

**Короленко М. К.**
Мінпромполітики України**Перегудов В.В. /д.т.н./**
ДП «ДПІ «Кривбаспроект»

Сучасний стан і проблеми гірничодобувного комплексу Криворізького залізорудного басейну

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями

Україна має величезні запаси залізної руди, посідаючи сьоме місце в світі. Основні запаси залізної руди зосереджені в Криворізькому залізорудному басейні, розробку яких було розпочато 130 років тому. Масштаби та унікальність басейну, гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови видобування руди на великих глибинах зумовляють необхідність глибокого вивчення і вирішення ряду складних проблем розвитку гірничодобувного виробництва басейна.

Постановка завдання

Завданням є аналіз динаміки і проблем виробництва залізної руди за багатолітній період та розробка основних науково-технічних рекомендацій щодо напрямів подальшого ефективного розвитку гірничодобувних підприємств Кривбасу.

Аналіз досліджень і публікацій

Для вирішення проблем розвитку басейну у Кривому Розі у різні часи були засновані спеціалізовані науково-технічні організації: Криворізький гірничорудний інститут, інститути «Кривбаспроект», НДГРІ, «Механообрчормет», ВНДІБПГ, ВНДІРудмаш, діяльність яких спрямована на розробку та удосконалення технологій та устаткування відкритих і підземних робіт, збагачення руд, виробництва обкотишів, безпеку праці гірничих робіт. Сьогодні потрібні нові поглиблені дослідження і публікації з вирішення технічних та екологічних проблем Криворізького залізорудного басейну.

Виклад матеріалу і результати

Запаси басейну представлено в основному багатими за вмістом заліза рудами й бідними магнетитовими кварцитами.

На першому етапі до видобутку залучались природно багаті руди, в основному, шляхом будівництва шахт. До 1965 р. в басейні було побудовано 24 шахти, річний обсяг видобутку руди складав 46,9 млн. т. Максимальний обсяг видобутку багатих руд був досягнутий в 1970 р. і складав 48,7 млн. т.

Динаміка виробництва товарної залізної руди у Кривбасу у період 1965-2012 рр. ілюструється на рисунку.

Другий етап розвитку починається з 1955 р. з початком розробки родовищ магнетитових кварци-

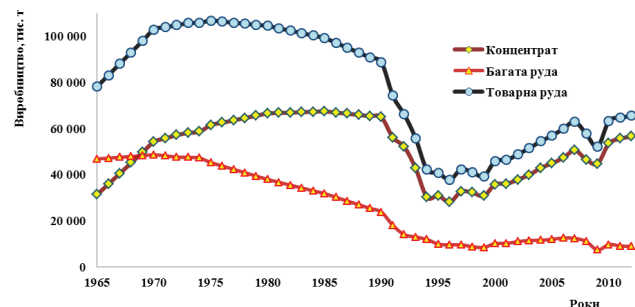


Рисунок. Динаміка виробництва товарної залізної руди за період 1965-2012 рр.

тів відкритим способом і подальшим їх збагаченням. У 1965 р. було вироблено 31,4 млн. т концентрату, і загальне виробництво товарної залізної руди досягло 78,3 млн. т.

Цей етап характеризується постійним збільшенням загального обсягу товарної залізної руди за рахунок зростання виробництва концентратів при зниженні видобутку багатих руд. До 1975 р. випуск концентратів збільшився до 61,6 млн. т, видобуток багатих руд знизився до 45,3 млн. т. У цьому ж році було вироблено максимальний загальний обсяг товарної залізної руди, який склав 106,9 млн. т. Максимальне виробництво концентратів було досягнуто в 1985 р. і складало 67,5 млн. т.

Третій етап починається з 1975 р. і характеризується зменшенням загального обсягу виробництва товарної залізної руди за рахунок інтенсивного зниження обсягів видобутку багатих руд. Вже у 1990 р. видобуток багатих руд зменшився до 23,8 млн. т. Одночасно у період 1985-1990 рр. знизилася виробництво концентрату до 65,0 млн. т. Зменшення видобутку багатих руд було викликане закриттям окремих шахт у зв'язку з повним відпрацюванням запасів руди й вибуттям потужностей на решті шахт внаслідок збільшення глибини розробки, скорочення потужностей покладів залізної руди та ускладнення гірничотехнічних умов. Виробництво концентрату зменшилося за рахунок припинення збагачення окислених кварцитів на Центральному ГЗК, яке було збитковим.

