенная степень черноты системы «расплав–окружающая среда» с учетом доли открытой (свободной от шлака) поверхности металла

$$\varepsilon_{пр} = \left(\frac{1}{\varepsilon_p} + \frac{1}{\varepsilon_{окр}} - 1 \right)^{-1}, \quad (7)$$

здесь ε_p и $\varepsilon_{окр}$ – степень черноты поверхности расплава и окружающей среды, соответственно; $C_o = 5,670 \cdot 10^{-8} \text{ Вт/(м}^2 \times \text{К}^4)$ – постоянная Больцмана; S_p – площадь открытой поверхности расплава, м²; T_p и $T_{окр}$ – абсолютные температуры расплава и окружающей среды, соответственно, К.

Структура футеровки сталеразливочного ковша,

а также теплофизические свойства ее компонентов приведены в таблице. Зависимость теплоемкости и теплопроводности материалов от температуры t ($^{\circ}\text{C}$) учитывается в виде коэффициентов соответствующих линейных уравнений (см. таблицу).

Последовательность моделирования

Моделирование проводилось для двух вариантов технологии внепечной обработки стали. В первом варианте моделировалась подготовка (прогрев) ковша на стенде до температуры внутренней поверхности 1000°C с последующим наливом в него расплавленного металла, покрытого шлаком. После скачивания шлака (через 20 мин) поверхность расплава укрывалась теплоизолирующим материалом.

Во втором варианте моделировалось остывание пустого ковша по окончании разливки в течение определенного времени, а затем налив в него расплавленного металла с аналогичной первому варианту обработкой поверхности расплава. Сравнивались величины снижения температуры расплава за 1 ч в обоих вариантах.

Результаты моделирования

На рис. 1 представлены результаты моделирования по первому варианту. Кривая 1 представляет начальную температуру слоев футеровки стенки предварительно прогретого ковша, кривая 2 – температуру слоев через 60 мин после налива в ковш расплавленного металла. Аналогично изменяется температура слоев дна ковша.

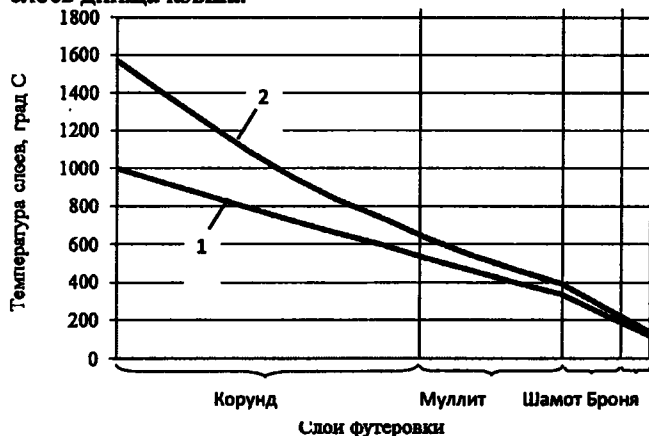


Рис. 1. Результаты моделирования динамики теплового состояния предварительно прогретого ковша

На рис. 2 представлены результаты моделирования по второму варианту. Кривые 1 и 2 соответствуют состояниям температур, указанных на рис. 1.

Таблица. Структура футеровки сталеразливочного ковша и теплофизические свойства ее материалов [3]

Материал	Толщина, мм		Число слоев		Плотность, кг/м ³	Тепло-емкость, кДж/(кг·°C)	Теплопро-водность Вт/(м·°C)
	стенка	дно	стенка	дно			
Корунд	150	150	6	8	3000	$790 + 0,42 t$	$2,10 + 1,90 \cdot 10^{-3} t$
Муллит	65	65	4	4	2600	$840 + 0,25 t$	$1,39 + 6,10 \cdot 10^{-4} t$
Шамот	32	—	2	—	2000	$880 + 0,23 t$	$0,69 + 3,14 \cdot 10^{-4} t$
АССБ	—	85	—	6	1400	$840 + 0,20 t$	$0,48 + 1,40 \cdot 10^{-4} t$
Сталь	20	28	1	1	7800	500	33,1

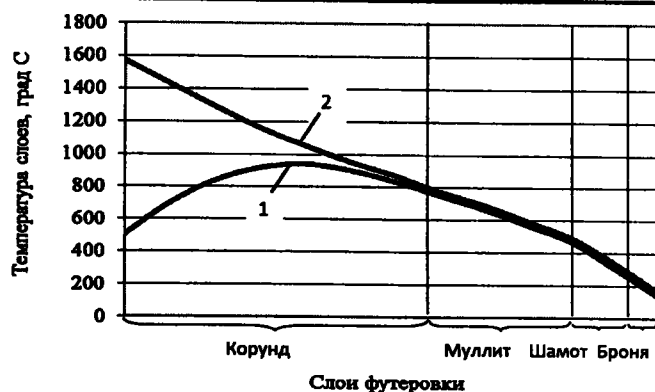


Рис. 2. Результаты моделирования динамики теплового состояния остывшего ковша

Начальный профиль температуры футеровки зависит от времени остывания ковша. На рис. 3 представлены результаты исследования зависимости величины снижения (в течение 1 ч) температуры расплава от времени предыдущего остывания ковша.

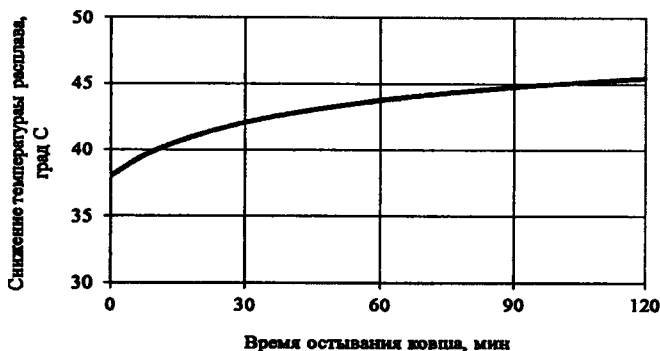


Рис. 3. Зависимость снижения температуры расплава от времени предыдущего остывания ковша

В результате моделирования первого варианта технологии внепечной обработки стали установлено, что температура расплава, разлитого в предварительно прогретый ковш (до температуры внутренней поверхности 1000°C), в течение одного часа снижается на $43,5^{\circ}\text{C}$ (базовое значение).

Анализ полученной на модели зависимости снижения температуры расплава, разлитого (по второму варианту технологии) в остывший ковш, от промежутка времени между его опорожнением и следующим заполнением расплавом, показывает, что базовая величина снижения температуры расплава ($43,5^{\circ}\text{C}$)

достигается через 55 мин.

Следует заметить, что при времени остывания ковша до 2 ч, снижение температуры разлитого в него расплава не превышает 45,5 °С, что всего на два градуса больше базового значения для предварительно прогретого ковша.

Выводы

Разработана математическая модель теплового состояния сталеразливочного ковша на участке внепечной обработки стали. На этой модели исследовано изменение температуры расплава в ковше при различных вариантах его подготовки под разливку. Установлена зависимость величины снижения температуры расплава, разлитого в ковш, от времени остывания последнего. Результаты исследований могут быть полезны для экономии энергоресурсов при подготовке сталеразливочных ковшей.

Библиографический список

1. Математическая модель процесса охлаждения расплава в сталеразливочном ковше / С.В. Бейцун, Н.В. Михайловский, В.Ф. Сапов // *Металургійна теплотехніка: зб. наук. пр. НМетАУ. – Дніпропетровськ: ПП Грек О.С. – 2006. – С. 8-15.*
2. Технология автоматического определения теплосодержания сталеразливочного ковша / С.В. Агеев, А.Д. Чернопольский, И.А. Петушков и др. // *Металлург. – 2011. – № 5. – С. 48-52.*
3. Промышленные печи: Справочное руководство для расчетов и проектирования: 2-ое издание, перераб. и доп. / Е.И. Казанцев. – М.: Металлургия, 1975. – 368 с.

Поступила 27.05.2013

УДК 661.666: 66.096.5

Федоров С.С. /к.т.н./

Национальная металлургическая Академия Украины

Наука

Анализ эффективности применения высокотемпературных секционных утилизаторов теплоты с кипящим слоем. Результаты исследований. Сообщение II

С целью повышения тепловой эффективности электротермических печей кипящего слоя при высокотемпературной переработке углеродных материалов изучена тепловая работа секционных утилизаторов теплоты готового продукта, предназначенных для нагрева исходного сырья. На основе математического моделирования исследовано влияние гранулометрического состава материала, рабочих температур, числа секций, тепловых потерь через футеровку и отношения расходных теплоемкостей теплоносителей. Ил. 3. Табл. 3. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: переработка углеродных материалов, высокотемпературная электротермическая печь, кипящий слой, повышение тепловой эффективности, секционный утилизатор теплоты готового продукта, нагрев сырья, математическое моделирование

In order to improve the thermal efficiency of electrothermal fluidized bed furnaces at high temperature processing of carbon materials studied thermal performance of heat recovery boilers sectional final product intended for heating the feedstock. On the basis of mathematical modeling studied the effect of particle size distribution of the material, operating temperature, number of sections, heat loss through the lining and the expenditure heats heat transfer fluids.

Keywords: recycling of carbon materials, high-temperature electrothermal furnace, fluidized bed, increasing thermal efficiency, heat recovery sectional final product, the heating of raw materials, mathematical modeling.

Важным аспектом организации кипящего слоя является обеспечение его устойчивой работы при минимальном уносе материала. При этом снижение уноса может достигаться как увеличением высоты надслоевого пространства, расширением сечения камеры, так и установкой улавливающих циклонов [1]. Как показал анализ гидродинамических режимов кипения слоя частиц материала (графита и антрацита) полифракционного состава 0,8-5 мм, проведенный ранее на «холодной» экспериментальной модели [2], при переходе из плотного состояния в псевдоожиг-

женное наблюдается некоторый переходный режим, соответствующий постепенному включению в процесс кипения более тяжелых фракций. Выполненные расчеты критических скоростей витания частиц графита [3] при температурах потока азота до 3000 °С [4] показали, что такая тенденция сохраняется. При неоднородном составе материала, когда «тяжелые» фракции только включаются в режим кипения, «легкие» фракции на порядок меньшего размера уже достигают второй критической скорости начала уноса (рис. 1, 2). Таким образом, на основе полученных

данных можно сформулировать требование к неоднородности состава дисперсного материала $d_{\text{max}}/d_{\text{min}} < 10$. Полученное отношение является оценочным, поскольку область существования кипящего слоя зависит также от фракционного состава полидисперсного материала, формы и плотности частиц [5].

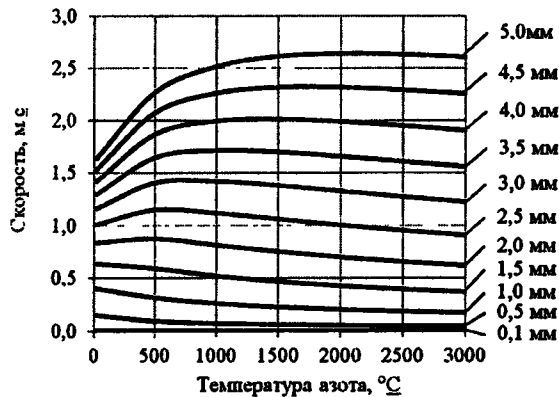


Рис. 1. Зависимость первой критической скорости псевдооживления от температуры азота (частицы графита 0,1-5,0 мм)

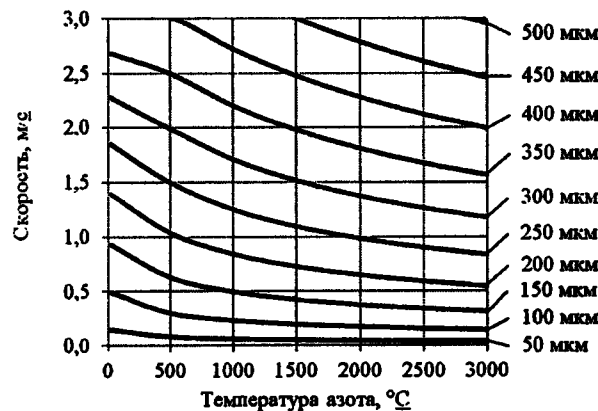


Рис. 2. Зависимость второй критической скорости псевдооживления от температуры азота (частицы графита 50-500 мкм)

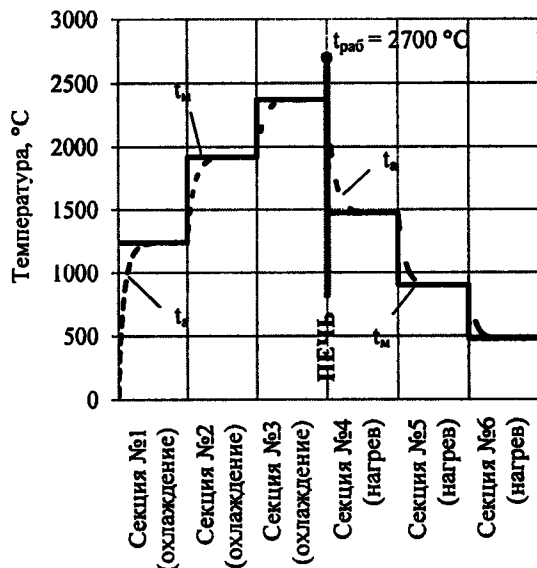


Рис. 3. Температурная диаграмма материала и азота в секционном утилизаторе теплоты

Отдельного внимания заслуживает температурная диаграмма материала и азота в секционном утилизаторе, поскольку она дает общее представление об

особенностях взаимного теплообмена между газовой и твердой фазой (рис. 3). Расчетное время пребывания материала в каждой из секций составляло порядка 5 мин; отношение расходных теплоемкостей газа и материала $W_g/W_m = 1,72$; рабочая температура в электротермической печи $t_{\text{раб}} = 2700\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Согласно полученным результатам теплообмен является завершенным в каждой камере, что согласуется с данными [1, 5]. Как видно, дискретный характер изменения температур значительно уступает классическому противотоку. При этом подогрев сырья составляет около $1500\text{ }^{\circ}\text{C}$, а температура готового продукта на выходе из утилизатора – $1250\text{ }^{\circ}\text{C}$. Отсюда следует, что использование таких утилизаторов однозначно требует установки дополнительного холодильника готового продукта.

В табл. 1, 2 представлены результаты исследования влияния числа секций на эффективность работы секционных утилизаторов кипящего слоя для рассматриваемого случая. Как видно, наиболее ощутимый качественный переход происходит при увеличении числа секций от схемы 1:1 к схеме 2:2, когда экономия энергии возрастает почти в два раза. В дальнейшем увеличение числа секций дает все меньший эффект, динамика роста температуры подогрева сырья замедляется, приближаясь постепенно к классическому противотоку. Что касается выбора оптимального числа секций, то здесь нет однозначного ответа. Можно с уверенностью сказать, целесообразно использовать утилизатор по схеме с числом камер не менее 2:2. Верхняя граница будет определяться целым рядом конструктивных и экономических факторов. По данным ряда исследований каскадных теплообменных систем [1, 6] оптимальной является именно 3-х ступенчатая схема. На наш взгляд, с учетом размеров этих теплообменников, наиболее реальны с практической точки зрения варианты схем – 2:2; 3:3; 4:4.

В случае замены парной компоновки на непарную, что может быть вызвано определенными технологическими особенностями, эффективность работы утилизатора снижается (табл. 2). При этом в исследованном интервале степень подогрева сырья практически не зависит от распределения секций между нижним и верхним теплообменниками.

Таблица 1. Влияние количества секций на эффективность работы утилизатора при парной компоновке секций

Параметр	Схема утилизатора (секции – нижняя часть : верхняя часть)					
	1:1	2:2	3:3	4:4	5:5	6:6
Температура азота на выходе из холодильника, °C	1685	2164	2381	2496	2562	2604
Температура материала на выходе из подогревателя, °C	830	1258	1484	1618	1702	1757
Снижение энергозатрат, %	22,5	40,1	49,9	55,8	59,4	61,8

Таблица 2. Влияние количества секций на эффективность работы утилизатора при непарной компоновке секций

Параметр	Схема утилизатора (секции – нижняя часть : верхняя часть)					
	1:3	3:1	2:4	4:2	5:3	3:5
Температура азота на выходе из холодильника, °С	1685	2381	2164	2496	2562	2381
Температура материала на выходе из подогревателя, °С	1097	1119	1421	1429	1590	1588
Снижение энергозатрат, %	33,2	34,2	47,2	47,5	54,6	54,5

Анализ влияния рабочих температур обработки углеродного материала в диапазоне 2000-2700 °С показал, что экономия мощности в процентном выражении определяется в основном компоновкой секционного утилизатора. Другими словами, при использовании утилизатора по схеме 3:3 экономия составит порядка 50 % (табл. 2) независимо от температуры в печи.

Увеличение температуры подогрева сырья в секционном утилизаторе возможно также за счет повышения расхода и температуры азота на входе в верхний теплообменник. Оба эти параметра связаны между собой обратно пропорционально.

Как известно из классической теории теплообменных аппаратов, одинаковое изменение температур теплоносителей достигается при равенстве их средних расходных теплоемкостей (водяных эквивалентов). Для высокотемпературного секционного утилизатора теплоты со сложной схемой теплообмена (материал-газ-материал) и различными температурными режимами определить такое равенство прямым расчетом сложно, что обусловлено зависимостью теплоемкостей материала и газа от температуры.

Результаты численного эксперимента представлены в табл. 3.

Таблица 3. Влияние удельного расхода азота на подогрев материала

Параметр	Отношение расходных теплоемкостей газа и материала				
	1,72	2,15	2,58	3,01	3,44
Температура азота на выходе из холодильника, °С	2381	2232	2081	1934	1795
Температура материала на выходе из подогревателя, °С	1484	1572	1599	1582	1538

Выводы

Анализ критических скоростей витания дисперсного углеродного материала при температурах азота до 3000 °С позволила приближенно оценить предел неоднородности фракционного состава углеродного материала

$$d_{q_{\max}}/d_{q_{\min}} < 10.$$

На основе математического моделирования тепловых и гидродинамических процессов в секционных утилизаторах кипящего слоя установлено:

- наиболее эффективно использование утилизаторов при парной компоновке числа секций в холодильнике и подогревателе по схеме 2:2; 3:3; 4:4, которые обеспечивают экономию электроэнергии в основном технологическом процессе от 40 до 56 %.

Дальнейшее увеличение числа секций приводит к незначительному росту температуры подогрева;

- замена парной компоновки утилизатора на непарную сопровождается снижением эффективности работы утилизатора, при этом в исследованном диапазоне степень подогрева сырья практически не зависит от распределения секций между нижним и верхним теплообменниками.

Библиографический список

1. Разумов И.М. Псевдооживление и пневмотранспорт сипучих тел. – М.: Химия, 1972. – 240 с.
2. Electrothermal Fluidized bed furnace for thermal treatment of recycled battery wastes. Mykhailo V. Gubynskyi, Sergiy S. Fedorov, Mykola V. Litvitan et al. 25th Symposium on Fluid Machinery. FEDSM2013-16630. URL: <http://www.asmeconferences.org/FEDSM2013>, (дата обращения: 21.02.2013).
3. Островский В.С., Виргильев Ю.С. Костилов В.И. и др. Искусственный графит. – М.: Металлургия, 1986. – 272 с.
4. Теплофизические свойства технически важных газов при высоких температурах и давлениях: Справочник / В.Н. Зубарев, А.Д. Козлов, В.М. Кузнецов и др. – М.: Энергоатомиздат, 1989. – 232 с.
5. Расчеты аппаратов кипящего слоя: Справочник / Под ред. И.П. Мухленова, Б.С. Сажина, В.Ф. Фролова. – Л.: Химия, 1986. – 352 с.
6. Бойко В.Н. Выбор технологической схемы циклонной печи для производства мелкодисперсной извести // Тр. XVI Междунар. конф. «Теплотехника и энергетика в металлургии». - Днепропетровск: Новая идеология, 2011. - С. 18-19.

Поступила 01.04.2013



Минимизация расхода электроэнергии для непрерывного прокатного стана

Рассмотрено решение актуальной в настоящее время задачи: минимизация расхода электроэнергии при прокатке металла на непрерывном многоклетьевого стане с индивидуальным приводом за счет рационального распределения обжатий между клетями при сохранении заданной производительности. Для решения задачи использованы аналитические методы. Предложен алгоритм приближенного решения задачи. На примере восьми клетьевого стана показана работоспособность разработанного алгоритма. Ил. 2. Табл. 2. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: прокатка металла, многоклетьевого стан, индивидуальный привод, калибровка, обжатие, экономия электроэнергии

The solution of the current problems at the present time: the minimization of energy consumption in the continuous rolling of metal multi-stand individually driven by the rational distribution of breakdown between the stands, while maintaining a given performance. To solve the problem of the analytical method used. An algorithm for the approximate solution of the problem. On the example of the eight shows a cage mill efficiency of the algorithm.

Keywords: metal rolling, multi-stand, individual drive, calibration, compression, power savings.

В качестве критерия рациональности калибровки валков [1] принимают один из критериев: получение максимальной производительности стана, максимальное сечение заготовки, минимальный расход электроэнергии, минимальный расход валков и т.п. В связи с растущей ценой электроэнергии актуальным становится критерий рациональности калибровки — минимум расхода электроэнергии при заданной производительности стана, однако алгоритм решения этой задачи на данный момент в литературе не описан. Поэтому в настоящей работе сделана попытка создать алгоритм поиска такого распределения суммарного изменения сечения проката по клетям, которое обеспечивает минимум (или близкое к минимуму значение) суммарной потребляемой мощности их приводными двигателями при заданной производительности стана.

Рассмотрим стан, состоящий из n клетей. После прохода металла через валки последовательно работающих клетей, сечение проката уменьшается на постоянную для каждой клетки величину. Обозначим: S_i — величина изменения сечения проката после прохода металла через валки i -ой клетки; M_i — момент на входном вале редуктора клетки; ω_i — угловая скорость вращения валков клетки.