Для підтримки потужностей з видобутку і збагачення окислених кварцитів у цей період розпочато будівництво Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд (КГЗКОР) потужністю 26,4 млн. т руди на рік й шахти «Першотравнева» потужністю 12 млн. т магнетитових кварцитів. Будівництво КГЗКОР до теперішнього часу не завершено.

Четвертий етап охоплює період 1990-1999 рр. і характеризується різким скороченням виробництва товарної руди. Зменшення обсягів видобутку руди викликане економічною кризою, яка призвела до значного скорочення потреби в залізорудній сировині як вітчизняних металургійних підприємств, так і країн Східної Європи, а також до погіршення фінансового стану підприємств. Виробництво товарної залізної руди в 1999 р. знизилось до 47,5 млн. т, експорт скоротився до 14-15 млн. т.

У цей період було призупинено будівництво Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд та експлуатацію Першотравневого рудника, ліквідовано шахти «Гігант-Глибока», «Саксагань» і частину потужностей рудоуправління ім. Кірова, зменшили свої виробничі потужності усі гірничо-збагачувальні комбінати.

Спад видобутку руди викликав деконцентрацію виробництва, що призвело до різкого погіршення техніко-економічних показників роботи підприємств і переходу більшості з них і галузі в цілому до розряду збиткових. Рівень освоєння проектних потужностей складав всього 30-40 % при збереженні проектно інфраструктури. Гіперінфляція зменшила до критичного рівня обігові кошти підприємств, фінансування виробничої діяльності в умовах хронічних неплатежів здійснювалося переважно за рахунок зростання кредиторської заборгованості. Погіршення фінансового стану підприємств викликало різке зменшення інвестицій в оновлення основних засобів. З 1991 р. було призупинено централізоване фінансування капітальних інвестицій, власні кошти були майже відсутні.

Єдиним способом підтримки обсягів видобутку й переробки руди було використання устаткування потужностей, вивільнених у результаті спаду виробництва, що призвело до вибуття проектних потужностей і нарощування відставання виймання розкривних порід. При зменшенні обсягів виробництва товарної залізної руди у 2,2 рази, розмір капітальних інвестицій скоротився у 6,8 рази. Відставання виймання розкривних порід за період 1991-1999 рр. досягло 300 млн. м³, на деяких підприємствах воно складало 7-8 річних планів.

П'ятий етап починається з 2000 р. і характеризується, в основному, нарощуванням виробництва товарної руди, хоча в окремі роки відбувалось зменшення виробництва. Причини – світові фінансові кризи, зменшення попиту на залізорудну продукцію.

Для стабілізації і поліпшення стану залізорудної галузі на державному рівні було вжито ряд заходів. Прийнято Закон України «Про проведення економічного експерименту на підприємствах гірничо-металургійного комплексу України», Постанови Кабінету Міністрів України «Про стабілізацію соціально-економічного стану в Криворізькому залізорудному басейні» і «Про подальшу реструктуризацію підприємств Кривбасу». Прийняті заходи в поєднанні з поліпшенням загальної ситуації в економіці України, і, перш за все, на металургійних підприємствах, забезпечили стабілізацію у залізорудній галузі і створили умови для нарощування обсягів виробництва товарної залізної руди та поліпшення техніко-економічних показників.

У 2000 р. у порівнянні з 1999 р. забезпечено приріст виробництва в обсязі 8,2 млн. т, у 2002 р. він збільшився на 4,2 млн. т. У 2003 р. виробництво збільшено до 62,0 млн. т, приріст у порівнянні з 2002 р. склав 3,1 млн. т.

Отже, спостерігалася тенденція збільшення обсягів виробництва, що свідчило про поступовий вихід залізорудної галузі із затяжної економічної кризи.

Незважаючи на значний спад виробництва у період 1990-1999 рр., Україна, як і раніше, залишалася одним із провідних виробників залізорудної сировини та посідала сьоме місце у світі. Позитивні тенденції, що виявилися у залізорудній галузі України, необхідно було закріпити, створивши необхідні умови шляхом своєчасного розв'язання низки технічних проблем. У подальші роки покращився фінансовий стан підприємств, з'явилася можливість фінансування досліджень і проектних робіт, реалізація яких забезпечувала збільшення виробничих потужностей, зниження витрат і підвищення конкурентоспроможності продукції, що створювало умови подальшого їх розвитку.