И момент, и угловая скорость зависят от величины изменения сечения проката на выходе из клетки относительно сечения на входе, а угловая скорость и от изменения сечения проката на клетях, где металл проходит через валки прежде чем через валки i -ой клетки. Зависимость $\omega_i = f(s_1, s_2, \dots, s_i)$, согласно [2], можно выразить как

$$\omega_i = \frac{K_i}{S_0 - \sum_{g=1}^i s_g}, \quad (1)$$

где S_0 — сечение проката на входе в первую клетку, S_n — сечение проката на выходе из клетки n ; S_0 , S_n — величины заданные и

$$S_n = S_0 - \sum_{g=1}^n s_g \geq 0, g = 1, 2, \dots, n;$$

K_i — константа калибровки. Константы калибровки клеток связаны между собой соотношением [2] $K_i = K_{i-1} \cdot (1.01 \dots 1.02)$

Момент на валу клетки и скорость вращения вала клетки — положительные монотонно возрастающие функции от абсолютного значения величины изменения сечения проката. Следовательно, мощность на валу i -ой клетки $P_i = f(s_1, s_2, \dots, s_i)$ также монотонно возрастающая функция. Тогда задачу оптимизации режима обжатий можно записать следующим образом: необходимо найти минимум функции

$$P_s = \sum_{i=1}^n P_i \quad \text{при условии: } S_0 - S_n - \sum_{i=1}^n s_i = 0$$

Эта задача решается с помощью неопределенных множителей Лагранжа [3]. Составим функцию Лагранжа

$$\Psi = \left(S_0 - S_n - \sum_{i=1}^n s_i \right) \lambda + \sum_{i=1}^n f(s_1, s_2, \dots, s_i) \quad (2)$$

Экстремум соответствует точке, где выполняется условие

$$\frac{\partial \Psi}{\partial s_1} = 0, \quad \frac{\partial \Psi}{\partial s_2} = 0, \quad \dots \quad \frac{\partial \Psi}{\partial s_n} = 0 \quad (3)$$

или

$$\sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial P_i}{\partial s_i} + \sum_{g=1}^i \frac{\partial P_i}{\partial s_g} \right) = \text{const} = \lambda.$$

Откуда значения s_i , соответствующие экстремуму определяются из совместного решения уравнений

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial P_i}{\partial s_i} + \sum_{g=1}^i \frac{\partial P_i}{\partial s_g} \right) = \lambda & i = 1, 2, \dots, n \\ \sum_{i=1}^n s_i - S_0 + S_n = 0. \end{cases} \quad (4)$$

Решение (4) можно получить аппроксимировав зависимость $P_i = f(s_1, s_2, \dots, s_i)$ полиномами. В подавляющем большинстве случаев эта зависимость с достаточной для практики точностью аппроксимируется параболой

$$P_i = f(s_1, s_2, \dots, s_i) = \sum_{g=1}^i (a_g s_g^2 + b_g s_g + c) \quad (5)$$

Тогда, чтобы найти условие экстремума, достаточно решить систему $n+1$ линейных уравнений. Трудности возникают при определении вида экстремума, так как матрица квадратичной формы, которая определяет вид экстремума [3], треугольная. Поэтому в общем виде задача не решается.

Одним из способов упрощения решения задачи может быть следующий. Будем искать минимум суммарной мощности двух последовательно работающих в стационарном режиме клетей $i-1$ и i , при условии, что $\Delta s_{i-1} + \Delta s_i = 0$ или

$$s_{i(i-1)} = S_r(i-1) + \Delta s_{i(i-1)} \text{ и } s_{i-1} + s_i = S_r, \quad (6)$$

где $\Delta s_{i-1}, \Delta s_i$ - отклонение изменений сечения от расчетного в стационарном режиме s_{i-1}, s_i ; S_r - расчетное суммарное изменение сечения проката после клетки i по сравнению с сечением на входе в $i-1$ клет; $S_r(i-1)$ - изменение сечения проката для $i(i-1)$ клет.

При этом в остальных клетях сечение не изменится, поэтому не изменятся момент на валу и скорость вращения вала указанных клетей. Если найдется меньшее значение суммарной потребляемой мощности клетей $i-1$ и i , то уменьшится и суммарная потребляемая мощность главными электроприводами стана. Параболы, которые аппроксимируют зависимости мощности от изменения сечения

$$P_g = f(s_g) = a_g s_g^2 + b_g s_g + c_g,$$

$$g = i-1, i,$$

а условие минимума суммарной мощности двух клетей запишется в виде

$$2a_g s_g + b_g = \text{const} = \lambda \quad (7)$$

Выберем $s_g = \frac{\lambda - b_g}{2a_g} S_r$, тогда из условия (6) получаем

$$\lambda = \frac{2a_i a_{i-1} + (a_i b_{i-1} + a_{i-1} b_i)}{(a_i + a_{i-1})},$$

$$SO_{i-1} = S_r \left[\frac{a_{i-1}}{(a_i + a_{i-1})} + \frac{(b_{i-1} - b_i)}{2(a_i + a_{i-1})} \right], \quad (8)$$

$$SO_i = S_r \left[\frac{a_i}{(a_i + a_{i-1})} + \frac{(b_i - b_{i-1})}{2(a_i + a_{i-1})} \right],$$

$$Ps_{i-1,i} = f(SO_{i-1}) + f(SO_i)$$

Если функция $P_g = f(s_g)$ $g = i-1, i$ дважды дифференцируема и переменные являются независимыми, то вид экстремума определяется по знаком определенности квадратичной формы [2].

Так как рассматриваются только две клетки, то матрица квадратичной формы

$$A = \begin{pmatrix} 2a_{i-1} & 0 \\ 0 & 2a_i \end{pmatrix},$$

откуда форма будет положительно определенной только в случае, если $a_{i-1} > 0$ и $a_i > 0$ (рис. 1а), при этом в точке экстремума будет минимум. Если $a_{i-1} < 0$ (рис. 1в), и $a_i \neq 0$, или $a_i < 0$ и $a_{i-1} \neq 0$, то при выполнении условия (7) получим максимум. Если $a_{i-1} = 0$ (рис. 1б), или $a_i = 0$ то экстремум отсутствует.

В случае, когда в точке экстремума максимум или экстремума не существует, наименьшая суммарная мощность электродвигателей клетей $i-1$ и i достигается на границах допустимого интервала изменения сечения при соблюдении условия (6).

Конечно, при предлагаемом подходе получаем не глобальный минимум, но при заданных технологических ограничениях можно уменьшить суммарную потребляемую мощность главными электроприводами.

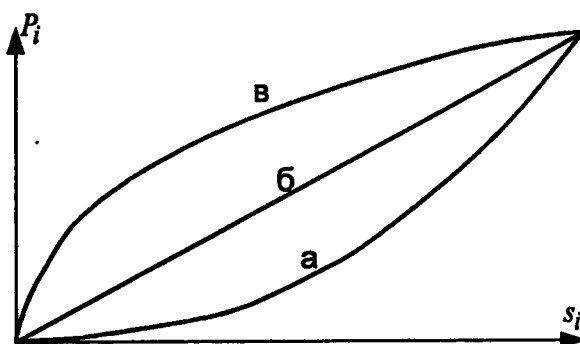


Рис. 1. Виды зависимости $P_i(s_i)$

Алгоритм решения задачи, соответствующий приведенным выше соображениям показан на рис. 2. На схеме алгоритма Psr - суммарная мощность потребляемая электродвигателями клеток $i, i - 1$ в расчетном режиме.

Таблица 1. Основные параметры исходной калибровки

№ клетки	$S_{вх}$ мм ²	s мм ²	$H_{вх}$ мм	$B_{вх}$ мм	$H_{вых}$ мм	$B_{вых}$ мм	V м/с	Ω р/с	M Нм	P кВт
1Г	101528	-25472	360	360	280	370	0,33	23,10	39439	911
2Г	78204	-23324	280	370	210	380	0,43	23,33	42007	980
3Г	68355	-9849	210	380	310	225	0,47	22,17	27417	608
4Г	56448	-11907	310	225	240	240	0,57	22,79	387340	883
5В	43732	-12715	240	240	175	255	0,75	27,69	41309	1144
6Г	35378	-8354	175	255	190	190	0,94	26,85	37603	1010
7В	27724	-7654	190	190	138	205	1,22	28,34	41535	1177
8Г	22050	-5674	138	205	150	150	1,56	27,64	43572	1205
Суммарная мощность на валу электродвигателей, кВт										7918

Принятые обозначения в таблице: $S_{вх}$ - сечение проката после клетки; $H_{вх}$, $B_{вх}$, $H_{вых}$, $B_{вых}$ - высота и ширина проката до и после клетки; V - линейная скорость проката после клетки

Для проверки алгоритма минимизации была разработана программа корректировки калибровки валков с целью поиска варианта, обеспечивающего уменьшение суммарной мощности приводных электродвигателей первой группы клеток (№ 1-8) непрерывно заготовочного стана 900/700/500. Программа реализует алгоритм, приведенный выше. В качестве исходной была принята калибровка валков этих клеток, разработанная в [2]. Основные параметры исходной калибровки показаны в табл. 1.

При изменении сечения проката по полученной величине сечения на выходе клетки вычислялись высота и ширина слитка при условии, что изменения высоты и ширины проката связаны соотношением по [2]

$$\Delta B = \frac{2B_{вх} \cdot \Delta H \cdot k_{огр}}{(H_{вх} + H_{вых}) \left[1 + (1 + \alpha) \left(\frac{B_{вх}}{R_k \cdot \alpha} \right) \right]}, \quad (9)$$

где ΔH , ΔB - изменение высоты и ширины проката после клетки; α - угол захвата; R_k - катающий радиус вала; $k_{огр} = 1$ - коэффициент ограничения.

Расчет энергосиловых параметров системы прокатки выполнялся по методике приведенной в [4]. Результаты расчета показаны в табл. 2.

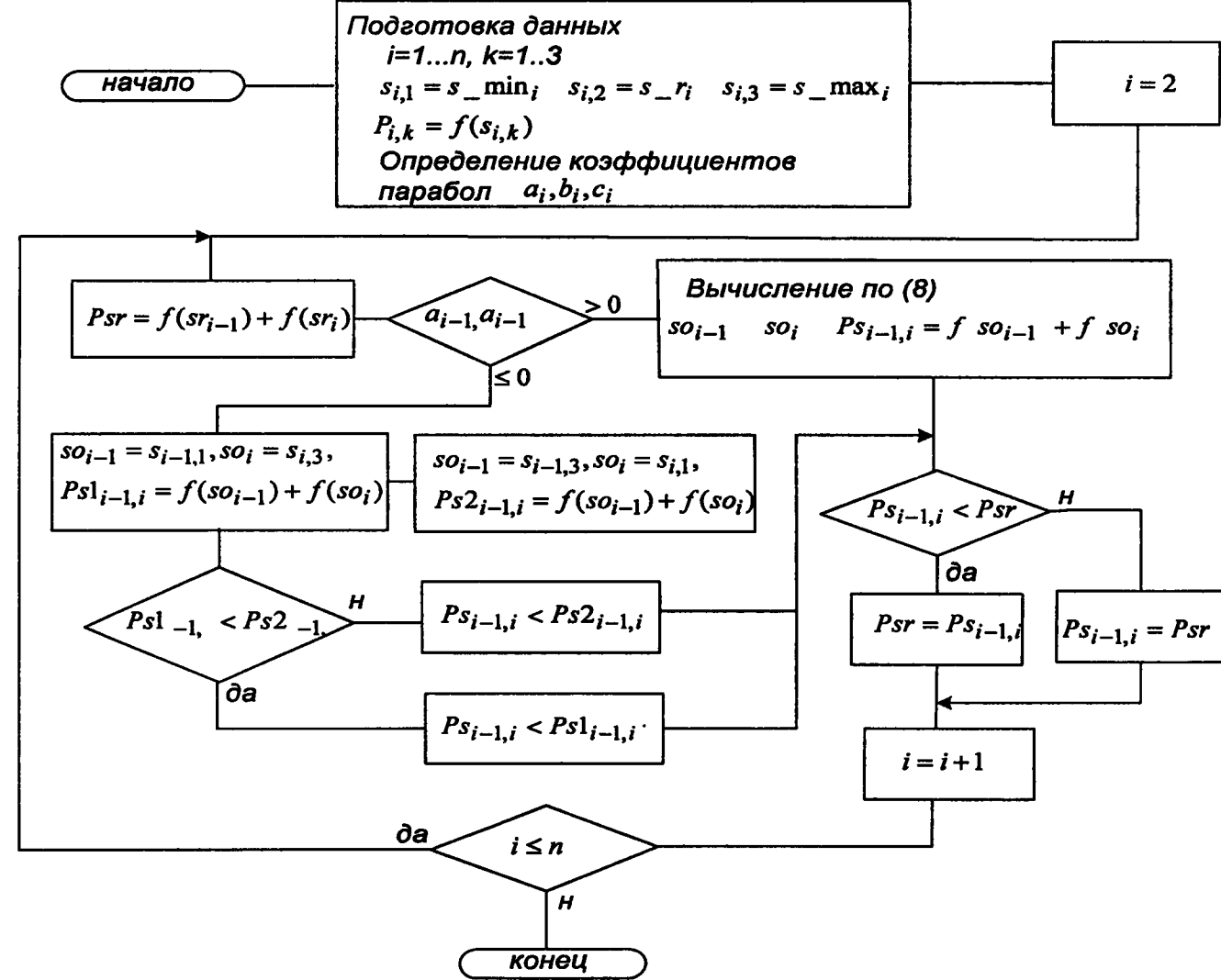


Рис. 2. Алгоритм решения задач

Таблица 2. Энергосиловые параметры системы прокатки

№ клетей	$S_{\text{вхл.}}$ мм ²	s мм ²	$H_{\text{вх.}}$ мм	$B_{\text{вх.}}$ мм	$H_{\text{вхл.}}$ мм	$B_{\text{вхл.}}$ мм	V м/с	Ω р/с	M Нм	P кВт
1	100028	-26972	360,00	360,00	274,99	371,18	0,34	23,45	41258	968
2	83704	-16324	280,00	371,18	227,69	375,13	0,40	21,80	30681	669
3	66355	-17349	210,00	227,69	297,85	227,33	0,48	22,83	31049	709
4	56448	-9907	310,00	227,33	240,00	240,00	0,57	22,79	33616	766
5	45233	-11215	240,00	240,00	182,57	252,81	0,73	26,77	37169	995
6	34378	-10854	175,00	182,57	182,79	191,91	0,97	27,63	41921	1158
7	28224	-6154	190,00	191,91	141,37	203,73	1,20	27,84	33296	927
8	22050	-6174	138,00	141,37	150,00	150,00	1,56	27,64	44073	1218
Суммарная мощность на валу электродвигателей, кВт										7410

Таким образом, получена экономия суммарной мощности на валу электродвигателей 508 кВт. Для применяемых в настоящее время электродвигателей с силовой частью (шинопроводов, преобразовательной установки) суммарный КПД находится в пределах 0,85-0,9.

С учетом этого КПД согласно расчетам по предлагаемому алгоритму экономия мощности на прокатку металла в указанных клетях составит 598-564 кВт. Предложенный подход к уменьшению расхода электроэнергии за счет рациональной калибровки удобен при настройке стана, для чего необходимо провести пробную прокатку на клетях для трех вариантов калибровки: на расчетном варианте, при минимально возможном обжатии, максимально допустимом обжатии и определить коэффициенты аппроксимирующих парабол. Далее расчеты выполняются согласно предложенного алгоритма.

Библиографический список

1. Смирнов В. К., Шилов В. А., Игнатович Ю. В. Калибровка прокатных валков. Учебное пособие для вузов. - М.: Металлургия, 1987. - 368 с.
2. Чекмарев А. П., Мутьев М. С., Машковцев Р. А. Калибровка прокатных валков. Учебное пособие для вузов. - М.: Металлургия, 1971. - 512 с.
3. Ильин В. А. и др. Математический анализ. Ч. 1. - М.: Изд-во МГУ, 1985. - 662 с.
4. Гетманец В. В., и др. Калибровка прокатных валков. Справочник. - Донецк, 2006. - 346 с.

Поступила 12.02.2013

ВНИМАНИЮ АВТОРОВ!

В редакции можно приобрести по льготной цене авторские экземпляры журнала. Просим заблаговременно подать заявку для формирования тиража.

контактный телефон 056-744-81-66
(факс) 0562-46-12-95



Сталинский Д.В. /д.т.н./, Литвиненко В.Г. /к.т.н./,
Каневский А.Л. /к.т.н./, Андреева Т.А. /к.э.н./
ГП «УкрНТЦ «Энергосталь»

Энергоемкость производства стали, заготовок, проката

Рассмотрены вопросы о влиянии на полную металлургическую энергоемкость (ПМЭ) проката способа выплавки и разлива стали, а также сортамента проката. Получены зависимости ПМЭ проката от расхода чугуна в сталеплавильном производстве. Показано, что переход на непрерывную разливку стали снижает ПМЭ конечной продукции на 180–200 кг у.т./т, а выплавка стали в электропечах – в 1,8–2,6 раза в зависимости от расхода чугуна в металлошхите. Табл. 3. Библиогр.: 11 назв.

Ключевые слова: сталь, чугун, заготовка, прокат, конечная продукция, полная металлургическая энергоемкость, полуфабрикаты, расходный коэффициент

The questions about the impact on the total energy consumption of iron and steel (PME) method of rolled steel melting and casting, as well as the range of rolled. The dependences of PME rental rate of iron in steelmaking. It is shown that the transition to a continuous steel casting reduces the PME final production of fuel equivalent to 180–200 kg / m, and the smelting of steel in electric furnaces – in 1.8–2.6 times depending on the flow rate of pig iron in metal stock.

Keywords: steel, cast iron, billet, rolled, the end product, the total energy consumption of metals, semi-finished goods, consumable factor.

Черная металлургия является одним из самых энергозатратных промышленных производств, поэтому во многих публикациях уделяется повышенное внимание вопросам энергоемкости основной конечной продукции металлургических предприятий – проката и сравнению энергоемкости его производства в Украине, России, странах ЕС, США и Китае. Во всех публикациях отмечается, что в Украине энергозатраты в черной металлургии выше, чем в указанных странах, от 15–35 % [1] до нескольких раз. Разница в «разы» – это результат поверхностного подхода к сложному многостадийному металлургическому производству. Разница на 15–30 %, очевидно, ближе к истине. Оговорка «очевидно» является вынужденной, потому что в большинстве публикаций не проводится методика вычисления энергоемкости продукции.

В горно-металлургическом комплексе (ГМК) энергоресурсы расходуются не столько в прокатных цехах, сколько на добычу и обогащение железной руды, изготовление кокса, агломерата или окатышей, выплавку стали и чугуна – наиболее энергоемкого полуфабриката в цепи металлургического производства. Большое количество топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) металлургические предприятия затрачивают на перекачку воды, выработку теплоэнергии, кислорода, сжатого воздуха и других производных энергоносителей, на транспортные, санитарно-бытовые, ремонтные и другие услуги.

Подробная методика расчета полной (сквозной) металлургической энергоемкости (ПМЭ) производства продукции опубликована авторами настоящей статьи [2]. В соответствии с этой методикой проведены все расчеты, приведенные в данной статье. Особенность методики состоит и в том, что все израсходованные предприятием топливо и покупная

электроэнергия относятся на производство конечной (товарной) продукции. Если на предприятиях не производятся некоторые полуфабрикаты (агломерат, кокс и др.), то энергозатраты на их изготовление принимаются усредненные отраслевые и учитываются в расчете ПМЭ продукции этого предприятия в соответствии с величиной расходных коэффициентов.

Расчет сквозной отраслевой энергоемкости (ПМЭ, d_o , кг у.т./т) проводится по формуле

$$d_o = \sum d_{ci} \cdot q_{ci} + d_{np}, \quad (1)$$

где d_{ci} – цеховая энергоемкость производства конечной продукции или полуфабрикатов, израсходованных на изготовление конечной продукции на всех этапах производства, начиная с добычи и обогащения железной руды, кг у.т./т; q_{ci} – сквозной расходный коэффициент i -го полуфабриката на производство конечной продукции, т/т; d_{np} – расход энергоресурсов на выполнение ремонтных, транспортных и прочих услуг (работ) в пределах предприятия, кг у.т./т.

Цеховая энергоемкость учитывает все затраты ТЭР в цехе, изготавливающем конечную продукцию (полуфабрикат), включая освещение, санитарно-бытовые нужды, а также расход ТЭР на выработку производных энергоносителей в количестве, пропорциональном их расходу (с учетом потерь). Расход теплоэнергии учитывается в виде затрат ТЭР самим предприятием на их выработку.

Сквозной расходный коэффициент определяется путем перемножения расходных коэффициентов i -х полуфабрикатов на изготовление последующих. Например, если на тонну проката расходуется 1,2 т литых слывов, на тонну слывов 0,8 т чугуна, а на тонну чугуна – 0,45 т кокса, то сквозной расходный коэффициент кокса на тонну проката составит $1,2 \times 0,8 \times 0,45 = 0,432$ т/т.

Следует иметь в виду, что при расчете ПМЭ кокс

и коксовая мелочь рассматриваются и как продукция коксохимзавода, на производство которой расходуются энергоресурсы, и как топливо при расчете цеховой энергоемкости чугуна и агломерата. При расчете цеховой энергоемкости чугуна учитывается неполное сгорание скипового кокса в доменных печах. Если это обстоятельство не учитывать, то возрастет на 12–15 % расход условного топлива в целом по заводу.

Под энергоемкостью понимается сумма удельного расхода условного топлива и покупной электроэнергии. В наших расчета один кВт·час приравнивается к 0,34 кг у.т. (условного топлива), то есть затратам топлива на выработку электроэнергии по данным Минэнерго. Эта величина может меняться, но пользоваться переменным коэффициентом неудобно при сопоставлении энергоемкости продукции, произведенной в разные годы.

В большинстве публикаций, за редким исключением, не указывается на сколько в полном объеме учитываются энергозатраты на производство полуфабрикатов, особенно на добычу и обогащение железной руды и выжиг кокса, на санитарно-бытовые нужды и природоохранные мероприятия. Имеются обоснованные сомнения в учете энергоемкости кислорода и потерь энергоносителей. «Неопределенность границ» при энерго-экологическом анализе сталеплавильных процессов приводит к существенным расхождениям в результатах различных исследователей [3].

Многие авторы считают [4, 5], что высокая энергоемкость мартеновской стали является основной причиной более высокой энергоемкости украинского проката и для ее снижения следует мартеновский способ выплавки стали заменить на конверторный. Действительно, прямые удельные затраты топлива на выплавку стали в мартеновских печах в 12–18 раз больше, чем в конвертерном производстве. Однако, если учитывать расход электроэнергии и произво-

дных энергоносителей, то это различие будет составлять 1,5–2,0 раза. Но корректность сравнения требует учитывать и энергозатраты на производство полуфабрикатов.

В табл. 1 представлен расчет полной металлургической энергоемкости производства тонколистового проката из мартеновской стали. В Украине этот вид проката из стали по иной технологии выплавки не производится и намечается замена мартеновских цехов на обоих заводах, где производится прокат, на конвертерные. Поэтому в табл. 1 приведен расчет энергоемкости такого проката и из конвертерной стали.

В первом случае приняты фактические расходные коэффициенты и цеховые энергоемкости, во втором случае приняты расходные коэффициенты чугуна и извести на выплавку конвертерной стали соответственно 0,88 и 0,08 т/т и цеховая энергоемкость конвертерной стали с учетом разливки стали на МНЛЗ – 86,2 кг у.т./т, что соответствует средним значениям по ГМК.

Расчеты показали, что ПМЭ проката из мартеновской стали составляет 1109,9 кг у.т./т (37,9 ГДж/т) и всего лишь на 40,5 кг у.т./т (3,6 %) превышает ПМЭ проката из конвертерной стали (1069,4 кг у.т./т, или 36,5 ГДж/т) и то за счет использования МНЛЗ. Если бы конвертерную сталь, как и мартеновскую, разливали в слитки, то ПМЭ проката из конвертерной стали составила бы 1221,7 кг у.т./т, то есть на 12,5 % (152,3 кг у.т./т), чем в действующих условиях. Аналогичные выводы получены и в России [6], где «настоящие» (т.е. цеховые) затраты энергоресурсов на выплавку стали «мартеновским скрап-рудным процессом» оцениваются в 5,65 ГДж/т (165,5 кг у.т./т) и конвертерным – в 4,42 ГДж/т (129,5 кг у.т./т), а с учетом «прошлых энергозатрат» (полных сквозных) соответственно в 23,82 ГДж/т (697,2 кг у.т./т) и 27,19 ГДж/т

Таблица 1. Влияние способа выплавки стали на полную металлургическую энергоемкость тонколистового проката

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоемкость, $d_{ц}$, кг у.т./т	Расходный коэффициент полуфабриката, q_i , т/т	Сталь мартеновская, разливка в слитки		Сталь конвертерная, разливка на МНЛЗ	
			q_{ci} , т/т	$d_{цi} \times q_{ci}$, кг у.т./т	q_{ci} , т/т	$d_{цi} \times q_{ci}$, кг у.т./т
Прокат	34,2	1	1,0	34,2	1	34,2
Сляб катаный	46,0	1,03	1,03	47,4	–	–
Сталь (слитки)	120,4	1,125	1,162	139,9	–	–
Сталь (литые слябы)	86,2	1,03	–	–	1,03	88,8
Известь на сталь	315,8	0,03/0,08*	0,035	11,1	0,082	25,9
Изложницы	93,5	0,016	0,018	1,7	–	–
Чугун на изложницы	692,0	1,174	0,021	14,5	–	–
Чугун на сталь	692,0	0,722/0,88*	0,839	580,6	0,906	627,0
Агломерат	51,6	1,8	1,548	79,9	1,631	84,2
Кокс на чугун	180,1	0,484	0,416	74,9	0,439	79,1
Кокс на агломерат	180,1	0,035	0,054	9,7	0,057	10,3
Известь на агломерат	315,8	0,03	0,046	14,5	0,049	15,5
Железорудный концентрат	36,1	0,98	1,518	54,8	1,598	57,7
Прочие затраты ТЭР				46,7		46,7
Итого ПМЭ				1109,9		1069,4

* - для выплавки стали в конвертерах

(796,0 кг у.т./т). Разница в 100 кг у.т. на тонну стали предопределяет и более низкую ПМЭ проката из мартеновской стали при прочих равных условиях. При выплавке стали в мартеновских печах более высокая цеховая энергоёмкость стали полностью и даже с избытком перекрывается повышенным расходом еще более энергоёмкого чугуна, а следовательно, и агломерата (окатышей), кокса, железной руды. Поэтому необходимо развеять миф о негативном влиянии мартеновского способа выплавки стали на высокую энергоёмкость проката. Конвертерная сталь имеет другие преимущества перед мартеновской: возможность организации непрерывной разливки всей выплавляемой стали, низкие ремонтёмкость конвертеров, трудоёмкость производства, возможность вывода в «горячий резерв» плавильных агрегатов при необходимости краткосрочного снижения объемов производства.

В табл. 2 приведен расчет ПМЭ сортового проката и литых сортовых заготовок (блужков) для случаев разливки конвертерной стали в слитки и на МНЛЗ, а также ПМЭ толстолистового проката и литых слэбов.

Для корректности сопоставления с результатами расчета ПМЭ тонколистового проката исходные параметры (цеховая энергоёмкость ($d_{ц}$) и расходный коэффициент (q_c) приняты такими же, как и в табл. 1, за исключением цеховой энергоёмкости сортового проката ($d_{ц} = 134,4$ кг у.т./т) и конвертерной стали ($d_{ц} = 63,7$ кг у.т./т) при разливке ее в слитки, что

соответствует меньшим затратам топлива и электроэнергии, чем при работе МНЛЗ. Так как во всех расчетах расход агломерата, кокса, железной руды остается постоянным, то цеховую энергоёмкость чугуна можно заменить на его сквозную отраслевую (полную металлургическую) энергоёмкость ($d_0 = 964,2$ кг у.т./т), в которой учтены все предшествующие затраты ТЭР на производство чугуна.

При разливке стали в слитки ПМЭ сортового проката составляет 1351,4 кг у.т./т (46,12 ГДж/т). Переход на непрерывную разливку позволит снизить энергозатраты до 1179,1 кг у.т./т (40,24 ГДж/т) или на 172,3 кг у.т./т (13,2 %). За счет ликвидации обжимного передела ПМЭ уменьшится на 47,8 кг у.т./т (27,7 % от общего снижения), за счет исключения производства изложниц и поддонов – на 23,0 кг у.т./т (13,3 %), за счет уменьшения сквозного расхода чугуна на выплавку стали с 1,032 до 0,915 т/т – 112,8 кг у.т./т (65,5 %). Одновременно возрастут на 14,9 кг у.т./т (8,7 %) сквозные затраты ТЭР в конвертерном цехе. ПМЭ литых заготовок снизится с 1172,4 до 1006,7 кг у.т./т по сравнению с катаными бжужками.

Еще большая экономия энергоресурсов за счет внедрения МНЛЗ достигается при производстве толстолистового проката. Если при разливке стали в слитки ПМЭ толстого листа составила бы 1573,1 кг у.т./т (53,69 ГДж/т), то при разливке стали на МНЛЗ ПМЭ этого вида проката (табл. 2) сократи-

Таблица 2. Влияние способа разливки конвертерной стали на полную металлургическую энергоёмкость сортового, толстолистового проката и заготовки

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоёмкость, $d_{ц}$, кг у.т./т	Расходный коэффициент полуфабриката, q_c , т/т	Прокат		Заготовка	
			$q_{ц}$, т/т	$d_{ц} \times q_{ц}$, кг у.т./т	$q_{ц}$, т/т	$d_{ц} \times q_{ц}$, кг у.т./т
Сортовой прокат, разливка стали в слитки						
Сортовой прокат	134,4	1,000	1,000	134,4	—	—
Блюм катаный	46,0	1,040	1,040	47,8	1,000	46,0
Сталь (слитки)	63,7	1,128	1,173	74,7	1,128	71,9
Известь на сталь	315,8	0,080	0,094	29,7	0,090	28,4
Изложницы	93,5	0,016	0,019	1,8	0,018	1,7
Чугун на изложницы	964,2*	1,174	0,022	21,2	0,021	20,2
Чугун на сталь	964,2*	0,880	1,032	995,1	0,993	957,5
Прочие затраты ТЭР				46,7		46,7
Итого ПМЭ				1351,4		1172,4
Сортовой прокат, разливка стали на МНЛЗ						
Сортовой прокат	134,4	1,000	1,000	134,4	—	—
Сталь (литые блюмы)	86,2	1,040	1,040	89,6	1,000	86,2
Известь на сталь	315,8	0,080	0,083	26,2	0,080	25,3
Чугун на сталь	964,2*	0,880	0,915	882,2	0,880	848,5
Прочие затраты ТЭР				46,7		46,7
Итого ПМЭ				1179,1		1006,7
Толстолистовой прокат, разливка стали на МНЛЗ						
Листовой прокат	174,4	1,000	1,000	174,4	—	—
Сталь (литые слябы)	86,2	1,200	1,200	103,4	1,000	86,2
Известь на сталь	315,8	0,080	0,096	30,3	0,080	25,3
Чугун на сталь	964,2*	0,880	1,056	1018,2	0,880	848,5
Прочие затраты ТЭР				46,7		46,7
Итого ПМЭ				1373,0		1006,7
*- здесь для чугуна приведена полная металлургическая энергоёмкость его производства						

*- здесь для чугуна приведена полная металлургическая энергоёмкость его производства

лась бы до 1373,0 кг у.т./т (46,86 ГДж/т), то есть на 200,0 кг у.т./т. Большая величина экономии энергоресурсов – это влияние более высокого расходного коэффициента стали на изготовление толстолистного проката (1,2 т/т) по сравнению с сортовым (1,04 т/т) и тонколистовым (1,03 т/т) прокатом. Эффективность внедрения МНЛЗ повышается с ростом доли спокойных и низколегированных марок стали в ее общем сорimente, то есть с увеличением обрезки металла в обжимном цехе. В этом случае ПМЭ проката может снизиться на 20 %.

Таким образом, замена разливки стали в слитки на непрерывную разливку, в отличие от замены мартеновского способа ее выплавки на конвертерный, является реальным средством для существенного снижения энергозатрат в ГМК. В Китае, США, Японии на МНЛЗ разливается 97,4–98,4 % всей выплавляемой стали, в Германии – 96,7 %, в России – 80,6 %, а в Украине – всего 50,0 %. Внедрение непрерывной разливки стали, кроме упомянутых уже мартеновских цехов комбинатов «Запорожсталь» и им. Ильича, целесообразно на ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» и на ПАО «ЕВРАЗ-Днепропетровский металлургический завод им. Петровского». Кроме того, завершить этот процесс возможно в ПАО «АМК», ПАО «МК «Азовсталь», ПАО «ДМК им. Дзержинского».

Существенное влияние на энергоемкость проката оказывает его сортимент (табл. 1, 2). При разливке конвертерной стали на МНЛЗ наименьшую ПМЭ имеют заготовки (1006,7 кг у.т./т), более высокую – тонколистовой (1069,4 кг у.т./т) и сортовой (1179,1 кг у.т./т) прокат и наибольшую – толстолистовой прокат (1373,0 кг у.т./т).

При разливке стали в слитки ПМЭ катаных заготовок (1172,4 кг у.т./т) также существенно меньше, чем у сортового проката (1351,4 кг у.т./т). В 2011 г. в Украине было произведено сортового проката 8,9 млн. т (без проката из электростали), тонколистового – 5,7 млн. т и толстолистого – 5,0 млн. т, а также на экспорт – 5,6 млн. т литых слябов и 4,1 млн. т блюмов, в том числе 1,05 млн. т катаных. С одной стороны, 33 % заготовок в общем балансе проката из конвертерной и мартеновской стали заметно снижает среднюю энергоемкость проката, с другой – стоимость заготовок значительно ниже, чем готового проката, а весь негатив, связанный с производством заготовок, включая выбросы вредных веществ, остается в Украине.

Из экспортируемых заготовок может быть произведено за рубежом 4,67 млн. т толстого листа и 3,9 млн. т сортового проката и израсходовано 1,5 млн. т условного топлива. В Украине же для производства заготовок израсходовано 9,97 млн. т условного топлива. Кроме того, для изготовления заготовок потрачено 15,3 млн. т железорудного концентрата, 4,2 млн. т кокса и 5,6 млн. т еще более дефицитных коксующихся углей. Зарубежные производители проката из украинских заготовок сырье не расходуют, а как «бонус» получают почти миллион тонн металло-

лома в виде обрезки в прокатном производстве. Стоит отметить, что экспорт готового проката в страны ЕС всегда для Украины котируется, а ввоз металлолома и заготовок не ограничивается.

Существует еще одна проблема, связанная с экспортом заготовок. В странах ЕС с 15.03.2013 г. вступил в силу стандарт ISO 14404-1:2013 «Метод расчета интенсивности выбросов углекислого газа при производстве чугуна и стали», который скорее всего направлен на борьбу с конкурентами, в том числе с украинскими производителями проката.

В наших условиях при производстве сортового проката из конвертерной стали коэффициент сквозной отраслевой эмиссии диоксида углерода составляет 2,38 т/т, толстолистого – 2,57 т/т, а заготовок – 2,22 т/т. Это значит, что производство за рубежом 8,7 млн. т проката из наших заготовок будет сопровождаться эмиссией не более 3,0 млн. т CO₂, в то время как производство 10,9 млн. т заготовок в Украине обусловит эмиссию в 24 млн. т CO₂. Поэтому нам представляется, что экспорт заготовок должен возмещаться Украине эквивалентными квотами на выбросы парниковых газов.

Энергоемкость и проката, и заготовок определяется энергоемкостью полуфабрикатов и их сквозным расходом на изготовление конечной продукции. Наиболее энергоемким полуфабрикатом является чугун. Его цеховая энергоемкость на разных заводах колеблется в широких пределах: от 570 до 980 кг у.т./т. Однако рассмотрение причин различной энергоемкости чугуна и других полуфабрикатов не входит в задачи настоящей статьи.

Доля затрат в ПМЭ проката на выплавку чугуна колеблется в пределах 55–68 % (в нашем случае 58,6 %, см. табл. 1). Изменение расхода чугуна на выплавку стали влечет за собой пропорциональное увеличение ТЭР на производство агломерата (окатышей), кокса, добычу железной руды. Поэтому изменение расхода чугуна адекватно изменению его сквозной отраслевой энергоемкости (ПМЭ, $d_{\text{чг}}$, кг у.т./т). А это значит (табл. 2), что сквозные затраты ТЭР на производство чугуна (то есть с учетом затрат на предыдущих переделах) составляют от 73–75 % (для проката) до 82–84 % (для заготовок) полной металлургической энергоемкости продукции. Зависимость ПМЭ проката (заготовок) от расхода чугуна на выплавку стали выражается соотношением

$$d_o = A + d_{\text{чг}} \cdot q_{\text{чг}}, \quad (2)$$

где A – постоянная величина для данных условий производства, кг у.т./т; $q_{\text{чг}}$ – сквозной расход чугуна на производство проката, т/т.

В величину A входят (табл. 2) затраты ТЭР на производство проката (для толстолистого – 174,4 кг у.т./т), выплавку стали (103,4 кг у.т./т), на производство извести для выплавки стали (30,3 кг у.т./т), прочие затраты ТЭР (46,7 кг у.т./т). При величине сквозного расхода чугуна на прокат $q_{\text{чг}} = 1,056$ т/т ПМЭ толстолистого проката, исходя из формулы (2), можно рассчитать из выражения $d_o = 354,8 + 964,2 \cdot q_{\text{чг}}$, а для литых заготовок – из вы-

ражения $d_0 = 158,2 + 964,2 \cdot q_{ci}$. Отсюда следует, что при производстве толстолистового проката снижение расхода чугуна в конвертерном цехе на 0,1 т/т соответствует уменьшению сквозного расходного коэффициента чугуна на $0,1 \times 1,2 = 0,12$ и снижению ПМЭ проката на $0,12 \times 964,2 = 115,7$ кг у.т./т.

В Украине расход чугуна на выплавку конвертерной стали в 2011 г. составлял около 0,88 т/т (с учетом потерь на миксере), и за последние 20 лет наблюдалась явная тенденция к его увеличению, в том числе и из-за экспорта металлолома. В Германии, Австрии и др. странах разрабатываются технологии, обеспечивающие увеличение расходного коэффициента металлолома в шихте [7], в том числе за счет его предварительного нагрева. Известно [8], что на заводе «Voestalpine Stahl GmbH» (Линц, Австрия) в конвертерном цехе расход лома в металлошихте возрос до 355 кг/т литой заготовки, а чугуна снижен до 782 кг/т.

Наиболее кардинальный путь снижения энергоемкости стали, а значит, и проката, — это развитие электросталеплавленного производства. В табл. 3 приведен расчет ПМЭ сортового проката из стали, выплавленной в ДСП из шихты, состоящей только из металлолома, и с расходом чугуна 300 кг на тонну литой заготовки. В первом случае цеховая энергоемкость стали принята равной 212 кг у.т./т и учтен расход кокса для науглероживания металла: ПМЭ проката составляет 444,6 кг у.т./т (15,17 ГДж/т). По второй технологии учтено снижение расхода электроэнергии на плавку ввиду физического и химического тепла, вносимого чугуном. Однако ПМЭ чугуна выше, чем величина вносимого им тепла, поэтому и ПМЭ проката увеличится на 218,1 кг у.т./т и составит 662,7 кг у.т./т (22,62 ГДж/т). Тем не менее, ПМЭ будет в 1,8 раза меньше, чем ПМЭ проката из конвертерной стали. Использование чугуна в металлошихте ДСП, хоть и увеличивает ПМЭ стали, но является, очевидно, вынужденным из-за дефицита металлолома [8]. В 2011 г. в России [9], например, содержание чугуна в металлошихте ДСП составляло 16,9 %.

Замена металлолома железом прямого восстановления из руд позволяет получать более качественный прокат, но ведет к росту его энергоемкости и себестоимости [10].

В последнее время в мировой черной металлургии

наметилась явная тенденция [10] к сокращению расхода чугуна на выплавку стали как вследствие острого дефицита коксующихся углей, так и ввиду того, что кокс является самым дорогим видом топлива [7]. Поэтому расходный коэффициент чугуна на производство стали к 2008 г. составил: в Японии — 726 кг/т, в Германии — 635 кг/т, в Южной Корее — 583 кг/т, в Индии — 525 кг/т, в США — 361 кг/т [10]. Уменьшение расходного коэффициента чугуна шло как по пути уменьшения его в конвертерах, так и за счет развития электросталеплавленного производства. Еще в 2006 г. выплавка электростали во всем мире составляла 33,0 % ее общего производства, в Германии — 29,3 %, в Японии — 26,4 %, в США — 48,9 % [6]. По этому же пути идет и черная металлургия России, где только за период с 2010 по 2011 г. расход чугуна на выплавку конвертерной стали снизился с 903,4 до 893,3 кг/т, а доля электростали в общем объеме ее выплавки возросла с 29,6 до 31,1 % при расходе чугуна 196,6 кг на тонну электростали. Для сравнения, в 2006 г. в России электростали выплавалось только 15,9 %. В результате в России расходный коэффициент на выплавку стали в целом за год (с 2010 по 2011 г.) снизился с 731,7 до 719,3 кг/т [9].

Украина по этим косвенным показателям средней энергоемкости металлургической продукции отстает от США и ведущих стран Европы и Азии, кроме Китая, где высокие темпы наращивания объемов производства стали обусловили в 2008 г. высокий расход чугуна (938 кг/т) на ее выплавку. Хотя на предприятиях ГМК Украины [11] расходный коэффициент чугуна на выплавку конвертерной стали (874,4 кг/т — без учета потерь на миксере) и несколько меньше, чем в России, но зато в Украине электростали было выплавлено всего 5,9 % (расход чугуна 54,2 кг/т). Поэтому и средняя величина расходного коэффициента чугуна на выплавку всей стали в ГМК Украины составила 781,5 кг/т.

Развитие электросталеплавленного производства в Украине затруднительно не только из-за низкого уровня капиталовложений в черную металлургию, но и из-за дефицита металлолома вследствие его массового экспорта. В то же время в Украине, как и в России, заметное снижение средней энергоемкости проката обуславливается производством товарных

Таблица 3. Влияние состава металлошихты при выплавке электростали на полную металлургическую энергоемкость сортового проката

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоемкость, $d_{ш}$, кг у.т./т	Расходный коэффициент полуфабриката, q_p , т/т	Расход чугуна в шихте, т/т стали			
			$q_{ci} = 0$		$q_{ci} = 300$	
			q_{ci} , т/т	$d_{ш} \times q_{ci}$, кг у.т./т	q_{ci} , т/т	$d_{ш} \times q_{ci}$, кг у.т./т
Сортовой прокат	134,4	1,000	1,000	134,4	1,000	134,4
Электросталь (МНЛЗ)	212,4	1,040	1,040	220,9	—	—
Электросталь (МНЛЗ)	161,1	1,040	—	—	1,040	167,5
Известь на сталь	315,8	0,040	0,042	13,3	0,042	13,3
Чугун на сталь	964,2	0,300	—	—	0,312	300,8
Кокс на сталь	1170,0	0,024	0,025	29,3	—	—
Прочие затраты ТЭР				46,7		46,7
Итого ПМЭ				444,6		662,7

заготовок: в Україні – 35 %, а в Росії – 19,5 %.

Висновки

Повна металургічна енергоємність проката визначається в основному сквозним расходом чугуна на його виробництво і, в меншій ступені, сортаментом проката. Генеральне напрямлення зниження енергозатрат в ГМК України – це впровадження неперервної розливки сталі, що дозволяє знижувати енергоємність проката на 180–200 кг у.т./т, головним образом, за рахунок зменшення расхода чугуна на виготовлення кінцевої продукції; це зменшення расхода чугуна на виплавку конвертерної сталі, що при зниженні його расхода на 100 кг/т дає скорочення ПМЭ проката на 100–185 кг у.т./т; це використання електросталі для отримання проката, що дозволить знижувати ПМЭ в 1,8–2,6 рази в залежності від расхода чугуна на її виплавку. Заміна мартенівського способу виплавки сталі на кислородно-конвертерний з расходом чугуна більше 800 кг/т не дає позитивного енергетичного ефекту. Для зниження енергозатрат в ГМК слід з допомогою економічних заходів суттєво зменшити експорт металолому. Виробництво заліза методами прямого відновлення з руд дозволяє отримувати більш якісний прокат, що веде до зростання його енергоємності.

Бібліографічний список

1. Про першочергові та перспективні завдання в сфері енергозбереження / В.К. Грановський, В.С. Харахула // Екологія і промисловість. – 2005. – № 4. – С. 4–8.
2. Расход энергоресурсов на производство металлургической продукции / В.Г. Литвиненко, Д.В. Сталинский, Г.Н. Грецкая // Сталь. – 2005. – № 7. – С. 124–128.

3. Предстоящее изменение энергетической базы как основной фактор технологических приоритетов в развитии сталеплавленного производства (часть I) / Л.А. Шульц, И.А. Прибытков, Ю.М. Кочнов // Черные металлы. – 2008. – № 6. – С. 15–22.
4. Перспективы энергосбережения в металлургии Украины / В.И. Большаков, Л.Г. Тубольцев // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2007. – № 3. – С. 1–6.
5. В.С. Производство и перспективы технического перевооружения металлургической подотрасли / В.С. Харахула, В.В. Лесовой // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2005. – № 6. – С. 1–4.
6. Энергетика металлургических процессов и проблема «устойчивого развития» / В.П. Лузгин, О.А. Махт // Черные металлы. – 2008. – № 2. – С. 9–14.
7. Проблемы энергообеспечения металлургического производства Украины / Л.Ю. Назюта, Н.В. Косолап, А.В. Губанова // Черные металлы. – 2006. – № 9. – С. 27–29.
8. Мировые тенденции развития технологии производства и розливки сталі / А.Н. Смирнов, Д.А. Дюдкин // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2010. – № 2. – С. 55–58.
9. Работа черной металлургии России в 2011 г. / В.В. Катунин // БНТИ Черная металлургия. – 2012. – № 3. – С. 3–16.
10. Прямое получение заліза і бездомная металлургия чугуна в ХХІ столітті / И.Ф. Курунов // Металлург. – 2010. – № 6. – С. 27–32.
11. Показатели работы черной металлургии Украины в 2011 г. / В.С. Харахула, А.Д. Зражевский // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2012. – № 2. – С. 1–5.

Поступила 16.05.2013

УДК 005.334

Романовський І.Г. /к.т.н./, Лоскутова Я.Ю. /к.е.н./
НМетАУ

Наука

Механізм управління ризиком інвестиційного проекту

Процес інвестування в металургійну і гірничорудну галузі характеризується високим рівнем економічних ризиків. З метою підвищення точності розрахунків визначення ймовірності виникнення несприятливих подій розроблено алгоритм управління ризиком інвестицій та обґрунтовано механізм його зниження за рахунок оптимізації внутрішніх факторів проекту. Ін. 1. Бібліогр.: 9 назв.

Ключові слова: економічний ризик, інвестиції, проект, аналіз, оптимізація, підприємство, структура фінансування, джерела фінансування, лімітування, диверсифікація

The process of investing in the steel and mining industry is characterized by high economic risks. In order to improve the accuracy of calculations determine the probability of emergence of adverse events algorithm for risk management of investments and the mechanism of its reduction by optimizing the internal factors of the project.