Вже в 2005 р. було вироблено 69,8 млн. т товарної залізної руди - на 45 % більше рівня 1999 р. У передкризовому 2007 р. виробництво товарної руди досягло 78,1 млн. т. У кризових 2008-2009 рр. виробництво зменшилось до 67,2 млн. т. Проте вже в 2010 р. воно досягло 79,1 млн. т і перевищило рівень передкризового 2007 р. У 2012 р. виробництво руди в Україні досягло 81,9 млн. т.

Отже, гірничорудні підприємства України вже в 2010 р. подолали прояви економічної кризи за рахунок збільшення експорту при пониженні попиту на внутрішньому ринку. Експорт залізорудної сировини збільшився з 18-20 млн. т до 35 млн. т у 2012 р.

Суттєвий приріст експорту став можливим за рахунок істотного збільшення виробництва високоякісних концентратів.

Криворізький залізорудний басейн є основною сировинною базою металургійного комплексу України. У басейні зосереджено 77 % балансових запасів руди та 80 % діючих виробничих потужностей з видобування й переробки залізорудної сировини. У 2012 р. підприємствами басейну вироблено 65,6 млн. т товарної руди, що складає 80 % загального обсягу по Україні.

Фінансовий стан підприємств є стійким, хоча у 2012 р., внаслідок зниження цін на світовому ринку, прибуток підприємств зменшився майже вдвічі. Разом з тим, стійкий розвиток гірничорудних підприємств в останній період супроводжується загостренням проблем, які негативно впливають на ефективність їх роботи, і в перспективі їх прояв посиляться ще більше.

Аналіз стану гірничорудних підприємств Кривбасу та їх виробничих процесів дозволив виділити найбільш важливі проблеми, своєчасне розв'язання яких забезпечує стійку роботу на цей час і на перспективу. До головних проблем відносяться такі:

- висока конкуренція на внутрішньому і світовому ринках залізорудної сировини;
- недостатня конкурентоспроможність товарної залізної руди;
- постійне збільшення глибини ведення гірничих робіт. Глибина кар'єрів досягла 350-400 м, шахт – 1200-1400 м;
- погіршення гірничо-геологічних умов при збільшенні глибини відпрацювання родовищ;
- зменшення запасів руди по мірі їх відпрацювання у кар'єрах і шахтах;
- обмеженість вільних площ для складування відходів, що утворюються при видобуванні і збагаченні руди;
- недостатній рівень технологій збагачення, які застосовуються на підприємствах;
- невідповідність схем розкриття і транспортних схем умовам розробки глибоких горизонтів;
- постійне збільшення витрат на видобуток руди і складування відходів;
- високий ступінь зносу активної частини основних засобів;
- висока енергоємність видобутку руди з глибоких горизонтів;
- істотний негативний вплив виробничої діяльності на навколишнє середовище.

Науково-технічні розробки спрямовано на розв'язання цих проблем і нейтралізацію їх впливу на ефективність роботи гірничорудних підприємств.

Підвищення вмісту заліза в товарній руді забезпечується за наступними напрямками:

- розробка та впровадження доводочних операцій для дозбагачення концентратів, отриманих з важкозбагачуваних залізистих магнетитових кварцитів;
- включення у технологічні схеми збагачення додаткових стадій операцій (класифікації, магнітної сепарації) з одночасним більш тонким подрібненням руди для повного розкриття мінералів;
- залучення у відпрацювання та переробку легкозбагачуваних магнетитових кварцитів, які залягають в полях діючих шахт, з одержанням високоякісних концентратів з вмістом заліза 68-70 %.

Наукові дослідження та розробки технічних рішень із зниження витрат на видобуток і збагачення залізних руд спрямовані на нейтралізацію негативного впливу проблем, які пов'язані з постійним та інтенсивним збільшенням глибини кар'єрів та шахт, погіршенням гірничо-геологічних умов залягання корисних копалин на значних глибинах, збільшенням відходів виробництва в умовах обмежених земельних площ для їх складування. Найбільш вагомими з них:

- застосування різних видів внутрішньокар'єрного технологічного транспорту на базі удосконаленої для умов роботи на глибоких горизонтах циклічно-поточної технології, комбінованих транспортних схем з мінімальним використанням високовитратного автомобільного транспорту;