Keywords: economic risk, investment, design, analysis, optimization, enterprise, financing structure, sources of financing, limitation, diversification.

Високий рівень невизначеності умов функціонування українських підприємств металургійного та

гірничорудного комплексу обумовлює необхідність врахування чинників ризику в інвестиційній діяльності

ті. Актуальними являються проблеми не лише розрахунків показників ризику, але, що найбільш важливе, розробки моделей сбалансування різноманітних видів ризиків та пошуку шляхів їх зниження.

Постановка проблеми

В економічній літературі [5-8] приділяється достатньо уваги проблемам управління ризиком і пропонуються різні методи його зниження, які можна об'єднати у два принципових напрямки – вибір внутрішніх механізмів їх нейтралізації та зовнішнє страхування. Основна роль у нейтралізації проектних ризиків належить системі заходів, які входять до першого напрямку.

Традиційно при оцінці ризику в інвестиційній діяльності фахівці виходять лише з факторів, обмежених виключно інвестиційною сферою, або пов'язаних тільки з фінансовою та інвестиційною, або з інвестиційною та операційною сферою діяльності. Нами обґрунтовано [3], що в цьому випадку необхідно брати до уваги фактори, які генерують високий ступінь невизначеності, одночасно в трьох сферах: інвестиційній, що характеризує окремо узятий інвестиційний проект, операційній, пов'язаній з діяльністю підприємства без такого проекту, а також фінансовій, яка оцінює ризики джерел фінансування.

Необхідність врахування такої значної кількості ризикоутворюючих факторів вимагає комплексного підходу до їх управління, а високий рівень ризику, притаманний вітчизняній економіці – обґрунтування шляхів його зниження. В зв'язку з чим нами пропонується механізм управління ризиком інвестиційного проекту за рахунок оптимізації його внутрішніх факторів.

Результати

У момент ухвалення рішення про здійснення інвестиційного проекту підприємство характеризується певним набором інвестиційних і операційних ризиків (факторів), що разом характеризують запропонований нами сукупний ризик інвестиційного проекту. Обґрунтування необхідності введення цього показника та метод його розрахунку наведені нами у попередніх публікаціях [2]. На наступному етапі фінансові менеджери визначають джерела фінансування відібраного проекту. З огляду на свої характерні риси різні джерела капіталу можуть збільшувати або пом'якшувати дію специфічних інвестиційних і операційних факторів (ризиків). Причому більш ризиковані проекти мають фінансуватися за рахунок менш ризикованих коштів. Поняття «ризик джерела інвестиційних ресурсів» нами пропонується розглядати як можливість виникнення різних несприятливих наслідків для підприємства в результаті використання інвестиційного ресурсу, яка обумовлена його характерними рисами [4].

На нашу думку сформована структура фінансування повинна врівноважувати сукупний ризик інвестиційного проекту. Для забезпечення стійкого розвитку підприємства в процесі реалізації інвестиційного проекту на основі системного підходу до урахування фактора ризику сумарна величина ризику по всіх ді-

лянках оцінки не повинна перевищувати середнього рівня, який можливо оцінити, наприклад, за шкалою, запропонованою в роботі Балабанова І.Т. [5], де середньому рівневі ризику відповідає значення 0,4. Оскільки розглядаються два показники у сукупності, то допустимий рівень ризику дорівнює $0,4 \cdot 2 = 0,8$. Із цього витікає

$$\sum_{h \in H} Risk_{fh} \cdot W_h + Risk_{fp} \leq 0,8. \quad (1)$$

Звідси:

$$\sum_{h \in H} Risk_{fh} \cdot W_h \leq 0,8 - Risk_{fp}, \quad (2)$$

де $Risk_{fp}$ - це сукупний ризик фінансування проекту, част.од; $Risk_{fh}$ - ризик окремого джерела фінансування, част.од; W_h - частка окремого джерела у структурі фінансування, част.од.

Зі співвідношення (2) витікає, що чим вищим є сукупний ризик інвестиційного проекту, тим нижчим повинен бути ризик сформованої структури капіталу такого проекту, що й забезпечує необхідну стабільність системи. Слід зазначити, що введене нами обмеження за рівнем ризику структури фінансування в залежності від сукупного рівня ризику проекту, і являється одним із внутрішніх механізмів нейтралізації (лімітування) ризику, пов'язаного з фінансуванням.

Виходячи з отриманого співвідношення (2), основними напрямками забезпечення збіжності моделі є: залучення менш ризикованих джерел фінансування та зниження сукупного ризику інвестиційного проекту.

У рамках першого напрямку можливий пошук додаткового обсягу менш ризикованих джерел фінансування, насамперед, за рахунок внутрішніх власних інвестиційних ресурсів. Крім того, зусилля підприємства можуть бути спрямовані на зміну умов залучення коштів наявних фінансових альтернатив, використання різних механізмів нейтралізації ризиків.

У рамках другого напрямку підприємство також може використати широкий спектр різних методів зниження ризику.

Так, система внутрішніх механізмів зниження ризиків передбачає використання наступних основних методів: запобігання ризику, лімітування концентрації ризику, розподіл ризиків між різними учасниками, самострахування, диверсифікація напрямків діяльності для усунення систематичного ризику, забезпечення від контрагентів додаткового рівня премії за ризик, одержання від контрагентів певних гарантій, забезпечення компенсації можливих фінансових втрат за рахунок системи штрафних санкцій, скорочення переліку форс-мажорних обставин у контрактах з контрагентами та ін.

Перелічені заходи внутрішньої системи нейтралізації проектних ризиків, так само, як і зовнішні механізми (страхування, хеджування та ін.), досить широко представлені в спеціальній літературі [5-8] і не вимагають докладного висвітлення в рамках даної роботи.

Названі напрямки можуть використовуватися з

метою зниження рівня сукупного ризику інвестиційного проекту, що реалізується в наступному механізмі їх дії: виключення з розгляду деяких ризиків після проведення заходів щодо їхньої нейтралізації, обмеження ризиків, компенсація можливих втрат у результаті настання ризикових подій, буде впливати на вихідні параметри проекту та операційної діяльності підприємства, їх імовірнісні розподіли та можливі втрати. Це, в свою чергу, знизить невизначеність при здійсненні проекту і зменшить рівень операційного та інвестиційного ризиків, і, як наслідок, рівень сукупного ризику інвестиційного проекту.

Крім перелічених вище методів, нами пропонується використати ще один спосіб зниження ризику проекту, який полягає в підвищенні ефективності проекту за рахунок більш раціонального управління

окремими його параметрами. У цьому випадку додаткова віддача буде служити свого роду резервом безпеки проекту.

Як відомо, одна з найпоширеніших інтерпретацій показника NPV - це запас міцності проекту [9], і більша його величина свідчить про менший ризик проекту, тому що, чим вище NPV, тим менше ймовірність появи його негативного значення.

Запропонований спосіб зниження рівня ризику інвестиційного проекту за рахунок управління його параметрами полягає у наступному. Ефективність проекту визначається на основі прогнозних значень окремих параметрів проекту, закладених у модель NPV. При значній складності моделі з метою спрощення фактори можуть укрупнюватися, а ті, які мають несуттєвий вплив, – відкидатися. У такому випадку

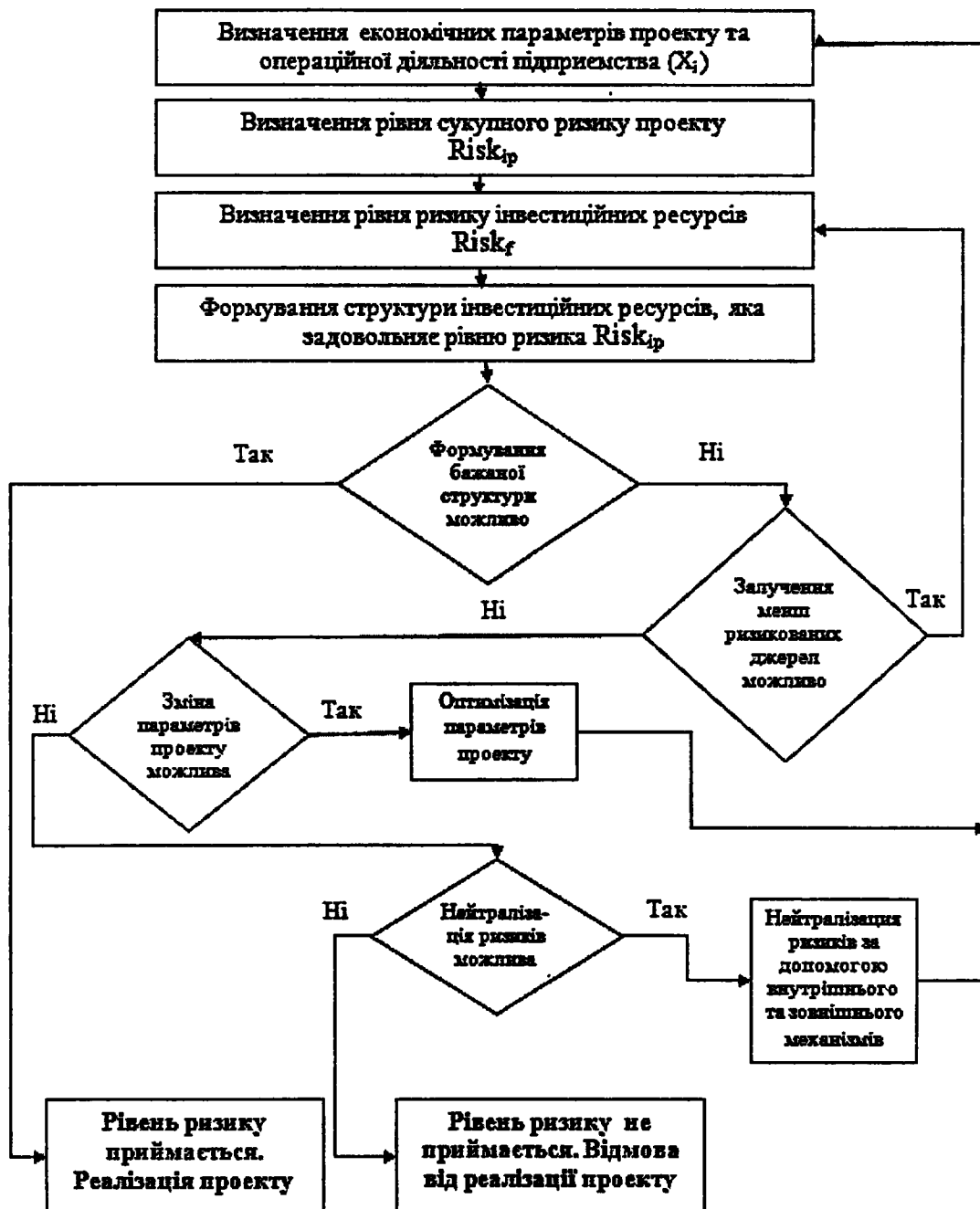


Рисунок. Алгоритм управління ризиком інвестиційного проекту

приймається припущення про відсутність впливу цих факторів на зміни підсумкового показника.

Ключовими будуть фактори, які мають найменші запаси міцності Z_i і найбільші значення коефіцієнтів еластичності L_i , які ми пропонуємо розраховувати за допомогою аналізу чутливості у такий спосіб [1]

$$L_i = \frac{\partial Y}{\partial X_i} \cdot \frac{X_i}{Y}, \quad (3)$$

$$Z_i = \frac{(X_{gr} - X_i)}{X_i} \cdot 100\%, \quad (4)$$

де $\frac{\partial Y}{\partial X_i}$ – перша частинна похідна функції $Y = f(x)$ за i -тим фактором; X_i – досліджувана на чутливість незалежна перемінна; Y – безперервна функція, в якості якої виступає NPV; X_{gr} – граничне значення i -того фактора, при якому $Y = 0$.

За допомогою розрахованих коефіцієнтів еластичності впливу на NPV кожного фактору інвестиційного проекту (3) у межах їх граничних значень можливо прогнозувати, як буде змінюватися підсумкове значення показника ефективності за рахунок зміни його окремих складових.

Таке відхилення може бути як у бік збільшення, так і зменшення показника ефективності, при цьому зміниться й загальний обсяг необхідного фінансування інвестиційного проекту.

Окремо для кожного фактору визначаються обсяги фінансування, які необхідні для підвищення рівня ефективності проекту, і обсяги, що вивільняються при зниженні ефективності.

Через те, що гранична корисність кожної додатково вкладеної одиниці коштів буде неоднаковою, з'являється можливість певної оптимізації параметрів проекту таким чином, що загальний обсяг фінансування істотно не зміниться, а NPV проекту зросте. У цьому випадку сукупний ризик проекту знизиться, що дасть можливість сформувати більш ризиковану структуру фінансування і задіяти ті джерела фінансування, які спочатку були відхилені.

Алгоритм, що дозволяє на основі існуючих способів, а також запропонованого нами методу зниження ризику інвестиційного проекту формувати адекватну розрахованому рівню ризику структуру капіталу проекту, представлений на рисунку.

У випадку використання підприємством різних внутрішніх і зовнішніх механізмів нейтралізації ризиків безпосередньо стосовно окремих інвестиційних ресурсів, по-перше, зменшиться імовірність настання несприятливих наслідків у результаті використання таких джерел фінансування, що відобразиться на рівні їхнього ризику, а по-друге, додаткові витрати по нейтралізації ризиків збільшать вартість залучення фінансування, що знизить ефективність їх використання.

Ці два факти, в свою чергу, вплинуть на форму-

вання нової структури фінансування.

Висновки

Таким чином, сукупність вирішених проблем (системне врахування ризику, можливість його врівноваження, механізм обґрунтування припустимого рівня ризику) у комплексі дозволяють вирішити задачу управління ризиком інвестиційного проекту, що забезпечує його високу ефективність і безпеку реалізації.

Подальшими напрямками наукових розробок можуть бути обґрунтування граничного показника ризику структури фінансування, допустимого при заданому рівні ризику інвестиційного проекту, а також моделей ув'язки цих двох показників.

Бібліографічний список

1. Лоскутова Я.Ю. Определение граничных условий эффективности инвестиционных проектов // Сучасні проблеми економіки підприємства. Матеріали Всеукраїнської науково-практичної конф. Т.1. – Дніпропетровськ: Наука і освіта, 2003. – С. 135-136.
2. Лоскутова Я.Ю., Романовський І.Г. Механізм оцінки ризику при прийнятті інвестиційних рішень // Економічний вісник НГУ. – 2004. – № 3. – С. 74-78.
3. Лоскутова Я.Ю., Ігнашкіна Т.Б. Ризики в інвестиційній діяльності промислових підприємств // Металург. и горноруд. пром-сть. – 2008. – № 3. – С. 109-112.
4. Лоскутова Я.Ю. Романовський І.Г. Оценка риска инвестиционных ресурсов предприятия // Проблеми підвищення ефективності діяльності підприємств в сучасних умовах. Матеріали Всеукраїнської науково-практичної конференції. – Севастополь, 2004. – С. 51-52.
5. Балабанов И.Т. Риск-менеджмент. – М.: Финансы и статистика, 1996. – 188 с.
6. Васильев В.Е., Внукова Н.Н., Пагановський С.А. Риски в рыночной экономике. Тематическое до-сье. – Харьков, 1995. – 978 с.
7. Гранатуров В.М. Экономический риск: сущность, методы измерения, пути снижения. – М.: Дело и сервис, 2002. – 154 с.
8. Попова А. Методы снижения инвестиционных рисков и разработка стратегии риск-менеджмента // Бизнес-информ. – 2000. – № 1. – С. 31-35.
9. Савчук В.П. Финансовый менеджмент предприятий: прикладные вопросы с анализом деловых ситуаций. – К.: Издательский дом «Максимум», 2001. – 600 с.

Поступила 04.04.2013



УДК 001.92.37

Касимов А.М. /д.т.н./, Решта Е.Е.

УкрНИИЭП

Комплексная переработка фосфогипса из отвалов и отходов текущего производства минеральных удобрений ОАО «Ровноазот»

В статье рассматриваются возможности использования фосфогипса – одного из наиболее крупнотоннажных отходов предприятия ОАО «Ровноазот». Изучены основные физико-химические свойства фосфогипса, предложены новые эффективные технологии его утилизации. Приведены технико-экономические показатели организации производства гипсового вяжущего ГВФ-4 и на его основе – сухих строительных смесей. Ил. 3. Табл. 8. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: фосфогипс, промышленные отходы, загрязнение, удобрения, тяжёлые и редкие металлы

The article discusses the possibility of using phosphogypsum - one of the most large-enterprise waste of "Rovnoazot." Studied the basic physical and chemical properties of phosphogypsum, the proposed new efficient technologies of disposal. Given the technical and economic performance of the organization of production of gypsum binder CAF-4, and based on it - dry mixes.

Keywords: phosphogypsum, industrial waste, pollution, fertilizers, heavy metals and rare.

Постановка проблемы

Длительное время проблеме утилизации фосфогипса (ФГ) не уделялось должного внимания, что привело к образованию огромных запасов лежалого ФГ. Транспортирование ФГ в отвалы и его хранение связано с большими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, отчуждение больших площадей земли. Хранение ФГ в отвалах, даже при правильной их эксплуатации, наносит вред окружающей природной среде.

Анализ последних достижений и публикаций по данному вопросу

По результатам исследований авторов и анализа мирового опыта одним из наиболее перспективных направлений утилизации ФГ является стройиндустрия, где он может использоваться в качестве вторичного сырья вместо природного гипса, что позволит решить ряд экологических проблем производства минеральных удобрений.

Фосфогипс также целесообразно использовать при производстве гипсовых вяжущих и изделий на их основе, а также в цементной промышленности.

Цель работы – повышение экологической безопасности в районах размещения предприятий химической промышленности путём разработки экологически безопасной технологии комплексной переработки фосфогипса при использовании последнего в качестве сырья для производства строительных смесей на примере ОАО «Ровноазот»

Исследование

В данной работе рассматриваются отходы ОАО «Ровноазот» – ФГ, которые могут быть использованы в качестве основного вторичного сырьевого материала. ФГ – крупнотоннажный пастообразный отход

производства минеральных удобрений, пожаро- и взрывобезопасен, малотоксичен (класс опасности – 4), имеет серый цвет, гигроскопичен, слеживается, плотность – 1,2 г/см³. Химический состав представлен в табл. 1.

Таблица 1. Химический состав отходов фосфогипса, % масс.

№ образца	Компоненты						Влага гигроскоп.
	SO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	CuO	P ₂ O ₅	
1	45,7	28,5	0,3	0,1	3,4·10 ⁻³	2,6	15,2
2	46,8	31,5	0,1	0,1	1,8·10 ⁻³	1,7	15,4
3	47,9	27,3	Не обн.	<0,1	1,5·10 ⁻³	1,7	12,5
4	41,3	30,1	0,05	0,3	3,2·10 ⁻³	2,1	15,5

Результаты исследований на содержание водорастворимых компонентов в ФГ приведены в табл. 2.

Таблица 2. Результаты анализа проб фосфогипса на содержание растворимых соединений, % масс.

№ образца	CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₂	Fe ₂ O ₃	pH водной вытяжки
1	0,475	0,028	0,511	1,22	0,002	2,91
2	0,756	0,040	0,149	1,06	0,002	3,30
3	0,742	—	0,130	1,22	0,003	4,03
4	0,665	0,004	0,254	1,07	0,003	2,80
среднее	0,66	0,18	0,25	1,16	0,0025	3,26

По результатам исследований авторов и анализа мирового опыта одним из наиболее перспективных направлений утилизации ФГ является стройиндустрия, где он может использоваться в качестве вторичного сырья вместо природного гипса. Это по-

зволюет в значительной части решить экологические проблемы производства и региона, где расположены предприятия химической промышленности.

Кроме ФГ при производстве гипсового вяжущего ГВФ-4 дополнительными компонентами сырья и энергоресурсов являются: лигносульфанат сухой, известь строительная, вода, дизельное топливо, природный газ, сжатый воздух, электроэнергия. Расходы сырья и энергоресурсов на производство 5000 т гипсового вяжущего ГВФ-4 по разработанной авторами технологии приведены в табл. 3.

Таблица 3. Расход сырья и энергоресурсов на производство ГВФ-4

№	Наименование компонента	Расход на 1 т ГВФ-4	Расход годовой
1	Фосфогипс (с влажностью 14-20 %), т	1,25	6 250
2	Лигносульфанат сухой, т	2,0	10 000
3	Известь (сорт 2, CaO + MgO ≥ 80 %), т	1,25	6 250
4	Дизтопливо, т	0,001	5
5	Электроэнергия, кВт/ч	75	375 000
6	Природный газ, м³	130	650 000
7	Сжатый воздух, м³	70	350 000
8	Вода, м³	0,13	650

Для определения технико-экономических показателей получения гипсового вяжущего ГВФ-4, приняты затраты на 1 т сырья (ФГ в отвалах) и его доставку на установку для переработки в размере 5 грн. При использовании фосфогипсового вяжущего для производства сухих строительных смесей (ССС) кроме ФГ необходимым сырьем и энергоносителями являются песок (либо известняковая крошка), известь гашеная, эфирметилцеллюлоза, лигносульфанат сухой, газ природный, электроэнергия, сжатый воздух, дизтопливо. Расходы сырья и энергоносителей на производство СССР приведены в табл. 4.

Таблица 4. Расход сырья и энергоносителей на производство СССР

Наименование компонента	Расход на 1 т СССР	Расход годовой
Фосфогипсовое вяжущее, т	0,5	5 000
Песок (или известняковая крошка), т	0,47	4 700
Известь гашеная, т	0,027	270
Эфирметилцеллюлоза, т	0,002	20
Лигносульфанат, т	0,001	10
Природный газ, м³	18	180 000
Сжатый воздух, м³	21	210 000
Электроэнергия, кВт-ч	15	150 000
Дизтопливо, т	0,001	10

Организация производства обжигового гипсового вяжущего ГВФ-4 и СССР предлагается в пустующих производственных помещениях ОАО «Ровнозот». Размеры необходимого помещения составляют $48 \times 18 = 864 \text{ м}^2$. Для нормальной эксплуатации предлагаемого производства планируется его подключение к существующим заводским сетям энергоснабжения и использование существующих транспортных средств заводского автохозяйства предприятия.

Производство гипсового вяжущего ГВФ-4

На первом этапе производится нейтрализация легалого ФГ и получение из него кондиционного ФГ. Схема узла нейтрализации ФГ приведена на рис. 1.

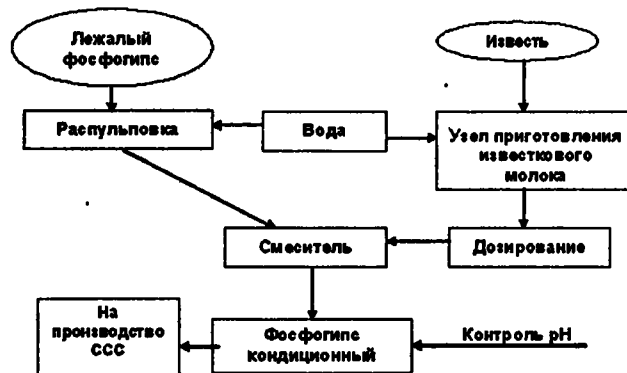


Рис. 1. Схема узла нейтрализации фосфогипса

Затем, ФГ кондиционный с влажностью 14-20 % поступает в бункер исходного сырья, далее дозатором подается в 2-х вальный смеситель (рис. 2).

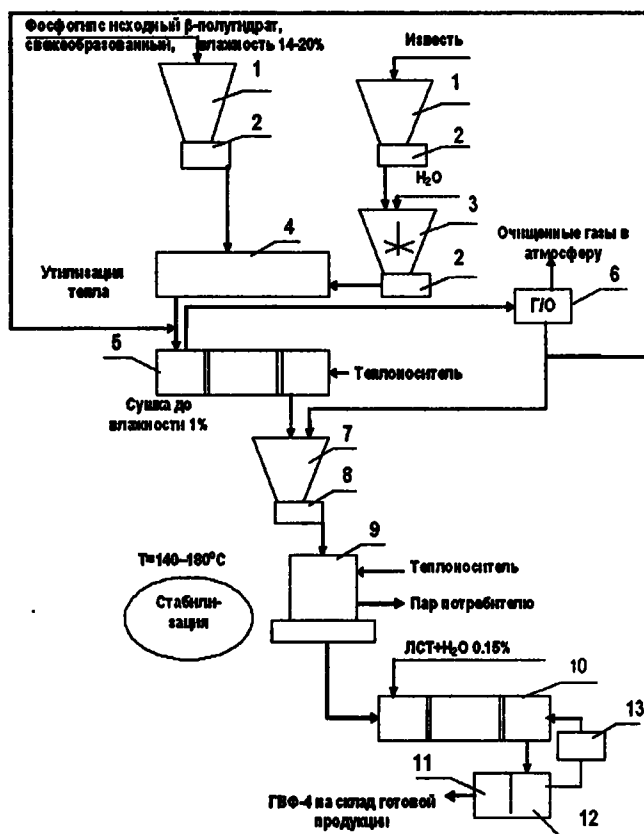


Рис. 2. Аппаратурно-технологическая схема процесса приготовления гипсового вяжущего ГВФ 4 по ДСТУ Б.В. 2.7-4-93

К рис. 1 Экспликация оборудования:

1 – бункер исходного сырья;	8 – питатель ленточный;
2 – дозатор весовой ленточный;	9 – котел гипсоварочный;
3 – промежуточный бункер извести;	10 – мельница шаровая;
4 – смеситель лопастной 2-х вальный;	11 – насос пневмовинтовой;
5 – сушильный барабан;	12 – грохот 2-х ситный;
6 – газоочистка 2-х ступенчатая;	13 – элеватор ковшевой.
7 – бункер промежуточный;	

Одновременно в смеситель подается гашеная известь. После тщательного смешивания в смесителе шихта поступает на сушку в сушильный барабан, где она подсушивается до 1 % влажности. Затем, при температуре 140-180 °С в гипсоварочном котле происходит стабилизация полученного продукта. После стабилизации продукт поступает в шаровую мельницу, где происходит его измельчение. Затем продукт поступает на грохот (или специальные сита), после чего, пневмонасосом транспортируется на склад готовой продукции. Объем производства гипсового вяжущего составляет 5000 т в год.

В табл. 5 приведено количество и стоимость основного технологического оборудования для производства обжигового гипсового вяжущего ГВФ-4.

Таблица 5. Стоимость основного технологического оборудования для производства обжигового гипсового вяжущего ГВФ-4.

№ п/п	Наименование оборудования	Кол-во, шт.	Стоимость, тыс. грн	
			Единицы	Общая
1	Смеситель лопастной 2-х вальный	1	20,0	20,0
2	Сушильный барабан	1	80,0	80,0
3	Котел гипсоварочный	1	65,0	65,0
4	Мельница шаровая	1	40,0	40,0
5	Дозатор весовой ленточный	3	4,0	12,0
6	Питатель ленточный	2	4,0	8,0
7	Бункера и металлоконструкции	–	–	40,0
8	Конвейер ленточный желобчатый В = 600, L _{общ} = 8 м	–	–	4,0
9	Конвейер скребковый, L _{общ} = 15 м	–	–	20,0
10	Элеватор ковшевой, L _{общ} = 5 м	2	17,0	34,0
11	Насос центробежный, Q=25 м³/ч, Н=10 м	1	4,0	4,0
12	Насос пневмовинтовой	1	20,0	20,0
13	Грохот 2-х ситный	1	16,0	16,0
14	Резерв на неучтенное оборудование	–	–	70,0
Всего:				433,0

Производство сухих строительных смесей
Аппаратурно-технологическая схема производства ССС приведена на рис. 3.

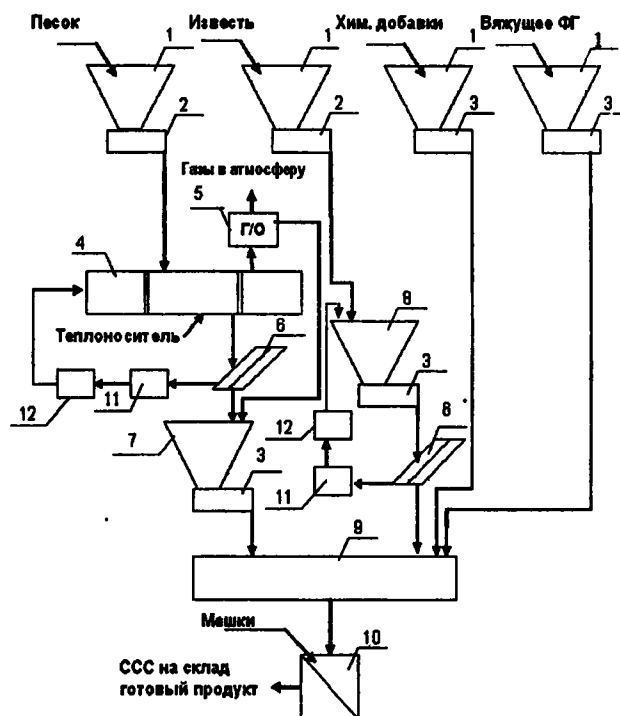


Рис. 3. Аппаратурно-технологическая схема приготовления ССС

Экспликация оборудования:

1 – бункер исходного сырья;	7 – бункер промежуточный для песка;
2 – питатель ленточный;	8 – бункер промежуточный для извести;
3 – дозатор весовой ленточный;	9 – смеситель лопастной 2-х вальный;
4 – сушильный барабан;	10 – упаковочная машина;
5 – газоочистка 2-х ступенчатая;	11 – мельница шаровая;
6 – грохот 2-х ситный;	12 – элеватор ковшевой.

Технико-экономические показатели организации производства гипсового вяжущего ГВФ-4 и сухих строительных смесей на его основе

А. Организация производства гипсового вяжущего ГВФ-4

1) Численность обслуживающего персонала и расходы на оплату труда.

Основной производственный персонал, чел./смену:

- рабочих – 11, мастер – 1.

Средняя заработная плата в месяц, грн.:

- рабочих – 1 500 грн. в месяц; мастеров – 1 900 грн. в месяц.

Всего в год, включая премию за год в размере месячной заработной платы:

рабочих: $1500 \times 13 \times 11 = 214500$ грн.; мастеров: $1900 \times 13 \times 1 = 24700$ грн.

Всего расходы на оплату труда – $O_t = 239\,200$ грн./г.

2) Себестоимость продукции приведена в табл. 6.

Таблица 6. Себестоимость производства 5 000 т ГВФ-4

№ пп	Статьи расходов	Обозначение	Сумма, грн/год
1	Расходы на сырье и энергоресурсы для производства ГВФ-4	$P_{\text{с}}$	1 644 880
2	Расходы на оплату труда персонала	$O_{\text{т}}$	239 200
3	Отчисления на соцстрах и др. фонды (36,8 % от $C_{\text{с}}$)	$O_{\text{с}}$	88 000
4	Амортизационные отчисления на оборудования (15 % от стоимости оборудования)	$A_{\text{об}}$	65 000
5	Расходы на ремонт оборудования (5 % от стоимости оборудования)	$P_{\text{р}}$	21 650
6	Расходы на обслуживание оборудования (1 % от стоимости оборудования)	$P_{\text{о}}$	4 300
7	Прочие расходы (5 % от $P_{\text{с}}+O_{\text{т}}+O_{\text{с}}+A_{\text{об}}+P_{\text{р}}+P_{\text{о}}$)	$\Pi_{\text{р}}$	103 200
Итого:			2 166 230

Себестоимость 1 т ГВФ-4: $C_{\text{ГВФ}} = 2\,166\,230 / 5\,000 = 433,2$ грн./т.

Б. Организация производства сухих строительных смесей на основе гипсового вяжущего ГВФ-4

1) Численность обслуживающего персонала и расходы на оплату труда.

Основной производственный персонал, чел./смену:

- рабочих – 7, мастер – 1.
- Средняя заработная плата в месяц, грн.:
- рабочих – 1 500 грн. в месяц;
- мастеров – 1 900 грн. в месяц.

Всего в год, включая премию за год в размере месячной заработной платы:

рабочих: $1500 \times 13 \times 7 = 136\,500$ грн;

мастеров: $1900 \times 13 \times 1 = 24\,700$ грн.

Таблица 8. Техничко-экономические показатели организации производства гипсового вяжущего ГВФ-4 и сухих строительных смесей

Наименование показателей	Производство гипсового вяжущего ГВФ-4	Производство сухих строительных смесей	Проект в целом
Годовой объем продукции, т	5 000	10 000	10 000
Численность работников, чел.	12	8	20
Себестоимость 1 т продукции, грн./т	433,2	435,6	435,6
Себестоимость годовая, тыс.грн./год	2 166	4 356	4 356
Годовой объем продаж, тыс.грн./год		5 500	5 500
Валовая прибыль, тыс.грн.	–	1 144	1 144
Чистая прибыль, тыс.грн.	–	858	858
Сметная стоимость строительства, тыс.грн.	703	621	1 324
Удельные капитальные затраты на 1 т продукции, грн./т	140,6	62,1	132,4
Срок окупаемости с момента выхода на проектную производительность, лет	–	–	1,5
Рентабельность, %	–	–	20,8

Всего расходы на оплату труда – $O_{\text{т}} = 161\,200$ грн./год.
2) Себестоимость продукции приведена в табл. 7.
Таблица 7. Себестоимость производства 10000 т CCC (на 2011 г.)

№ п/п	Статьи расходов	Обозначение	Сумма, грн/год
1	Расходы на сырье и энергоресурсы для производства CCC	$P_{\text{с}}$	3 836 830
2	Расходы на оплату труда персонала	$O_{\text{т}}$	161 200
3	Отчисления на соцстрах и др. фонды (36,8 % от $C_{\text{с}}$)	$O_{\text{с}}$	59 300
4	Амортизационные отчисления на оборудования (15 % от стоимости оборудования)	$A_{\text{об}}$	65 000
5	Расходы на ремонт оборудования (5 % от стоимости оборудования)	$P_{\text{р}}$	21 650
6	Расходы на обслуживание оборудования (1 % от стоимости оборудования)	$P_{\text{о}}$	4 300
7	Прочие расходы (5 % от $P_{\text{с}}+O_{\text{т}}+O_{\text{с}}+A_{\text{об}}+P_{\text{р}}+P_{\text{о}}$)	$\Pi_{\text{р}}$	207 400
Итого			4 355 680

Себестоимость 1 т сухих строительных смесей: $C_{\text{ССС}} = 4\,355\,680 / 10\,000 = 435,6$ грн./т.

Прогнозируемый объем реализации продукции – 10000 т по цене 550 грн./т

Объем продаж: $O_{\text{п}} = 10\,000 \times 550 = 5\,500\,000$ грн./год.

Общая валовая прибыль от производства ГВФ-4 и на его основе CCC:

$V_{\text{п}} = O_{\text{п}} - C_{\text{ССС}} = 5\,500\,000 - 435,6 \times 10\,000 = 1\,144\,000$ грн./год.

Налог на прибыль (25 % от $V_{\text{п}}$): $H_{\text{п}} = V_{\text{п}} \times 0,25 = 1\,144\,000 \times 0,25 = 286\,000$ грн./год.

Чистая прибыль: $\Pi_{\text{ч}} = V_{\text{п}} - H_{\text{п}} = 1\,144\,000 - 286\,000 = 858\,000$ грн./г.

Учитывая снижение капитальных затрат за счет использования существующих производственных и административных зданий, автотранспорта, а также снижение себестоимости конечной продукции вследствие использования гипсового вяжущего собственного производства, период окупаемости инвестиций с момента выхода производства ГВФ-4 и сухих строительных смесей на проектную производительность составит

$$P_0 = K_c / P_4 = 1\,324\,000 / 858\,000 \approx 1,5 \text{ года}$$

Технико-экономические показатели организации производства гипсового вяжущего ГВФ-4 и на его основе производства сухих строительных смесей приведенных в таблице 8.

Выводы и предложения

1. Предлагаемая комплексная переработка ФГ из отвалов ОАО «Ровноазот» и из отходов текущего производства минеральных удобрений, является высокоэффективным мероприятием, решающим одновременно проблему защиты окружающей природной среды от вредного воздействия на нее существующих отвалов.

2. Получение сухих строительных смесей из бросовых отходов производства минеральных удобрений является высоколиквидным мероприятием в условиях действующего предприятия ОАО «Ровноазот» и вместо убытков от хранения отходов производства в отвалах, дает дополнительную чистую прибыль предприятию 858 тыс. грн./год.

3. При наличии потребителей строительных изделий из сухих строительных смесей в этом регионе, их производство можно организовать с более высокой производительностью на другой площадке, что

позволит повысить эффективность использования бросовых отходов ОАО «Ровноазот».

4. Предлагаемое решение использования отходов производства минеральных удобрений, позволяет это производство сделать малоотходным.

Библиографический список

1. Парфенов О.Г. Фосфорсодержащие удобрения и экология. – Новосибирск: Изд-во ГПНТБ СО-АН СССР, 1990. – С. 80-86.
2. Фосфогипс и его исследование. Под ред. Эвенчика С.Д., Новикова А.А. – М.: Химия, 1990. – 338 с.
3. Киевский М.И. и др. Безотходные технологические схемы химических производств. – К.: Техника, 1987. – 169 с.
4. Касимов А.М., Леонова О.Е. Переработка фосфогипса для предприятий стройиндустрии // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2004. – № 6. – С. 207-209.
5. Ахмедов М.А., Атакузиев Т.А. Фосфогипс. Исследование и применение. – Ташкент: Изд-во «Фан», 1980. – 299 с.
6. Гипс и фосфогипс. Под ред. С.И. Вольфовича. – М.: Госхимиздат, 1958. – 351 с.
7. Касимов А.М., Решта Е.Е. Современные системы управления промышленными отходами в отечественной и мировой практике // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2010. – № 4. – С. 11-16.

Поступила 11.04.2013



Уважаемые читатели!

**У Вас есть возможность оформить подписку изданий
ООО «Укрметаллургинформ «НТА» на второе полугодие 2013 г.:**

Индекс: 74311

- журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» на русском языке;

Индекс: 49501

- журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» на русском языке, CD-ROM;

Индекс: 49502

- журнал "Metallurgical and mining industry" на английском языке.

**через каталог «Изданий Украины», каталог России «Газеты. Журналы»
и через редакцию журнала.**

Редакция:

**ул. Дзержинского, 23, г. Днепропетровск, Украина, 49027,
к/т 056-744-81-66; т/ф 0562-46-12-95.**

Обоснование применения электроциклона для очистки пылевых выбросов металлургических предприятий

Обоснована перспективность создания универсальных высокоэффективных пылеулавливающих установок путем модернизации имеющегося базового оборудования промышленных предприятий. Разработана простая в изготовлении конструкция электроциклона на базе стандартного циклона ЦН-15-200. Расчет эффективности очистки газов от пыли в электроциклоне выполнен с помощью специальной методики, учитывающей изменение размеров частиц пыли в пределах каждой фракции. Проведенными расчетами показано, что применение электроциклона данной конструкции позволяет увеличить осаждение мелких фракций пыли на 10-20 % по сравнению с обычным циклоном. Предлагаемая конструкция электроциклона может быть использована для очистки пылевых выбросов в металлургическом производстве. Ил. 2. Табл. 2. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: очистка газов, пылеулавливающее оборудование, циклон, модернизация, электроциклон, эффективность, расчет

Proved promising for creating universal high-performance dust extraction systems by upgrading the existing basic equipment of industrial enterprises. A simple design to manufacture elektrotsiklona based on standard operation cyclone-15-200. The calculation of the efficiency of purification of gases from dust elektrotsiklone is made using a special technique that takes into account the change of particle size within each faction. Calculations have shown that the use of elektrotsiklona this design allows you to increase the deposition of fine dust fractions by 10-20% compared with a conventional cyclone. The proposed design elektrotsiklona can be used to clean dust emissions in the steel industry.

Keywords: cleaning gases, dust collection equipment, cyclone, modernization, elektrotsiklon, efficiency, calculation.

Введение

Снижение объемов пылевых выбросов является особенно актуальной проблемой для крупных городов и агломераций с высокой концентрацией промышленных объектов. Так, на территории Днепропетровской области расположены 9 тысяч промышленных предприятий, из которых более 1000 – предприятия металлургического комплекса [1]. В 2011 г. суммарные выбросы вредных веществ и пыли в атмосферу здесь составили 1157,883 тыс. т, что составляет более 15 % общеукраинских [2]. Особую опасность представляют мелкие (10 мкм и менее) частицы, которые плохо улавливаются очистными установками и долго находятся в воздухе. Поэтому сокращение количества этих выбросов имеет большое экономическое и экологическое значение.

Для очистки отходящих газов от пыли на предприятиях используют различное пылеулавливающее оборудование. Если применяемые аппараты не позволяют достичь требуемой степени улавливания пыли, применяют очистку из двух и более ступеней с помощью аппаратов различных типов. Один из них, например, циклон выполняет предварительную грубую очистку, а второй – электрофильтр или рукавный фильтр – финальную тонкую. Такая система требует согласованной работы очистного оборудования, слаженного управления всеми аппаратами и высокой квалификации обслуживающего персонала. Это уве-

личивает расходы, однако не всегда гарантирует требуемую степень очистки.

Применяемое на предприятиях пылеулавливающее оборудование на сегодняшний день во многих случаях устарело, часто работает неэффективно, имеет большое количество отказов и нуждается в модернизации или замене. Однако в условиях экономического кризиса полная замена устаревших аппаратов на современные не представляется возможной из-за высокой стоимости новых установок.

Перспективным и экономически целесообразным вариантом повышения степени очистки пылевых выбросов является модернизация используемого оборудования путем комбинирования нескольких механизмов очистки в одном аппарате. Это позволит использовать скрытые резервы пылеулавливающих установок, обойтись без дорогостоящей замены всего оборудования, пуска-наладки, обучения персонала, и, в перспективе, отказаться от традиционной двухступенчатой системы газоочистки.

Постановка задачи

В связи с ужесточением требований по охране атмосферного воздуха становится актуальным создание универсальных пылеуловителей – надёжных и высокоэффективных установок, способных обеспечить санитарные нормы выбросов пыли в атмосферу при условии умеренных затрат на их разработку, изготовление и эксплуатацию.

Разработка схемы электроциклона

За основу универсального аппарата был взят циклон как наиболее распространенное пылеулавливающее устройство в промышленности, применяемое в основном для грубой очистки от пыли. Простота конструкции позволяет изготавливать циклон непосредственно на производстве. Преимуществами циклонов являются их сравнительно малые габариты, высокая производительность, небольшая металлоемкость, надежность, однако они малоэффективны при осаждении мелких фракций пыли.

Эффективность пылеулавливания в циклоне можно повысить за счет создания в нем сильных

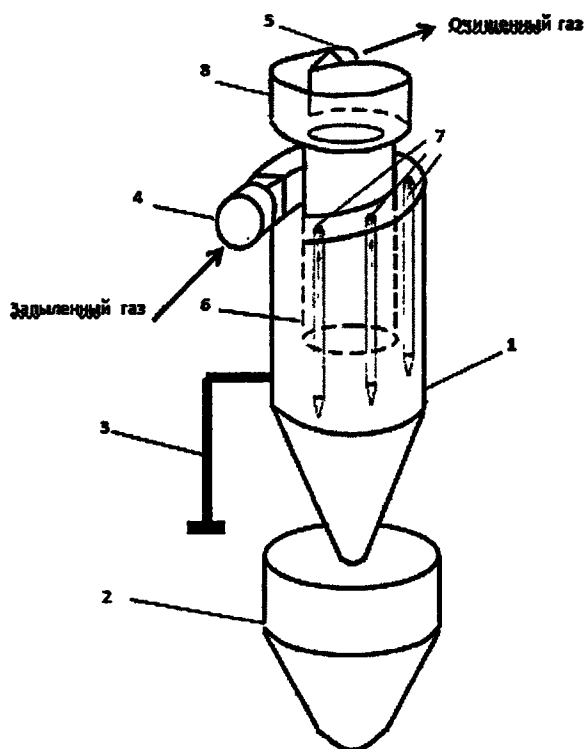


Рис. 1. Электроциклон: 1 – корпус; 2 – бункер; 3 – заземление; 4 – входной патрубок для ввода газового потока; 5 – выходной патрубок для выхода очищенного газа; 6 – выхлопная труба; 7 – коронирующие электроды; 8 – улитка

электрических полей путем введения конструктивных элементов электрофильтра. Таким образом, в предлагаемом аппарате частицы пыли осаждаются в результате совместного действия гравитационных, центробежных и электрических сил.

Работы по созданию эффективного центробежно-электрического пылеуловителя ведутся длительное время, независимо в разных странах. На сегодняшний день существует ряд конструкций электроциклонов, как в виде патентов [3], так и готовых образцов [4], отличающихся друг от друга формой, размерами, применяемыми осадительными и коронирующими элементами, характеристиками электрического поля и т. д.

Электроциклоны, созданные на базе прямо-точных циклонов, как правило, имеют худшие

техничко-экономические показатели, что связано с особенностями их конструкции. В электроциклонах на базе противоточных циклонов вносимые элементы (дополнительные осадительные и коронирующие электроды, газораспределительные решетки, завихрители потока и т.д.) ухудшают аэродинамику, повышают гидравлическое сопротивление, значительно усложняют конструкцию. Это повышает их стоимость, сложность изготовления, металлоемкость и служит препятствием для успешного внедрения таких электроциклонов в производство.

Задача исследования состоит в создании надежного и технологичного электроциклона с низкой металлоемкостью и высокой степенью очистки от пыли на основе модернизации базового циклона непосредственно на производстве, с минимальным внесением переделок в конструкцию. За основу разработки был взят стандартный циклон ЦН-15, в который добавлены элементы конструкции электрофильтра.

Согласно предлагаемой схеме (рис. 1), в корпусе электроциклона через равные промежутки расположены коронирующие электроды, выполненные в виде шестигранника с заостренным нижним концом. Создаваемое ими электрическое поле охватывает всю цилиндрическую часть циклона от входного патрубка до конической части. Это увеличивает время пребывания частиц пыли в электрическом поле, что повышает степень очистки.