– збільшення кутів нахилу бортів кар'єрів для зменшення обсягів розкривних порід та відведення площ для їх складування, що дозволяє на 10 % зменшити обсяги розкривних порід, площ гірничих відводів кар'єрів та відведення додаткових земель для їх складування;

– обґрунтування збільшення кутів нахилу бортів відвалів розкривних порід, що дозволяє на 10 % збільшити ємність відвалів без додаткового відчуження земель;

– складування розкривних порід у зонах воронок та обвалень поверхні землі, які утворилися внаслідок ведення підземних гірничих робіт;

– досліджено типи магнетитових кварцитів та визначено сфери застосування технології сухої магнітної сепарації в залежності від їх текстури й мінерального складу; використання цієї технології забезпечує попереднє вилучення із загального потоку до 10 % немагнітної фракції, підвищення вмісту заліза в руді на 2-4 % і за рахунок цього скорочення витрат електроенергії на подріблення руди.

Розроблено також технічні рішення і рекомендації з підтримки виробничих потужностей та ефективної роботи підприємств, реалізація яких дозволяє гірничо-збагачувальним комбінатам підтримати існуючі потужності з видобутку сировини, а для підприємств з підземним видобуванням створити нову перспективну сировинну базу на тривалий період понад 200 років.

Більшість представлених заходів технічного характеру одночасно сприяють зменшенню негативного впливу виробничої діяльності підприємств гірничодобувного комплексу на навколишнє середовище.

Висновки

1. За запасами залізної руди Україна займає одне з провідних місць у світі.

2. Унікальність родовищ залізних руд України у свій час забезпечила високі темпи розвитку не тільки залізорудної галузі, але й суміжних галузей і, передусім, чорної металургії.

3. Криворізький залізорудний басейн є основною сировинною базою залізорудної галузі, де розташовано 80 % потужностей гірничорудних підприємств України.

Етапи розвитку залізорудної галузі характерні і для Криворізького басейну.

4. Розвиток залізорудної галузі характеризується як етапами високих темпів збільшення обсягів видобутку, так і періодами їх зменшення.

5. Сучасний стан підприємств Криворізького басейну, як і усієї залізорудної галузі, характеризується стабільністю.

Зменшення обсягів виробництва у кризисних 2008-2009 рр. було компенсовано вже в 2010-2011 рр. Фінансовий стан підприємств погіршився у 2012 р. у зв'язку зі значним падінням цін на залізорудну сировину на світовому ринку.

6. Підвищення ефективності роботи гірничодобувних підприємств стримується наявністю цілого комплексу проблем, які накопичилися за тривалий період інтенсивної експлуатації родовищ басейну та пов'язані із постійним збільшенням глибини кар'єрів і шахт, погіршенням гірничо-геологічних умов на глибоких горизонтах та особливістю гірничого виробництва.

7. Розширення масштабів впровадження результатів виконаних наукових досліджень на гірничодобувних підприємствах сприятиме підвищенню якості товарної руди, зниженню витрат на видобування і переробку руди, нарощуванню запасів сировинної бази і зменшенню негативного впливу виробничої діяльності на навколишнє середовище.



КРИВБАСПРОЕКТ

*Редакция и Совет научно-производственного журнала
«Металлургическая и горнорудная промышленность»*

искренне рады поздравить весь коллектив

ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

с 80-летним юбилеем.

*Желаем реализации новых идей и проектов,
здоровья, неугасающего оптимизма, благополучия!
Пусть всем делам и начинаниям сопутствует успех
и творческое вдохновение!*



Ушел из жизни Лидер...

2 ноября 2013 года на 73 году жизни скончался бывший председатель Центрального комитета Профсоюза металлургов и горняков Украины

Казаченко Владимир Иванович

Владимир Иванович Казаченко... Это имя хорошо знакомо каждому, кто связан с горно-металлургическим комплексом Украины. Он возглавлял в течение 10 лет полумиллионный отряд Профсоюза металлургов и горняков Украины. Его лично знали как рядовые члены ПМГУ, так и собственники предприятий, представители государ-

ственной власти. Знали и уважали как человека надёжного, решительного, честно исполняющего свой профессиональный долг.

О таких, как он, говорят «человек с характером». И характер этот, непростой, но цельный и справедливый, выковала сама жизнь.

Трудовая биография В.И. Казаченко началась в далёком 1956 году. Пятнадцатилетним подростком устроился он на Днепропетровский шинный завод и за полтора десятка лет прошёл путь от слесаря до заместителя начальника цеха. Эти годы вместили в себя и службу в рядах Советской Армии, и учёбу в механико-металлургическом техникуме, и активное участие в общественной жизни трудового коллектива шинного завода. Товарищи по работе по достоинству оценили высокий профессионализм, равнодушие и принципиальность Владимира Ивановича и в начале 70-х годов избрали его председателем профкома производства, а затем и заместителем председателя профсоюзного комитета всего объединения «Днепрошина».

Позже было обучение в Московской академии труда, работа в Днепропетровском облсовпрофе и переход в Центральный комитет Профсоюза металлургов и горняков Украины.

С 2000 года жизнь В.И. Казаченко неразрывно связана с горно-металлургическим комплексом. С самого начала свою работу в Профсоюзе он строил на тесных контактах с первичными организациями и рядовыми членами ПМГУ. В 2002 году его избирают первым заместителем председателя, а через год – председателем Центрального комитета Профсоюза металлургов и горняков Украины. В 2005-м и 2010-м годах съезд ПМГУ высоко оценил деятельность В.И. Казаченко и дважды избирал его главой ЦК ПМГУ.

Позицию Профсоюза металлургов и горняков В.И. Казаченко постоянно отстаивал на заседаниях Трёхстороннего социально-экономического совета при Президенте Украины, президиума Федерации профсоюзов Украины, Фонда социального страхования от несчастных случаев и профзаболеваний на производстве, на коллегии Государственного комитета по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору.

Не только деловые, но и тёплые дружественные отношения связывали В.И. Казаченко с лидерами профсоюзов металлургов Франции, Болгарии, Израиля, Люксембурга, Испании, Турции и других стран. Профцентр «Союзметалл», в состав которого входят горно-металлургические профсоюзы стран СНГ, избирал Владимира Ивановича своим президентом.

Высокий профессионализм В.И. Казаченко, его огромный вклад в развитие профсоюзного движения были отмечены высокими наградами. В его послужном списке орден «Знак почёта», медали «За трудовое отличие», «Ветеран труда», золотые медали ВДНХ СССР, Знак отличия Госкомнадзорохрантруда «За доблестную службу», звание «Заслуженный работник социальной сферы Украины». Среди многочисленных профсоюзных наград – звание «Заслуженный работник Профсоюза металлургов и горняков Украины», Знак ФПУ «Заслуженный работник профсоюзов Украины».

«Жить и работать надо так, чтобы хорошие слова люди говорили тебе не только в лицо, но и в спину». Это не просто красивая фраза, произнесённая В.И. Казаченко в кругу своих коллег. Это принцип, по которому Владимир Иванович выстроил свою судьбу, прочно соединив её много лет назад с судьбой ПМГУ. И поэтому имя его навсегда останется в истории нашего Профсоюза, как пример честного и добросовестного служения делу защиты прав и интересов человека труда.

Глубоко скорбим в связи с кончиной В.И. Казаченко и выражаем искреннее соболезнование его семье, близким, друзьям и коллегам.

Редакционная коллегия журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность», Президиум ЦК ПМГУ

05 декабря 2013 г.

к сведению авторов

ОБРАЩЕНИЕ

Научно-технический и производственный журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность» длительное время (более 50 лет) является одним из ведущих отраслевых изданий Украины. В составе редколлегии сотрудничают 42 доктора наук и 5 членов Национальной Академии наук, а также известные ученые Германии, Грузии, Чехии, Финляндии и др. Журнал имеет статус международного издания, в соответствии требованиям ВАКа и Scopus.

В последнее время у некоторых фирм «появилось желание» в коммерческих целях на базе нашего журнала создать свой портал в Интернете, не имея никакого отношения к ВАКу и специализированным базам данных, используя интеллектуальный ресурс издателя журнала фирмы ООО «Укрметаллургинформ»НТА».

Пользуясь доменным именем www.metaljournal.com.ua, и с этой целью привлекаются к публикациям в электронном варианте как постоянные, так и новые авторы без соответствующей оценки их статей высококвалифицированной редколлегией.