Грани электродов представляют собой продольные коронирующие ребра. Применение электродов с нефиксированными разрядными точками позволяет улучшить вольтамперные характеристики и создать электрическое поле одинаковой напряженности вдоль всей его длины. Заостренные концы электродов также являются разрядными точками. Они создают дополнительные силовые линии электрического поля, направленные вниз, что позволяет заряжать мелкодисперсные частицы пыли, которые выносятся из бункера циклона восходящим потоком газа и отбрасываются их в нисходящий поток газа на корпус циклона.

Коронирующие электроды закреплены в верхней части корпуса и подключены через изоляторы к источнику высокого напряжения отрицательного потенциала. Изоляторы коронирующих электродов проходного типа устанавливаются на винтовой крышке циклона с помощью специального герметичного фланца, выполненного из электроизоляционного материала. Это позволяет исключить электрические пробой на корпус и подсос воздуха, что также способствует повышению степени очистки газа. Корпус электроциклона заземляется с помощью специальных опор.

Электроциклон работает следующим образом. Поток запыленного газа, войдя в корпус 1 через входной патрубок 4, попадает в межэлектродный

зазор, закручивается и движется вниз по спирали, одновременно заряжаясь в электрическом поле большой напряженности. Крупные частицы пыли под действием центробежных и электрических сил отбрасываются на стенки корпуса 1, отдают свой заряд, движутся в нисходящем потоке и оседают в бункер 2. Мелкие частицы пыли под воздействием электрического поля ионизируются, при столкновении образуя крупные частицы – агломераты, и также отбрасываются к стенкам корпуса 1. Благодаря длине и форме коронирующих электродов 7 электрическое поле действует на весь рабочий объем циклона.

Восходящий поток газа, поднимаясь из бункера 2, получает дополнительную электризацию благодаря заостренным концам коронирующих электродов 7, находящихся ниже выхлопной трубы 6. Высокодисперсные частицы, которые выносятся потоком газа из бункера, повторно электризуются, отбрасываются от коронирующих электродов 7 к стенкам циклона и снова ссыпаются в бункер 2.

Непрерывная очистка пыли с поверхности корпуса циклона 1 в бункер 2 благодаря центробежным силам практически исключает накопление пыли у осадительной поверхности и возникновение обратной короны. С целью обеспечения высокой степени очистки газа поддерживается его устойчивый расход через электроциклон, а также постоянный потенциал напряжения на электродах. Необходимо отметить, что входная запыленность может изменяться в широких пределах, поэтому, в отличие от электрофилтра, резкое повышение запыленности газа не приводит к запырению короны.

Расчет эффективности электроциклона

Теоретический расчет эффективности пылеулавливания является сложной задачей ввиду того, что в процессе очистки на частицы пыли действуют гравитационные, центробежные и электрические силы, которые накладываются друг на друга. К настоящему времени разработан ряд соответствующих методик, которые учитывают особенности различных электроциклонов [5]. Однако, в силу конструктивных отличий предложенной схемы, известные формулы не могут быть непосредственно использованы в данном случае.

Методика расчета эффективности предложенного электроциклона основана на принципе максимума показателей эффективности очистки, производимой центробежным и электрическим способом. В этом случае расчет эффективности пылеулавливания проводится независимо для циклонной части и в режиме электроциклона, а результирующая эффективность равна максимуму, достигаемому одним из способов.

При расчетах предполагается, что внесение тонких коронирующих электродов не приводит к большой турбулизации потока очищаемого газа.

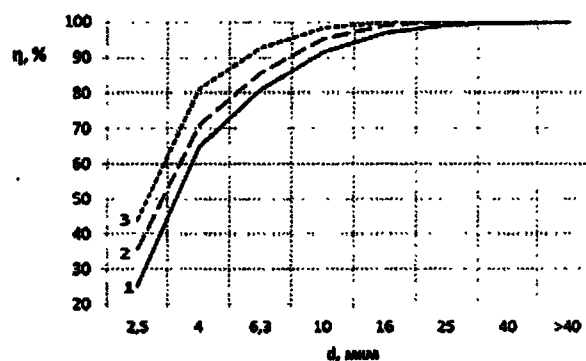
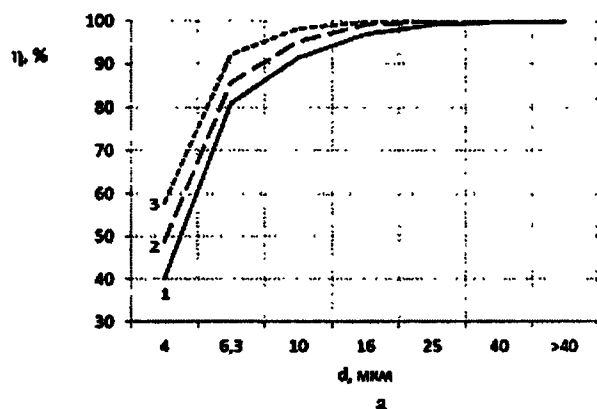
Так, критериальное число Рейнольдса для скорости газа 3 м/с и диаметра электрода 2 мм составит около 300, что не окажет большого влияния на гидравлическое сопротивление циклона. Расчет циклонной части производился с использованием методики НИИОГАЗа [6], при расчете электрической части использовалась методика на основе расчета трубчатого электрофилтра [7].

В этих методиках используются соотношения коэффициента эффективности очистки h как функции от размера частиц пыли d , т.е. $h(d)$. При расчете фракционного коэффициента очистки авторами предложено интегрально учитывать распределение частиц по размерам в пределах каждой фракции. Тогда для фракции, предельные размеры частиц которой составляют d_1 и d_2 ($d_1 < d_2$), коэффициент эффективности очистки вычисляется в виде

$$\eta_{12} = \frac{1}{d_2 - d_1} \int_{d_1}^{d_2} \eta(\xi) d\xi \quad (1)$$

Общий коэффициент очистки, как центробежной, так и электрической, рассчитывается путем суммирования фракционных коэффициентов с учетом процентного содержания каждой фракции.

Расчет эффективности электроциклона предложенной конструкции выполнен при следующих параметрах: диаметр циклонной части 200 мм, условная скорость газа в аппарате 3,5 м/с, рас-



6

Рис. 2. Фракционный коэффициент очистки: а) пыль № 1, б) пыль № 2. Номера кривых соответствуют режимам очистки (табл. 2)

ход 400 м³/ч, газовая среда воздух, температура 96 °С. Расчеты проводились для двух видов типов пыли (табл. 1) с различными физико-химическими свойствами, аналогичными пылям металлургического производства: 1) плотность 4000 кг/м³, медиана распределения $d_{50} = 45$ мкм, дисперсия $s = 3,91$, 2) плотность 2600 кг/м³, $d_{50} = 12$ мкм, $s = 3,42$. Расчет эффективности улавливания образцов пыли в электроциклоне производился для двух режимов: без подачи напряжения (режим циклона), а также при подаче на коронирующие электроды напряжения 35 и 55 кВ.

Таблица 1. Фракционный состав пылей

Содержание, %	Размер частиц, мкм						
	<2,5	2,5–4	4–6,3	6,3–10	10–16	16–25	25–40
Пыль № 1	4,1	2,9	6	8,5	11	14	53,5
Пыль № 2	10	7	10	13	20	21	14

Результаты расчета (рис. 2) показывают, что добавление электрического поля повышает степень очистки мелких фракций пыли размером до 10 мкм на 10–20 %. При этом общий коэффициент эффективности очистки увеличивается на 2–6 % в зависимости от типа пыли (табл. 2). В промышленных условиях это позволит существенно снизить выбросы мелких, трудно улавливаемых фракций пыли.

Таблица 2. Коэффициент эффективности очистки пыли, %

Режим аппарата	Пыль № 1	Пыль № 2
Циклон	96,09	86,22
Электроциклон, напряжение 35 кВ	97,12	89,31
Электроциклон, напряжение 55 кВ	97,94	92,10

Для практической проверки проведенных расчетов эффективности электроциклона и исследования процесса центробежно-электрической очистки авторами проводятся исследования на опытно-лабораторной установке. Кроме того, предложенная конструкция электроциклона проходит процедуру патентования.

Выводы

Обоснована перспективность модернизации существующего оборудования пылеочистки путем внесения конструктивных элементов электрофилтра в циклон ЦН-15, взятый в качестве базового. Предложена схема электроциклона, в которой используется центробежный и электри-

ческий механизмы осаждения взвешенных частиц, что позволяет повысить степень очистки запыленных газов от пыли мелких фракций.

Проведенными расчетами показано, что введение электрического поля в стандартный циклон повышает общий коэффициент эффективности очистки на 2–6 %. Для мелких фракций размером до 10 мкм фракционный коэффициент эффективности увеличивается на 10–20 %. Таким образом, предлагаемый электроциклон по эффективности приближается к электрофилтрам при значительно меньших габаритах, стоимости, металлоемкости и мощности агрегатов электропитания.

Простота конструкции электроциклона позволяет модернизировать циклоны на различных производствах или изготавливать непосредственно на площадках предприятий, выбрасывающих большие объемы пыли.

Библиографический список

1. Екологічний паспорт Дніпропетровської області. - Дніпропетровськ: Державне управління ОНПС в Дніпропетр. обл., 2012. - 135 с.
2. Регіональна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Дніпропетровській області за 2011 рік. - Дніпропетровськ: Державне управління ОНПС в Дніпропетр. обл., 2012. - 193 с.
3. Пат. 2306182 Российская Федерация, МПК⁷ В03 С 3/15. Электроциклон // Кочетов О.С., Кочетова М.О.; заявитель и патентообладатель Кочетов О.С. - № 2006112924/15; заявл. 19.04.2006; опубл. 20.09.2007, Бюл. № 26.
4. Электроциклоны ЭНВКЦ, ЭНВГК.: <http://www.mahp.ustu.ru/index6.html>
5. Петров В.А. К вопросу расчета степени очистки в электроциклоне / Петров В.А., Инюшкин Н.В. - Вестник ТГТУ. - 2010. - Т. 16, №4. С. 841–847.
6. Циклоны НИИОГАЗ. Руководящие указания по проектированию, изготовлению, монтажу и эксплуатации. - Ярославль: Всесоюзное объединение по очистке газов и пылеулавливанию, 1970. - 96 с.
7. Ужов В.Н. Очистка промышленных газов электрофилтрами. - М.: Химия, 1967. - 344 с.

Поступила 19.03.2013



Разработка оптимальных технических решений при строительстве установок для вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи на действующих предприятиях

Модернизация доменного производства с внедрением технологии вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи (ДП) позволяет сократить потребление природного газа в доменном переделе на 80 %, а также на 20-25 % снизить расход кокса при выплавке чугуна.

Размещение новых установок для вдувания ПУТ в условиях действующих доменных цехов на стадии разработки проектной документации требует детальной вариантной проработки с целью выбора наиболее оптимального варианта.

В основу проектных решений при размещении пылеприготовительного отделения (ППО) поставлена задача – сократить расстояние между участками приготовления угольной пыли и её потреблением, при этом обеспечить технологичность строительства новых объектов в условиях действующего предприятия.

Поставленная задача решается тем, что строительство ППО предусматривается в доменном цехе, на месте выведенных из эксплуатации и демонтируемых ДП или других объектов, на оптимальном расстоянии от действующих ДП.

Осуществление принятых решений позволяет сократить пути подачи угольной пыли в действующие ДП, снизить объёмы строительно-монтажных работ и стоимость строительства, осуществить строительство комплекса ПУТ без потерь производства чугуна в доменном цехе. Ил. 2.

Ключевые слова: модернизация, доменный цех, размещение ПУТ, экономия энергоресурсов, снижение затрат

Modernization of the blast furnace technology with the introduction of pulverized coal injection (PCI) in blast furnace (BF) can reduce the consumption of natural gas in the blast at the redistribution of 80% and a 20-25% reduction in coke consumption in the smelting of iron.

The deployment of new systems for pulverized coal injection in blast furnaces operating at the stage of development of project documentation requires a detailed study of the variant in order to select the most optimal option.

The basis of the design decisions when placing coal-pulverizing offices (PPO) task - to reduce the distance between the sections of pulverized coal preparation and consumption, while ensuring adaptability to the construction of new facilities at the operating company.

The problem is solved by the construction of middleware provides a blast furnace plant, the site of the decommissioned and dismantled DP or other objects at the optimal distance from the existing DP.

Implementation of the decisions taken can reduce the delivery path of coal dust into the existing PD, reduce the volume of construction works and the cost of construction, carry out construction of the ITB without loss of iron in the blast furnace.

Keywords: modernization, blast furnace workshop, ITB placement, saving energy, reducing costs.

Повышение цен на природный газ, нефть и кокс привело к тому, что многие промышленные предприятия находятся сегодня в затруднительном положении. Основной причиной этого является неготовность предприятий к такому повышению, несмотря на предупреждения учёных и экспертов о его неизбежности.

Данная проблема, в первую очередь, касается отечественного металлургического комплекса, который является одним из крупнейших в мире и, в то же время, наиболее технически отсталым.

Украинские металлургические предприятия представляют собой огромный рынок для технического перевооружения. Специалисты отрасли выделяют три основных, но капиталоемких на-

правления модернизации оборудования на металлургических заводах и комбинатах страны, которые позволят существенно уменьшить зависимость отрасли от импорта природного газа и тем самым снизить затраты на энергоресурсы.

Первое направление - модернизация доменного производства с внедрением технологии вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи (ДП), что позволит сократить потребление природного газа в доменном переделе на 80 %, а также на 20-25 % снизить расход кокса при выплавке чугуна.

В настоящее время на доменное производство чугуна расходуется 40 % природного газа, потребляемого металлургами. До недавнего времени

пылеугольное вдувание использовалось только на Донецком металлургическом заводе. В октябре 2010 г. была введена в эксплуатацию установка для вдувания ПУТ в ДП №№ 2, 3, 4 и 5 в ОАО «МК «Запорожсталь».

В европейских странах практически отказались от использования газа в ДП. Исходя из этого, важным направлением в доменном производстве является отказ от использования газа и переход на ПУТ.

Второе направление - отказ от мартеновского способа и переход на кислородно-конвертерный и электродуговой способы производства стали. Доля стали, выплавляемой в Украине мартеновским способом, составляет более 45 %.

В России мартеновским способом выплавляется около 20 % стали, в Китае лишь 7 %, а такие крупные производители металла как США, Япония и Германия уже не используют мартеновские печи.

Третье направление - применение машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). В Украине только 30 % стали разливается непрерывным способом, хотя в развитых индустриальных странах этот показатель приближается к 100 %.

Специалисты Украинского института по проектированию металлургических заводов (ГП «Укрспромез», Днепропетровск), которые разработали проекты строительства установок ПУТ в ОАО «МК «Запорожсталь» и ПАО «Енакиевский МЗ» («ЕМЗ»), отмечают, что основная цель вдувания ПУТ в ДП – экономия таких энергоресурсов как кокс и природный газ.

Суть проектов состоит в том, что к ДП пристраивается установка, которая измельчает уголь (до микронов) и вдувает его в горн. Таким образом, из технологического процесса полностью исключается природный газ, который сегодня расходуется в объёме 80-110 м³ на тонну чугуна, кокс экономится в объёме 50-60 кг на тонну продукции.

Оптимальная схема компоновки объектов комплекса ПУТ на территории действующего металлургического завода предполагает размещение пылеприготовительного отделения (ППО) в непосредственной близости к доменным печам, что сокращает пути подачи угольной пыли в ДП. Такое размещение является достаточно сложной задачей. Трудность её заключается в следующем:

- район доменного цеха представляет собой площадку с плотной застройкой действующими зданиями и сооружениями;

- наличие в зоне строительства непрерывного технологического процесса подачи сырья в ДП и выдачи из ДП чугуна и шлака;

- строительные площадки пересекаются с разветвлённой сетью действующих подземных и наземных энергетических коммуникаций;

- отсутствуют свободные площадки для установки монтажных кранов и размещения строительных грузов на период возведения проектиру-

емых объектов;

- непростые гидрогеологические и грунтовые условия строительной площадки, которые в значительной степени определяют конструктивные решения и способы строительства.

Выше перечисленные условия площадки вызывают определённые проблемы в обеспечении технологичности строительства.

В настоящей статье рассмотрен опыт проектирования и строительства комплекса «Установки для вдувания пылеугольного топлива в доменные печи» в ОАО «МК «Запорожсталь» и ПАО «ЕМЗ».

ОАО «МК «Запорожсталь»

В настоящее время доменный цех ОАО «МК «Запорожсталь» состоит из четырёх ДП – №№ 2, 3, 4 и 5, работа которых осуществляется с вдуванием природного газа.

В соответствии с заданием Заказчика проектная документация на строительство комплекса устройств для приготовления и вдувания ПУТ в ДП в условиях действующего доменного цеха была разработана проектным институтом ГП «Укрспромез» с привлечением контрагентских проектных организаций.

Выбор площадок для строительства объектов комплекса «Установки для вдувания пылеугольного топлива в доменные печи» выполнен на основании требований технологии, оптимальных транспортных связей, минимальных объёмов работ по сносам и переносам. Объекты комплекса размещены на двух площадках завода.

Подготовка сырья для ПУТ производится на базисном складе угля, который размещён на существующей площадке в районе станции Запорожье-Левое на расстоянии 8,5 км от доменного цеха. Для строительства новых объектов подготовки сырья потребовалась ликвидация существующих складов песка и угля для аглофабрики, попадающих в зону строительства. Строительство объектов базисного склада угля на данной площадке не представляет особой сложности и в данной статье не рассматривается.

Подача сырья с базисного склада в доменный цех производится железнодорожным транспортом.

Для размещения объектов центрального узла - установки пылеугольного топлива (ППО) с приёмным устройством - выбрана площадка, образовавшаяся после демонтажа ДП № 1. Строительство приёмного устройства угля предусматривается на месте переустраиваемой бункерной эстакады в пределах участка, который эксплуатировался с ДП-1. Приёмное устройство - оперативный склад, обеспечивающий бесперебойное снабжение углём ППО.

По условиям генплана площадка со всех сторон ограничена действующими зданиями и сооружениями доменного цеха, что в значительной степени затрудняет организацию работы монтажных кранов в процессе строительства объектов. Кроме

того, в габарит нового строительства попали существующие сооружения, подлежащие демонтажу.

В разработке строительной части проекта принимали участие:

- ГП «Укрспром» (Днепропетровск) - технологические, энергетические и архитектурно-строительные решения основных объектов;
- ЗАО «Укрстальпроект» (Днепропетровск) - проект стальных и железобетонных конструкций;
- ОСК «ДПСК» (Днепропетровск) - проект стальных конструкций.

Проектные решения по устройству оснований и фундаментов приняты, исходя из следующих условий площадки строительства:

- согласно инженерно-геологическим изысканиям площадка строительства сложена грунтами лёссовой серии – суглинками и лёссами значительной мощности, непригодными в качестве основания фундаментов;
- по гидрогеологическим условиям площадка характеризуется высоким уровнем подземных вод и высокой агрессивностью воды-среды к бетонам на обычном портландцементе;
- плотная застройка площадки существующими плитными фундаментами, в том числе фундаментными плитами действующей части сооружения бункерной и въездной эстакады, а также существующего водоводного тоннеля.

В строительной части проекта по основным объектам центрального узла (ППО с приёмным устройством) были приняты следующие решения:

- все фундаменты под опорные конструкции с динамическими и статическими нагрузками от железнодорожного транспорта и бункеров с углем выполнены на свайном основании из буронабивных свай диаметром 800–1200 мм и длиной 27–33 м;
- длина и диаметр свай обусловлены глубоким залеганием сваенесущего слоя – суглинка от полутвёрдой до твёрдой консистенции;
- устройство свай предусмотрено в обсадных трубах;
- в качестве основания фундаментов пространственных сооружений (узел грохочения и тоннель) принята шлаковая подушка;
- фундаменты под колонны каркаса ППО и фундаменты под мельницы – монолитные железобетонные на свайном основании из сборных составных свай общей длиной 24 м и сечением 400×400 мм;
- тоннель от узла грохочения до ППО запроектирован в виде монолитного железобетонного короба с внутренним сечением 3,6×2,2 (Н) м. Толщина стен – 300 мм, толщина плиты перекрытия и днища – 450 мм.

ППО решено в стальном каркасе по рамно-связевой схеме. Пространственная устойчивость каркаса обеспечивается защемлением колонн в фундаментах в плоскости рам, постановкой вертикальных связей между колоннами в продольном

направлении, жёсткими дисками рабочих площадок и покрытия по высоте здания. Высота ППО составляет 67,0 м.

Для реализации принятых конструктивных решений была разработана проектно-технологическая документация в составе проекта организации строительства (ПОС) и проекта производства работ (ППР).

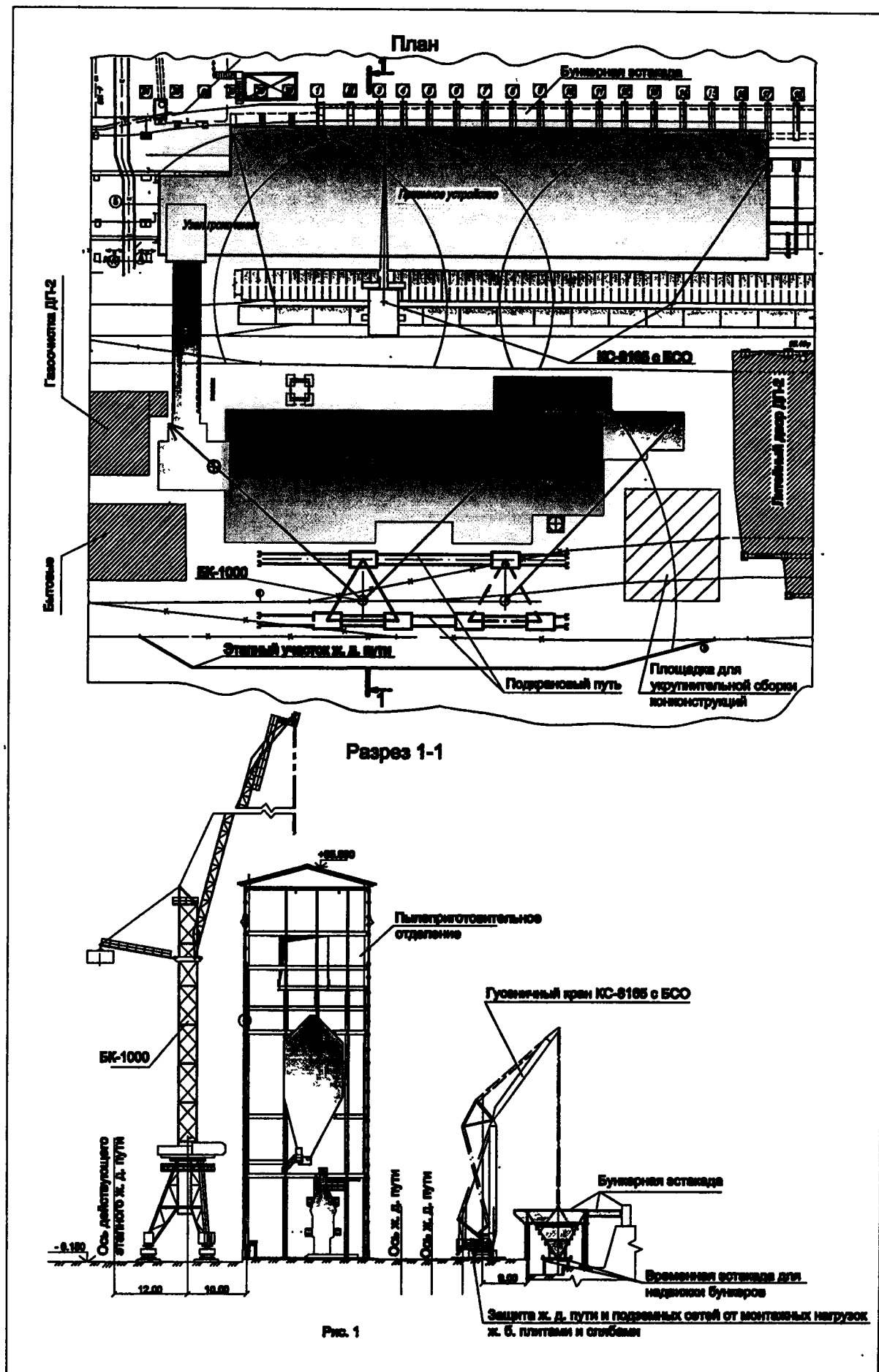
ПОС разработан ГП «Укрспром», ППР – ООО ПКБ «Стальмонтаж» (Днепропетровск).