С целью защиты творческих и материальных интересов журнала «МГП», а также аспирантов, докторантов и секретарей ученых советов, считаем необходимым заявить нижеследующее:

1. Журнал «МГП», начиная с № 6, 2013 г., будет размещен в интернете с использованием своего «старого» доменного имени www.metinfo.dp.ua, вместо www.metaljournal.com.ua;
2. Все публикации будут оформляться с учетом заключения договоров на передачу авторских прав, пройдя соответствующее рассмотрение на редколлегии журнала;
3. В 2014 году будет продолжена публикация на английском языке статей, прошедших специальный отбор;
4. Выводы данного обращения разместить на страницах журнала «Металлургическая и горнорудная промышленность», в газете «Кадры металлургии» и «Горный журнал».

По поручению редколлегии и совета журнала «МГП»:

Председатель Совета журнала

Главный научный редактор

Ответственный секретарь



С.Г. Грищенко

А. Ф. Гринев

Н. И. Гречаник



Петрографический анализ самовосстанавливающихся окатышей, полученных на холодной связке из шламов доменного и конвертерного цехов

Приведены морфологические аспекты сырых СВО, а также микроструктуры после восстановительной обработки. На микрофотографиях показано множество дискретных частиц различного размера покрытых кальциевыми силикатами. В результате термообработки СВО сформировалась плотная микроструктура, включающая металлическую фазу, рассеянную в шлакообразующей фазе, а в поверхностном слое образуется металлическая оболочка, определяющая прочность СВО в интервале температур 900-1100 °С. Ил. 4. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: самовосстанавливающиеся окатыши, петрография, восстановленные образцы, структура

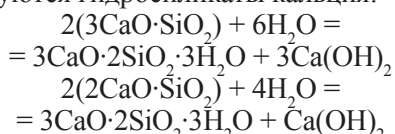
Presents morphological aspects raw SVR and microstructure after reduction treatment . In micrographs showing a plurality of discrete particles of different sizes coated with calcium silicates. In the heat treatment to form a dense SVO microstructure comprising a metal phase dispersed within the slagging stage and a surface layer formed by the metal shell defining the strength SVR at temperatures 900-1100 ° C.

Keywords: self-healing pellets, petrography , recovered samples , the structure

Традиционно большая часть образующихся отходов в виде пылей, шламов и окалины, не содержащей масла, возвращается в доменную печь путем агломерации. Гранулометрический состав отходов представлен тонкими частицами и поэтому их использование в агломерационном процессе ограничено. В последние годы возвращение в производство железосодержащих отходов путем их окускования на холодной связке в виде окатышей и брикетов приобретает практическое значение.

В связи с этим важно установить исходную структуру этих продуктов и ее изменение в процессе восстановительно-тепловой обработки. Для их получения используют колошниковую пыль и шламы доменных печей, и содержащийся в них углерод существенно изменяет их металлургические свойства.

В качестве холодной связки для получения окатышей и брикетов используется портландцемент. Металлургические свойства окатышей и брикетов определяются составом рудной части и новообразований, возникающих при гидратации цементной связки. Хорошо известны составляющие цемента трехкальциевый и двухкальциевый силикат (С3S), (С2S), трехкальциевый алюминат (С3А) и четырехкальциевый алюмоферрит [1]. При гидратации цемента образуются гидросиликаты кальция:



Эффекты этих новообразований прослеживаются в течение всего периода гидратации. Состав новообразований в окатышах обеспечивает высокую исход-

ную прочность и получение окатышей из грубозернистых железосодержащих отходов.

При нагреве окатышей и брикетов выше 500 °С происходит термическое разложение гидратных фаз и восстановление оксидов железа до магнетита, вюститита и металлического железа за счет углерода, содержащегося в окатышах [2, 3]. В результате термообработки брикетов, полученных из смеси шламов и пылей доменного и конвертерного производств, в восстановительной атмосфере формируется плотная микроструктура из вюститита и железистых оливинов. В поверхностном слое такого брикета образуется металлический каркас толщиной 3-5 мм [4].

В настоящей работе представлены результаты петрографического исследования микроструктуры СВО полученных из смеси шламов доменного и сталеплавильного производств. Химический состав СВО был следующим, %: 37,8 Fe; 9,1 FeO_{общ.}; 43,5 Fe₂O₃; 14,3 CaO; 8,5 SiO₂; 1,4 MgO; 9,5 C; CaO/SiO₂ = 1,68. Насыпная масса 1,403 г/см³; среднее значение прочности окатышей диаметром 15 мм в холодном состоянии на сопротивление сжатию 88,8 кг/ок., что соответствует значению прочности окатышей на цементной связке из магнетитового концентрата – 80 кг/ок. [5].