Исходя из условий площадки и принятых конструктивных решений строительство объектов центрального узла осуществлялось в два периода: подготовительный и основной. В составе подготовительного периода были выполнены следующие работы:

- поэтапное закрытие и переустройство действующих железнодорожных шлаковозных и чугуновозных путей, в том числе для установки монтажных кранов;
- переустройство энергетических коммуникаций – водоводного тоннеля, шламопровода, электрокабельного тоннеля;
- реконструкция бункерной эстакады на время строительства приёмного устройства угля с закрытием движения по железнодорожным путям на данном участке эстакаде;
- изменение схемы подачи сырья на действующие ДП №№ 2-5 по железнодорожным путям на бункерной эстакаде;
- изменение схемы выдачи шлака в сторону ДП-5;
- разборка административно-бытового корпуса, служебных помещений доменного цеха и других объектов, попадающих в зону нового строительства.

После выполнения подготовительных работ строительство ППО с приёмным устройством осуществлялось по следующей схеме:

- выполнение свайных оснований и фундаментов на участках ППО и приёмного устройства (район бункерной эстакады), включая строительство перегрузочного узла № 2 (ПУ-2), с креплением вертикальных откосов и примыкающих существующих фундаментов шпунтовой стеной;
- монтаж конструкций и оборудования приёмного устройства угля с узлом грохочения и восстановление бункерной эстакады на этом участке;
- монтаж мельниц стреловыми кранами грузоподъёмностью 100 т;
- монтаж металлоконструкций каркаса здания и оборудования ППО до отметки +25.000 стреловыми кранами грузоподъёмностью 100 т;
- установка крана БК-1000;
- совместный монтаж металлоконструкций каркаса и оборудования ППО краном БК-1000 с отметки +25.000 до проектной отметки;
- строительство тоннеля от узла грохочения до ПУ-2 у ППО открытым способом с демонтажом и восстановлением шлаковозных железнодорож-



ных путей на этом участке.

На участках, где проектируемые сооружения заглублены ниже уровня грунтовых вод, были предусмотрены мероприятия по строительному водопонижению.

Организационно-технологическая схема строительства объектов центрального узла поясняется рис. 1.

Характерной особенностью строительства установки ПУТ на площадке ОАО «МК «Запорожсталь» является размещение центрального узла в пределах территории доменного цеха на площадке, образованной после демонтажа ДП № 1 (крайней в доменном цехе).

Это позволило:

1) значительно сократить затраты на сносы и переносы существующих коммуникаций, зданий и сооружений;

2) поэтапно изменить схему перемещения технологических грузов в доменном цехе на период строительства установки ПУТ без остановки существующей транспортной схемы;

3) осуществить строительство установки ПУТ в условиях действующих ДП без остановки технологических процессов в доменном цехе.

Технико-экономические расчёты, выполненные в проекте, показали, что при вдувании в ДП ПУТ стал возможным отказ от технологического природного газа и получение значительной экономии кокса, благодаря чему обеспечивается высокая эффективность предлагаемой в работе технологии доменной плавки.

Технические решения, принятые в проекте, позволяют снизить энергозатраты на производство чугуна до уровня лучших показателей в отрасли.

ПАО «Енакиевский металлургический завод»

В настоящее время доменный цех ПАО «ЕМЗ» состоит из трёх ДП – №№ 1, 3 и 5, работа которых осуществляется с вдуванием природного газа.

В апреле 2012 г. ГП «Укрспроммет» с привлечением контрагентских проектных организаций разработал проект «Установки для вдувания пылеугольного топлива в доменные печи №№ 1, 3 и 5», который получил положительное заключение экспертизы.

В настоящее время ведётся подготовка по разработке рабочей документации. В соответствии с заданием Заказчика в проекте рассмотрен комплекс мероприятий по переводу доменного цеха на вдувание ПУТ в горны всех ДП с целью полного отказа от использования природного газа. Объекты комплекса размещены на двух площадках в пределах территории завода.

Комплекс сооружений склада угля размещён с восточной стороны эстакады рудного двора аглофабрики на территории звенооборочной базы с путевой машинной станцией и различными пристройками, которые будут демонтированы до начала строительства новых объектов.

Для подачи угля со склада на ППО предусмотрена галерея трубчатого конвейера длиной 695,64 м, которая проходит по территории завода в увязке с существующими зданиями, эстакадами, галереями и подземными сетями.

Площадка для размещения центрального узла ПУТ (ППО, распределительные станции ДП №№ 3 и 5, электропомещение, бойлерная) расположена на участке между ДП № 3 и № 5. В прошлом площадка была занята объектами выведенной из эксплуатации ДП № 4. К началу строительства новых объектов все объекты ДП № 4, включая фундаменты, будут демонтированы.

Площадка весьма стесненна и ограничена:

- с севера - бункерной эстакадой доменного цеха;

- с юга - путевым развитием доменного цеха;

- с востока - ДП № 3;

- с запада - ДП № 5.

После размещения проектируемых объектов центрального узла на площадке практически отсутствуют места для установки монтажных кранов на период строительства.

В соответствии с Заданием на разработку проекта строительство установки вдувания ПУТ в ДП №№ 1, 3 и 5 предполагается осуществить в два пусковых комплекса (далее ПК-1 и ПК-2). В составе ПК-1 осуществляется строительство всех объектов комплекса для пуска первого контура помола, вдувания ПУТ в горны ДП №№ 3 и 5 (с установкой одной валковой мельницы). В составе ПК-2 предусматривается завершение строительства здания ППО с установкой второй валковой мельницы, строительство распределительного устройства ПУТ и системы пневмотранспорта, пылепроводов и трубопроводов для пуска второго контура помола, вдувания ПУТ в горны ДП №№ 1, 3, 5. Строительная часть проекта разработана ООО «Стальпром» (Харьков).

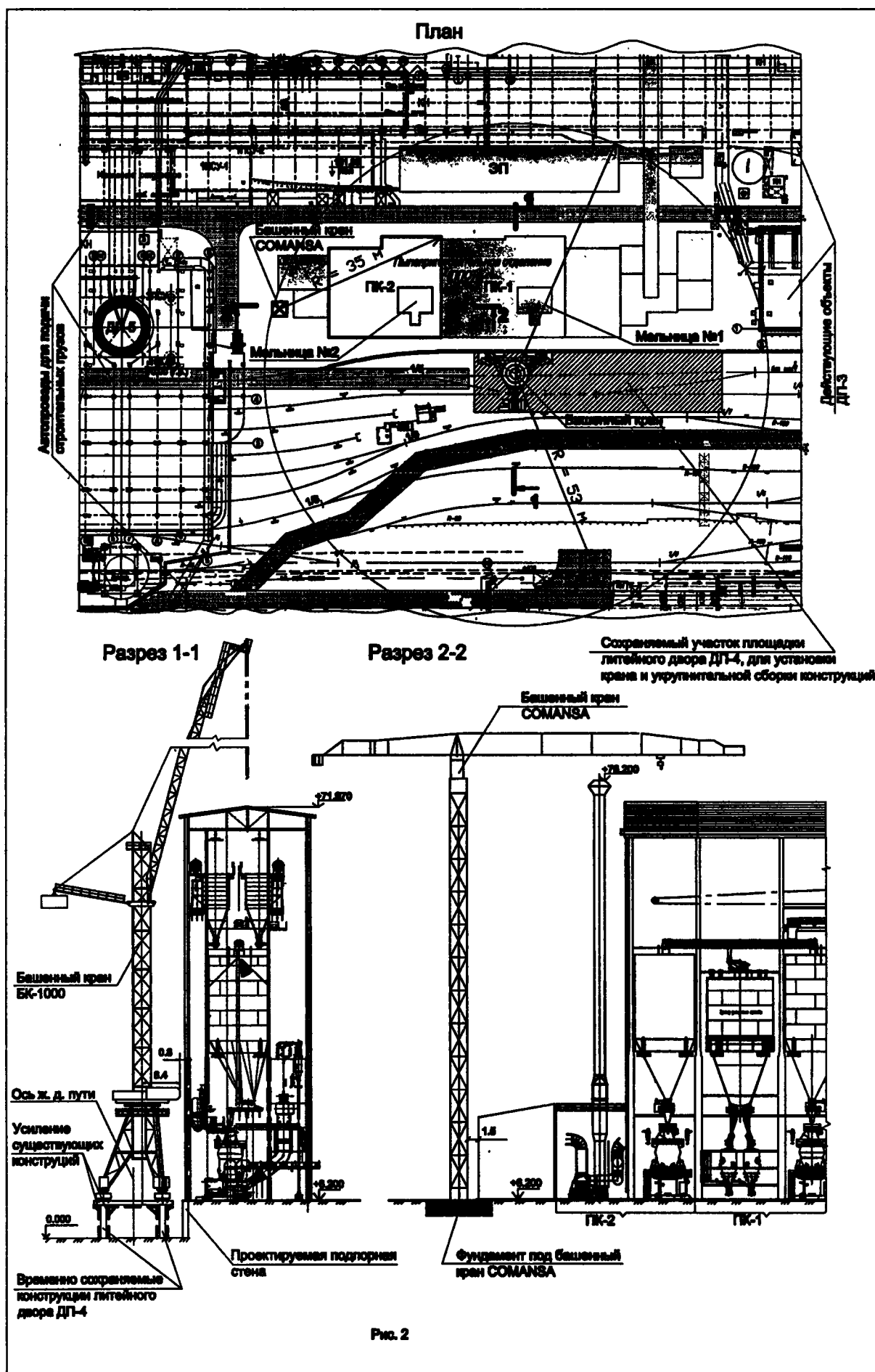
Проектные решения по устройству оснований и фундаментов приняты исходя из следующих условий площадки строительства:

- наличия вблизи проектируемых объектов фундаментов действующих сооружений, железнодорожных путей, подземных сетей энергоносителей;

- согласно инженерно-геологическим изысканиям площадка строительства сложена из семи инженерно-геологических элементов, пять из которых не пригодны для основания под фундаменты;

- по гидрогеологическим условиям площадка характеризуется переменным уровнем подземных трещинных вод и высокой агрессивностью водосреды к бетонам на обычном портландцементе (основным источником питания водоносных горизонтов являются утечки из водонесущих коммуникаций).

В строительной части проекта по основным объектам центрального узла были приняты следующие решения:



- фундаменты ППО монолитные на естественном основании, вдоль доменного коридора столбчатые под отдельно стоящие колонны, вдоль технологического железнодорожного пути фундаменты в виде подпорной стены с подколонниками для опирания колонн фахверка;

- фундаменты под мельницы отдельно стоящие монолитные железобетонные;

- каркас здания ППО выполнен в металлоконструкциях и представляет собой связевую этажерку со сварными сплошными колоннами двутаврового сечения, жёсткость и устойчивость каркаса обеспечивается устройством вертикальных связей, а также жёсткими дисками, образованными настилами перекрытий и горизонтальными связями в уровне несущих балок покрытий.

Здание ППО размером в осях 20,0×36,5 м и высотой до балок покрытия (в верхней точке) - 65,78 м.

На основе принятых решений в технологической, архитектурно-конструктивной, генплан и транспорт частях проекта разработан ПОС, в котором, с учётом условий площадки, приведены основные решения по организации строительства центрального узла как наиболее сложного участка. Исходя из условий площадки для реализации проектируемого строительства в ПОС приняты следующие решения:

- в опережающие сроки выполняются работы по освобождению площадки под объекты центрального узла;

- в процессе демонтажа объектов ДП № 4 предусмотрено сохранение рабочей площадки литейного двора на весь период строительства ППО и использование её (после усиления несущих конструкций) для установки башенного крана БК-1000 и организации площадки укрупнительной сборки конструкций;

- возведение нулевого цикла, включая подпорную стену, фундаменты под здание ППО и оборудование в объёме 1ПК и 2ПК, а также фундамент под кран марки COMANSA, осуществляется непрерывно на первом этапе строительства;

- каркас здания ППО в объёме ПК-1 монтируется совместно с оборудованием, включая мельницу (до начала монтажа каркаса здания оборудование должно находиться на складе);

- строительство электроподстанции (ЭП) и системы подачи кауперного газа на этом участке осуществляется в опережающие сроки до завершения монтажа каркаса здания ППО;

- установка на фундамент крана COMANSA, для завершения строительства в объёме ПК-2. Кран БК-1000 на этом этапе может быть использован частично, так как возведённое здание ППО в объёме ПК-1 исключает возможность работы

стрелы крана на требуемом вылете;

- каркас здания ППО в объёме ПК-2 монтируется совместно с оборудованием, включая мельницу, с использованием крана COMANSA и частично крана БК-1000 (до начала монтажа каркаса здания оборудование должно находиться на складе).

Организационно-технологическая схема строительства объектов центрального узла поясняется рис. 2.

Реализация принятых решений в ПОС позволит:

- 1) сохранить существующую транспортную схему перемещения технологических грузов в доменном цехе за счёт установки крана БК-1000 на конструкции рабочей площадки литейного двора ДП-4 над действующими технологическими железнодорожными путями;

- 2) осуществить строительство объектов центрального узла в весьма стеснённых условиях без дополнительных затрат на устройство проездов и площадок для размещения стреловых кранов за счёт применения башенных кранов типа БК-1000 и COMANSA с большой грузоподъёмностью и широкой зоной действия;

- 3) сократить сроки строительства ПК-2 за счёт выполнения работ нулевого цикла на первом этапе строительства;

- 4) исключить дополнительные затраты на выполнение дорогостоящих спецмероприятий по монтажу оборудования в условиях смонтированного каркаса здания ППО за счёт поставки оборудования в опережающие сроки и монтажа его совместно с конструкциями каркаса.

Опыт проектирования установки приготовления и вдувания пылеугольного топлива в доменные печи на площадке ПАО «ЕМЗ» заключается в том, что строительство центрального узла возможно осуществить в доменном цехе на площадке между двумя действующими доменными печами без остановки технологических процессов и потерь производства за счёт вариантных проработок и тщательно продуманных проектных решений на стадии разработки проектной документации.

Выполненные в проекте технологические расчёты показывают, что вдувание ПУТ в количестве 200 кг на тонну чугуна в ДП №№ 1, 3 и 5 позволит отказать от вдувания технологического природного газа и соответственно сэкономить 429,5 тыс. т кокса в год.

Поступила 09.01.2013



**XXI Международная научно-практическая конференция
и выставка-ярмарка инновационных технологий,
наукоемких проектов, современного оборудования «Казантип-ЭКО-2013. Инновационные
пути решения актуальных проблем базовых отраслей,
экологии, энерго- и ресурсосбережения»
(03 - 07 июня 2013 г., г. Щелкино, АР Крым)**

Форум организован Государственным предприятием «Украинский научно-технический центр металлургической промышленности «Энергосталь» при поддержке Министерства промышленной политики Украины, Государственного агентства по вопросам науки, инноваций и информатизации Украины, Министерства экономического развития и торговли Украины, Совета Министров АР Крым.

Сопредседатели оргкомитета конференции: **Короленко М.К.** – Министр промышленной политики Украины, Герой Украины; **Семиноженко В.П.** – председатель Государственного

агентства по вопросам науки, инноваций и информатизации Украины, академик НАНУ, член Президиума НАНУ, доктор физико-математических наук, профессор, Лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники и Международной премии в области ядерной физики. Заместитель председателя оргкомитета **Сталинский Д.В.** – генеральный директор ГП «УкрНТИЦ «Энергосталь», доктор технических наук, профессор, Заслуженный деятель науки и техники Украины, Лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники.

В работе конференции приняли участие более 160 человек, среди них – руководители объединений и предприятий базовых отраслей промышленности и коммунального хозяйства Украины, ведущие специалисты научных и проектных, медицинских, экологических организаций и вузов, представители промышленных предприятий и организаций Украины, Российской Федерации и стран дальнего зарубежья, в том числе компаний – производителей отечественного и зарубежного оборудования.

Было представлено около 190 работ, заслушано более 100 тематических докладов. Рассмотрен комплекс инновационных путей решения проблем базовых отраслей промышленности и коммунальной сферы, подчеркнуто возрастание роли науки в этом процессе.

Генеральный директор ГП «УкрНТИЦ «Энергосталь», доктор технических наук, профессор **Сталинский Д.В.** остановился на проблемных вопросах отечественной науки и системных факторах, которые сдерживают участие отраслевой науки в инновационном развитии национальной экономики; предложил первоочередные меры и способы их реализации для обеспечения полноценного использования потенциала отраслевой науки; отметил необходимость создания механизма интеграционной связи между наукой и производством; рассказал об особенностях работы возглавляемого им отраслевого комплексного инжинирингового Центра и о необходимости инвестиционной поддержки инновационной деятельности отечественных инжиниринговых компаний, в первую очередь государственных отраслевых научных и проектных организаций, со стороны коммерческих банков (при их государственном стимулировании) либо создания для этой цели Национального банка реконструкции и развития.

Актуальным проблемам развития ферросплавной промышленности Украины, анализу причин возросшего в последние годы импорта в Украину высококачественных марганцевых руд и связанных с этим изменений в используемых технологиях выплавки ферросплавов, решению вопросов технологического перевооружения ферросплавного производства посвятил свой доклад председатель Совета директоров объединения «Укрцветмет», доктор технических наук, профессор **Грищенко С.Г.**

Инновационные инициативы Харькова, предложенные в ряде технологических и экономических проектов, прозвучали в докладе директора Института проблем машиностроения им. А.Н. Подгорного

НАНУ, академика НАНУ, доктора технических наук, профессора **Мацевитого Ю.М.**, подчеркнувшего необходимость интеграции науки, образования и промышленности.

Состояние металлургической отрасли в Украине и перспективы ее развития рассмотрел директор ГП «Укрпромвнешэкспертиза», кандидат экономических наук **Власюк В.С.** Он коснулся таких актуальных вопросов, как необходимость наращивания производства стали для внутреннего рынка, экспортная зависимость, низкие темпы роста потребления стали на душу населения, проблема рынков сбыта в связи с доминированием китайских производителей на мировом рынке стали, необходимость снижения выбросов в атмосферу за счет перехода на альтернативные виды сырья и возобновляемые источники энергии, возможные механизмы стимулирования и поддержки процессов модернизации и технологического перевооружения.

Член-корреспондент НАМН Украины, доктор медицинских наук, профессор ГУ «Институт гигиены и медицинской экологии им. А.Н. Марзеева НАМН Украины» **Полька Н.С.** рассказала об упрощении ряда разрешительных процедур в строительстве и внесла предложения по усовершенствованию функций государства в сфере обеспечения гарантированного уровня санитарного и эпидемиологического благополучия населения.

Ректор Харьковского национального университета городского хозяйства им. А.Н. Бекетова, доктор наук государственного управления, профессор **Бабаев В.Н.** подчеркнул, что экологические проблемы, решение которых находится в сфере деятельности ГП «УкрНТЦ «Энергосталь», относятся к числу основных тем проекта «ЕС – Украина».

Доктор физико-математических наук, профессор, заведующий лаборатории Украинского научно-исследовательского института экологических проблем **Коваленко Г.Д.** рассказал о радиационном воздействии на население тепловых и атомных электростанций и привел данные по влиянию степени очистки выбросов от летучей золы на радиационное излучение.

Директор исследовательского центра ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина» (г. Москва), доктор технических наук **Паршин В.М.** ознакомил участников конференции с предварительными опытами по восстановлению металла из шлакового расплава. Внедрение этой технологии позволит извлекать чистый металл из шлаковых отвалов.

Президент ООО «Сибэлектротерм», кандидат технических наук **Кузьмин М.Г.** предложил объединить усилия ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» и ООО «Сибэлектротерм» в решении проблем комплектной поставки оборудования – как газоочистного, так и энергосберегающего – для ряда заводов Украины, России, Казахстана.

Интерес аудитории вызвал доклад директора по инновациям и стратегическому развитию Научно-исследовательского института металлургической теплотехники (ВНИИМТ, г. Екатеринбург), кандидата технических наук **Буткарева А.А.** об инновационных разработках института по энергосбережению и экологии в металлургии.

Заместитель директора Института возобновляемой энергетики НАН Украины, доктор технических наук, профессор **Кудря С.А.** сообщил о состоянии и перспективах развития разных видов возобновляемой энергетики (солнечной, геотермальной, ветро-, гидро- и биоэнергетики).

Об экспериментальных работах по синтезу, свойствам и практическому использованию наноконструкций для защиты людей от электромагнитного излучения, а также применению наноматериалов в медицине, биологии и экологии рассказал заведующий отделом наноматериалов Института химии поверхности им. А.А. Чуйко НАН Украины, доктор физико-математических наук, профессор **Горбик П.П.**

Ведущие специалисты ГП «УкрНТЦ «Энергосталь» продемонстрировали новые и реализованные разработки: технологию производства рельсов из кислородно-конвертерной стали; повышение параметров пара, вырабатываемого при охлаждении металлургических агрегатов, с использованием технологии механической компрессии; решения по утилизации тепла ферросплавных печей; сокращение потребления природного газа при переводе известково-обжиговых шахтных печей на пылеугольное топливо; новые системы газоудаления и сухой очистки газов электропечей от пыли; технологические решения очистки аглозатов от пыли и оксидов серы. Кроме того, был сделан анализ энергопотребления и выбросов парниковых газов на металлургических предприятиях Украины, дана оценка эффективности новых конвертерных газоочисток, разработанных Центром и представлены результаты последних работ по реконструкции газоотводящих трактов конвертеров и др.

Помимо инновационных разработок, касающихся проблем получения конкурентоспособной продукции, снижения ее материало- и энергоемкости, вопросов технического перевооружения, модерни-

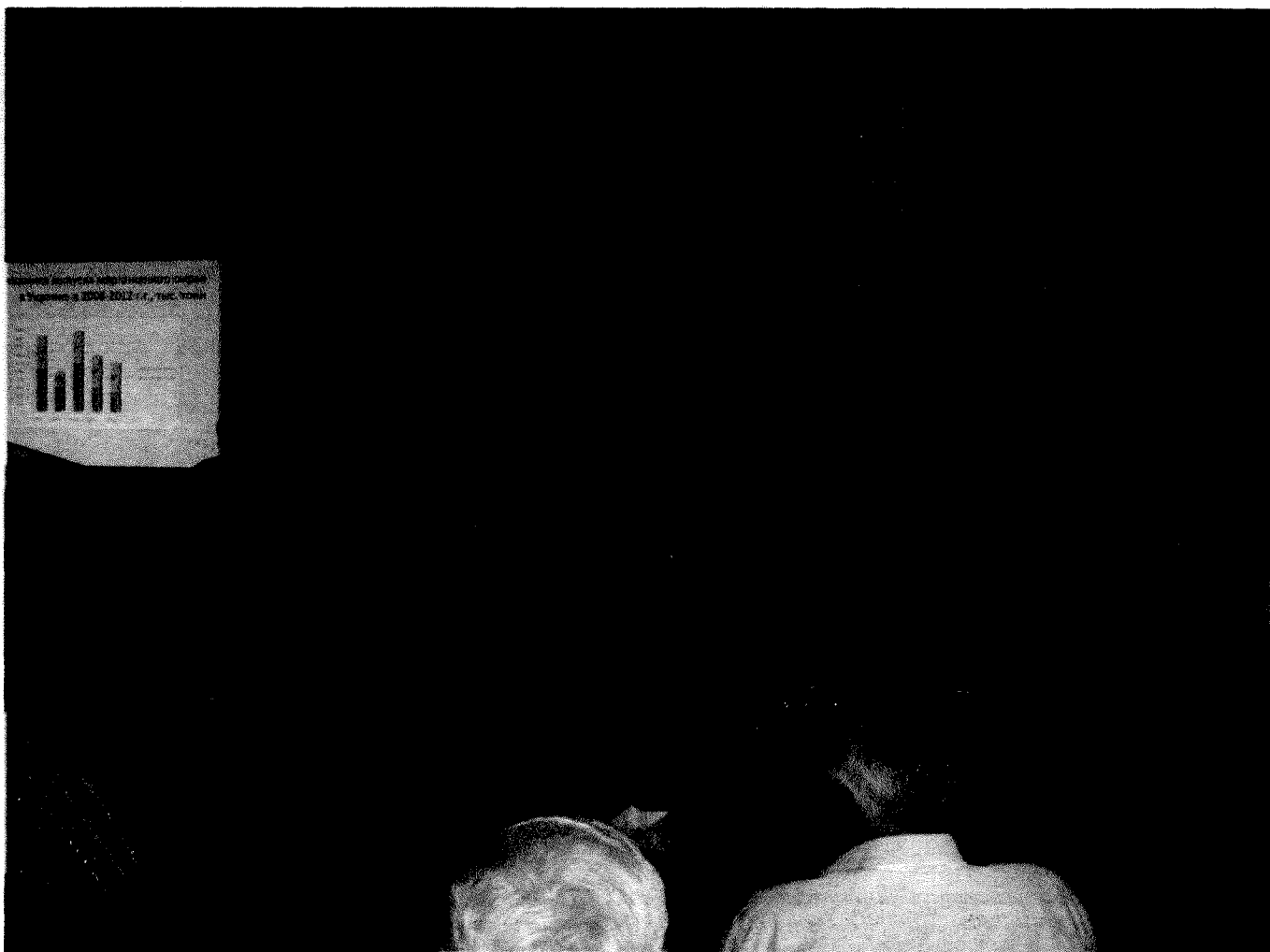
зации и строительства металлургических производств, охраны окружающей среды, новейших технологий и систем для улавливания и очистки вредных выбросов и сбросов, переработки отходов, широко обсуждались глобальные проблемы – необходимость участия науки в инновационном развитии национальной экономики и формировании эффективной политики, способной обеспечить это развитие.

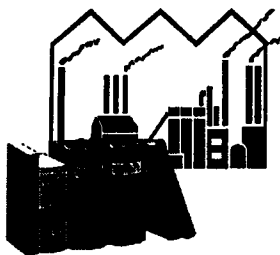
Подводя итоги работы конференции, было отмечено, что в центре ее внимания находились как исследования и разработки, ориентированные на создание и использование новых технологий, так и реальные процессы модернизации и инновационных преобразований в отраслях экономики и социальной сферы, вопросы развития высокотехнологичных производств, становления новой экономики, основанной на генерации и использовании передовых знаний.

Конференция предложила первоочередные меры по обеспечению полноценного использования потенциала академической, отраслевой и вузовской науки в инновационном развитии национальной экономики.

Организаторы планируют проведение XXII Международной научно-практической конференции и выставки-ярмарки «Казантип-ЭКО-2014. Инновационные пути решения актуальных проблем базовых отраслей, экологии, энерго- и ресурсосбережения» в июне 2014 г.

ГП «УкрНТЦ «Энергосталь»
61166, Украина, г. Харьков, пр. Ленина, 9
Тел. (057) 702-17-31, (057) 702-17-32
e-mail: energostal@energostal.kharkov.ua
www.energostal.kharkov.ua





Центральная государственная научно-техническая библиотека горно-металлургического комплекса Украины

Новые поступления в фонд библиотеки

МЕТАЛЛУРГИЯ

- 669.1 Г70** Горошкова, Л.А. Механізми підвищення економічної безпеки чорної металургії : монографія / Л.А. Горошкова. - Запоріжжя: ЗНУ, 2012. - 417 с.
- 669.162 Г80** Грес, Л.П. Теплообменники доменных печей / Л.П. Грес, С.А. Карпенко, А.Е. Миленина, С.А. Карпенко, А.Е. Миленина; под ред. Л.П. Греса. - Дн-ск: Пороги, 2012. - 492 с.
- 669.18 І-18** Іванченко, В.В. Сталеплавильний шлак в сучасному геологічному середовищі / В.В. Іванченко, С.М. Тиришкціна, П.І. Оторвін П.І. - К: ДНУ ВМГОР, 2011. - 147 с.
- 669.187 Л19** Лакомский, В.И. Азот в жидких сталях и шлаках / В.И. Лакомский, В.В. Лакомский. - К: Наукова думка, 2012. - 144 с.

ГОРНОЕ ДЕЛО

- 662.75 Б77** Бойченко, С.В. Вступ до хімії палив та олив. Ч. 2 / С.В. Бойченко, Й.А. Любінін, В.Г. Спиркін; за ред. І.Г. Фука. - Одеса: Астропринт, 2010. - 276 с.
- 622.272 Г36** Геотехническая механика : межведомственный сборник научных трудов : Вып. 95. - Дн-ск: ИГТМ НАН Украины, 2011. - 192 с.
- 622.24 Д81** Дудля, М.А. Промивальні рідини в бурінні / М.А. Дудля. - вид. 3-тє, доп. - Дн-ськ: НГУ, 2011. - 542 с.
- 622.33 З-24** Залознова, Ю.С. Формування та розвиток системи управління персоналом вугільних шахт : Монографія / Ю.С. Залознова. - Донецьк: ІЕП НАНУ, 2010. - 444 с.
- 622.7 З-41** Збагачення корисних копалин : науково-технічний збірник : вип. 39(80). - Дн-ськ: НГУ, 2009. - 139 с.
- 622.24 К58** Кожевников, А.А. Гравийные фильтры буровых скважин : монография / А.А. Кожевников, А.К. Судаков. - Дн-ск: НГУ, 2011. - 186 с.
- 622.24 Л64** Литвин, О.М. Математичне моделювання розподілу корисних копалин методами інтерполяції та інтерфлєтації функцій / О.М. Литвин, Н.І. Штепа, О.О. Литвин; За ред. І.В. Сергієнка. - К: Наукова думка, 2011. - 228 с.
- 622 М54** Метаногенерация в угольных пластах / А.Ф. Булат, С.И. Скипочка, Т.А. Паламарчук, В.А. Анциферов. - Дн-ск: Лира ЛТД, 2010. - 328 с.
- 622.235 Н16** Нагорный, В.П. Спектры и их приложения к задачам взрывного дела / В.П. Нагорный, И.И. Денисюк; под ред. В.П. Нагорного. - К: Ин-т геофизики НАНУ, 2010. - 184 с.
- 622.271 Н34** Научные основы рационального природопользования при открытой разработке месторождений : монография / Г.Г. Пивняк, И.Л. Гуменник, К. Дребенштетт, А.И. Панасенко. - Дн-ск: НГУ, 2011. - 566 с.
- 622.271 П79** Проективання кар'єрів : методичні вказівки. - К: НТУУ «КПІ», 2010. - 44 с.
- 622.235 Р64** Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах України / під ред. В.П. Купріна, І.Л. Коваленка. - Дн-ськ: УДХТУ, 2012. - 244 с.
- 622.273 Т38** Технология отработки угольных целиков камерами в условиях шахт Западного Донбасса : монография / В.И. Бузило, В.Н. Яворский и др. - Дн-ск: НГУ, 2011. - 96 с.
- 622 Ф80** Форум гірників - 2011 : матеріали міжнародної конференції (12 - 15 жовтня, 2011 р.). - Дн-ськ: ДВНЗ «НГУ», 2011. - 262 с.
- 622.24Ш24** Шаповал А.А. Научное обоснование использования технических средств контроля для автоматизации и оптимизации бурения разведочных скважин : Монография / А.А. Шаповал. - Ивано-Франковск: Галицкая академия, 2011. - 304 с.

ЕКОЛОГІЯ

- 574 Д70** Досвід і проблеми вдосконалення екологічного законодавства : матеріали Міжнародного круглого столу (14 грудня, 2012, м. Дніпропетровськ). - Дн-ськ: НГУ, 2012. - 164 с.
- 628.511 Л33** Лебедева, Е.А. Охрана воздушного бассейна от вредных технологических и вентиляционных выбросов / Е.А. Лебедева. - Нижний Новгород: ННГАСУ, 2009. - 196 с.
- 574 П81** Промышленная экология / Е.А. Алябьева, Е.В. Сарбаева, Т.И. Копылова, О.Л. Воскресенская. - Йошкар-Ола: МарГУ, 2010. - 110 с.
- 574 П81** Промышленная экология / под ред. В.В. Денисова. - Ростов на Дону; М.: Феникс; МарТ, 2009. - 4720 с.
- 574 С30** Семенова, И.В. Промышленная экология / И.В. Семенова. - М: Академия, 2009. - 528 с.
- 574 Т52** Толок, А.О. Безпека життєдіяльності / А.О. Толок, О.А. Крюковська. - Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2012. - 234 с.

Наш адрес: 2 Днепропетровск, ул. Дзержинского, 23, ГУ «ЦГНТБ ГМК Украины»
Т.: (80562) 46-12-91; (8056) 770-23-12, 744-87-26; e-mail: biblot@ukr.net; www.cgntb.dp.ua

Наш главный праздник.....	1	Крымов В.Н., Алимов В.И. Особенности поверхностного упрочнения чугуна с графитом дуговым разрядом.....	69
К 75-летию юбилею ученого-металлурга академика НАН Украины В.И. Большакова.....	2	ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	
ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Несмашный Е.А., Федин К.А. Оценка сейсмической опасности массовых взрывов в районе восточного борта карьера ОАО «ЮГОК».....	72
Кочура В.В., Ярошевский С.Л., Купенко В.И., Мишин И.В. Совершенствование методики определения степени газификации пылеугольного топлива в доменных печах.....	3	Судаков А.К. Производственные испытания технологии оборудования гидрогеологической скважины криогенно-гравийным фильтром на участке с Балково Запорожской области.....	76
Ковалев Д.А., Ванюкова Н.Д., Ванюков А.А. Исследование металлургических свойств самовосстанавливающихся окатышей.....	7	Сорока Ю.Н., Рец Ю.Н. Засыпка воронки обрушения отходами обогащения и шахтными породами с последующей рекультивацией поверхности.....	79
Сулименко С.Е. Получение частично металлизированного сырья в стационарном слое.....	10	Вольфсон П.М. Исследование форм истечения сыпучего при торцовом выпуске руды с применением самоходного и стационарного оборудования.....	83
СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		ПРОТИВОКОРРОЗИОННАЯ ЗАЩИТА МЕТАЛЛОВ	
Пиптюк В.П., Павлов С.Н., Андриевский Г.А., Самохвалов С.Е., Моцный В.В., Гордиенко О.А. Оценка достоверности результатов моделирования теплового состояния ковшовой ванны.....	14	Пинчук С.И., Грещик А.М., Ковзик А.Н., Белая Е.В. Электрохимическая обработка молибденового проката.....	86
Смоктый В.В., Шумахер Э.Э., Порожнявый В.Г., Иванов С.Г. Опыт эксплуатации донных одноканальных дутьевых устройств при комбинированной продувке в 160-т конвертере.....	17	ПРОИЗВОДСТВО ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ		Колобов Г.А., Грищенко С.Г., Криворучко В.В., Парфеньюк И.Г., Поплавский Ю.В. Электрическая проводимость ильменитовых концентратов различного химического состава.....	89
Есаулов Г.А., Климчик Ю.В., Гасик М.И., Горобец А.П. Исследование методом РСМА состава и природы гетерофазных неметаллических включений в цельнокатаных железнодорожных колесах из непрерывнолитых заготовок.....	20	МАШИНОВЕДЕНИЕ	
Широких Т.А., Шатоха В.И., Ситараман С., Шредер К. Исследования закономерностей испарения оксидов ванадия из шлаков системы $\text{CaO-SiO}_2\text{-FeO-V}_2\text{O}_5$ в условиях пленочного массообмена.....	28	Большаков В.И., Баюл К.В. Анализ современных машин для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов.....	92
Куцин В.С., Кузьменко С.Н., Гладких В.А., Лисенко В.Ф., Лысый Д.А., Лысая Н.В., Рубан А.В. Исследование взаимосвязи технологических параметров и электрических характеристик процесса выплавки ферросиликомарганца.....	32	Белодеденко С.В., Кононов Д.А., Пелых И.В. Исследования процесса грохочения кокса на модели вибрационного грохота.....	97
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Сидоров В.А., Ошовская Е.В. Практика анализа отказов оборудования.....	100
Меняйло Е.В. Физическая модель процесса кристаллизации осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм.....	36	ТЕПЛОТЕХНИКА	
Радченко К.С., Платонов Е.А., Ямшинский М.М., Федоров Г.Е. Влияние титана и редкоземельных металлов на структуру износостойкого высокохромистого чугуна.....	40	Бейцун С.В., Михайловский Н.В., Шibaкинский В.И. Тепловое состояние ковшей при внепечной обработке стали.....	105
Яценко А.И., Хрычиков В.Е., Заренбин В.Г., Татарчук А.В. Дендриты и зерна в низкоуглеродистых сталях.....	43	Федоров С.С. Анализ эффективности применения высокотемпературных секционных утилизаторов теплоты с кипящим слоем. Результаты исследований. Сообщение II.....	108
ПРОКАТНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		АВТОМАТИЗАЦИЯ	
Василев Я.Д., Деметриенко А.В., Коноводов Д.В., Завгородний М.И., Самокиш Д.Н. Определение среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке тонких и особо тонких полос.....	46	Файнштейн В.Г. Минимизация расхода электроэнергии для непрерывного прокатного стана.....	110
Мельник С.Н., Сирота Г.С., Гаврилин С.Ю. Внедрение технологии производства фасонного профиля для изготовления молотков молотковых дробилок в условиях рельсобалочного стана ПАО «ДМКД».....	51	ЭКОНОМИКА	
ТРУБНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Сталинский Д.В., Литвиненко В.Г., Каневский А.Л., Андреева Т.А. Энергоемкость производства стали, заготовок, проката.....	114
Терещенко А.А., Дудка С.С., Кацапов К.Н., Фролов Я.В. Холодная пильгерная прокатка прецизионных труб с использованием технологических вставок.....	53	Романовский И.Г., Лоскутова Я.Ю. Механизм управления риском инвестиционного проекта.....	119
Опрышко Л.В., Сенина Т.В., Маленик А.О., Дейнеко Л.Н. Механические свойства углеродистых котельных труб из заготовки разных способов производства.....	55	ЭКОЛОГИЯ	
МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМООБРАБОТКА		Касимов А.М., Решта Е.Е. Комплексная переработка фосфогипса из отвалов и отходов текущего производства минеральных удобрений ОАО «Ровноазот».....	123
К 90-летию докт. техн. наук, проф. Узлова И.Г.....	60	Рудаков Д.В., Ляховко А.Д. Обоснование применения электроциклона для очистки пылевых выбросов металлургических предприятий.....	128
Большаков Вл.И., Ротт Н.А. Влияние маломощной механической вибрации на структуру и свойства эвтектических сплавов Al-Si и Al-Cu	63	ПРОЕКТИРОВАНИЕ	
Аюпова Т.А. Структуроутворення у доєвтектичному силуміні при комплексному впливі стронцію, скандію та фізичних способів оброблення сплаву в рідкому та твердому станах. Повідомлення 2.....	66	Стасевский С.Л., Степаненко А.Н., Поливода В.Ф. Разработка оптимальных технических решений при строительстве установок для дувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи на действующих предприятиях.....	132
		ИНФОРМАЦИЯ	
		Международная научно-практическая конференция и выставка-ярмарка инновационных технологий, наукоемких проектов, современного оборудования "Казантип-ЭКО-2013".....	139
		Новые поступления в фонд ЦНГТБ.....	142

New items in the TSGNTB.....	1	Krimov V.N., Allmov V.I. Features of surface hardening of cast iron with graphite arc discharge.....	69
On the 75th anniversary of the scientist and metallurgist Academician NAS Ukraine V.I. Bolshakov.....	2	ORE MINING	
BLAST-FURNACE PRACTICE		Nesmarshny E.A., Fedin K.A. Seismic risk of mass explosion near the eastern edge of the pit of "YUGOK".....	72
Kochura V.V., Yaroshevskiy S.L., Kuppenko V.I. Mishin I.V. Improved methods of determining the degree of gasification of pulverized coal in blast furnaces.....	3	Sudakov A.K. Production test technology oborudovniya water wells cryogenically gravel pack in an area with Balkova Zaporozhye region.....	76
Kovalev D.A., Vanyukov N.D., Vanyukov A.A. The study of self-healing properties of the steel pellets.....	7	Soroka Y.N., Retz Y.N. Backfill the crater collapse tailings and mine rock with subsequent remediation of the surface.....	79
Soulimenko S.E. Getting a partially metallized materials in a stationary bed.....	10	Wolfson P.M. The study forms the expiration of bulk production of ore at face using a self-propelled and stationary equipment.....	83
STEELMAKING		ANTICORROSIVE PROTECTION OF METALS	
Piptyuk V.P. Pavlov, S.N., Andrievskiy G.A., Samohvalov S.E., Motsnyi V.V. Gordienko O.A. Evaluation of the reliability of the results of modeling the thermal state of bucket baths.....	14	Pinchuk S.I., Greschik A.M., Kovzik A.N., Belaya E.V. Electrochemical treatment molybdenum steel.....	86
Smokty V.V., Schumacher E.E., Porohnyavy V.G. Ivanov S.G. Operating experience of single-bottom blowing device with combined blowing a 160-ton konvertire....	17	NONFERROUS INDUSTRY	
ELECTROMETALLURGY		Kolobov G.A., Grishchenko S.G., Krivoruchko V.V., Parfenyuk I.G., Poplawski J.V. The electrical conductivity of ilmenite concentrates of different chemical composition.....	89
Yesaulov G.A., Klimchik Y.V., Gasik M.I. Gorobec A.P. Probed by EPMA the composition and nature of the hetero-metallic inclusion in chery rolled railway wheels of cast billets.....	20	SCIENCE OF MACHINES	
Shyrokiy T.A. Shatoha V.I., Sitaraman S.K., Schroeder K. Investigation of the laws of evaporation of oxides of vanadium slag system CaO-SiO ₂ -FeO-V ₂ O ₅ in the film mass transfer	28	Bolshakov V.I., Baiul K.V. Analysis of modern machines for briquetting small fraction of raw materials.....	92
Kutsin V.S., Kuz'menko S.N., Gladkih V.A., Lysenko V.F., Lysiy D.A., Lysaya N.V., Ruban A.V. Investigation of interaction between technological electrical parameters and characteristics of the process smelting ferrosilicon.....	32	Belodedenko S.V., Kononov D.A., Pelykh I.V. Studies of the process of coke screening model vibrating screen.....	97
FOUNDRY		Sidorov V.A., Ofshovskaya E.V. The practice of analyzing equipment failures.....	100
Menyailo E.V. The physical model of the process of crystallization of the axial zone of castingsspherical, cylindrical and planar forms.....	36	HEAT ENGINEERING	
Radchenko K.S., Platonov E.A., Yamshinsky M.M., Fedorov G.E. Effect of titanium and rare earth metals in the high chrome cast iron wear resistant structure.....	40	Beytsun S.V., Michaelovsky N.V., Shibakinsky V.I. Thermal state of bucketsin-furnace steel processing.....	105
Yatsenko A.I., Hrychikov V.E., Zarenbin V.G., Tatarchuk A.V. Dendrites and grains in low-carbon steels.....	43	Fedorov S.S. <i>Analysis of the efficacy of high-sectional heat recovery boilers with fluidized bed. The results of research. Report II.</i>	108
ROLLING		AUTOMATIZATION	
Vassilev J.D., Dementienko A.V., Konovodov D.V., Zavgorodniy M.I., Samokish D.N. Determination of the average contact stress at normal cold rolling of thin and very thin strips.....	46	Fainstein V.G. Minimizing power consumption for continuous rolling mill.....	110
Melnik S.N., Sirota G.S., Gavrilin S.J. The introduction of production technology for the manufacture of shaped profile hammers hammer mills in a rolling mill PJSC "DMK".....	51	ECONOMICS	
PIPE & TUBE PRODUCTION		Stalinskiy D. V., Litvinenko V.G., Kanevskiy A. L., Andreeva T.A. Energy intensity of steel billets, steel.....	114
Tereschenko A.S., Dudka S.S., Katsapov K.N., Frolov Y.V. Cold pilger rolling precision tubes using technology insertions.....	53	Romanovsky I.G., Loskutova Ya.Yu. Mechanism of project risk management.....	119
Opryshko L.V., Senin T.V., Malenik A.O., Deyneko L.N. The mechanical properties of carbon boiler tubes different ways of manufacturing the preform.....	55	ECOLOGY	
METAL SCIENCE & HEAT TREATMENT		Kassimov A.M., Reshta E.E. Complex processing of phosphogypsum waste dumps and current fertilizer production of "Rovnoazot".....	123
On the 90th anniversary of Doctor. tehn. Sciences, prof. Uzlov I.G.....	60	Rudakov D.V., Lyahovko A.D. The justification for applying elektrotsiklona to clean dust emissions metallurgical enterprises.....	128
Bolshakov V.I., Rott N.A. Effect of low-power, mechanical vibration on the structure and properties of alloys evtekticheskikh.....	63	CONSTRUCTIONAL DESIGN	
Ayupova T.A. Structure formation in doevtektichnomu silumins in integrated effect of strontium, scandium and natural ways to treatment of the alloy in the liquid and solid states. Message 2.....	66	Stasevsky S.L., Stepanenko A.N., Polivoda V.F. Development of optimal technical solutions in the construction of plants for pulverized coal injection (PCI) in blast furnaces in existing facilities.....	132
		INFORMATION	
		XXI International Scientific and Practical Conference and fair innovative technologies, high technology projects, the modern notation equipment "Kazantip-ECO-2013".....	139
		Recent additions to the Central State Scientific and Technical Library	142