В восстановительной атмосфере первоначальная прочность окатышей уменьшается до 26,1 кг/ок. (500-700 °С), а затем в температурном интервале 900-1100 °С увеличивается до 42,7 кг/ок., а степень восстановления составляет 75-94,2 % (Fe_{мет.} 42,5-55,1 %).

Петрографическое исследование выполнено с применением методов рудной микроскопии и углепетрографии, используя рудный поляризационный микроскоп МИН-9 с микрофотометрическим

устройством ФМЭ–1. Рудные, шлакообразующие и углеродсодержащие компоненты определялись по ряду оптических признаков: отражательной способности, цвету, двуотражению, эффекту поляризации, внутренним рефлексом, а также микротвердости.

Исследованы три образца СВО: исходный и два восстановленных. Восстановленный образец № 15 нагревали до температуры 1000 °С в слое коксика и извлекали из печи, а образец № 13 также нагревали до 1000 °С и выдерживали при этой температуре в течение 150 мин. При изготовлении аншлифов - шлифовке, заполнении пор эпоксидной смолой – установлено, что в ряду исходная проба → образец № 15 → образец № 13, существенно возрастает устойчивость СВО к истиранию и параллельно уменьшается пористость. Макроскопически наблюдаемая на полированных срезах структура исходной пробы и восстановленного образца однородна. В образце № 13 диагностировали металлическую фазу, которую видно по металлическому блеску и светлой окраске (рис. 1).



Рис. 1. Аншлифы исходной пробы и образцы 15 и 13, подвергнутые восстановлению

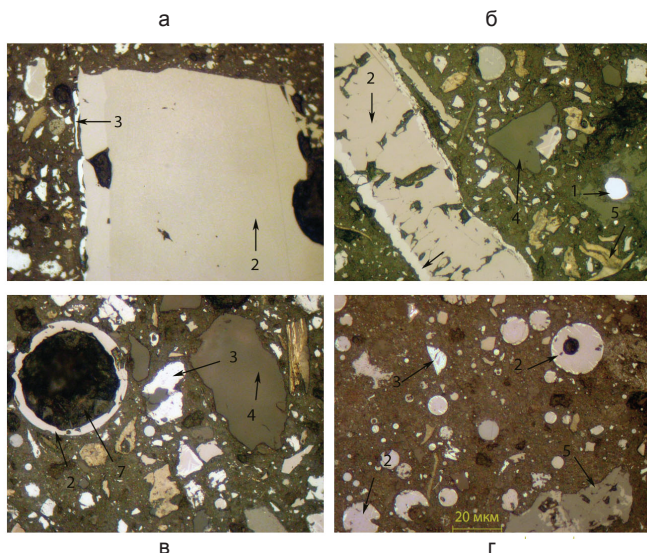


Рис. 2. Исходный образец. Оксиды железа: магнетит (2), гематит (3), корольки металла (1), кокс (5), уголь (6), шлакообразующие компоненты (4), поры (7)

Характеристика исходного образца

Установлены оксиды железа: магнетит (Fe_3O_4), гематит (Fe_2O_3), а также корольки металла, кокс, уголь, шлакообразующие компоненты. Магнетит представлен тремя разновидностями: сравнительно крупные обломки пластинчатого облика размером в десятые доли миллиметра, мелкие обломки непра-

вильной формы и сферические частицы, сплошные и полые (рис. 2). Большинство обломков магнетита с поверхности и внутри замещены гематитом. Кроме того, магнетит образует включения в стеклообразных частицах шлака. Гематит встречается и в виде самостоятельных обломков. Кокс и уголь представлены частицами размером от микрон до десятых долей миллиметра, как свежих, так и частично окисленных. Шлакообразующие компоненты разнообразны по форме, размерам и составу. Обломочный материал сцементирован скрытокристаллическим материалом субмикроскопических частиц.

Характеристика восстановленного образца (№ 15)

Восстановленный железоблюк пятнадцатого образца по составу компонентов практически не отличается от исходного, за исключением роли металла, доля которого значительно выросла. Последний образует тончайшие дендриты в стеклообразной массе шлакообразующих компонентов, которые тяготеют к частицам магнетита. Иногда он формирует более крупнозернистые структуры. Металл также рассеян в основной цементирующей массе в виде агрегатов частиц размером в единицы микрон, которые концентрируются на поверхности обломков кокса и шлакообразующих компонентов (рис. 3).

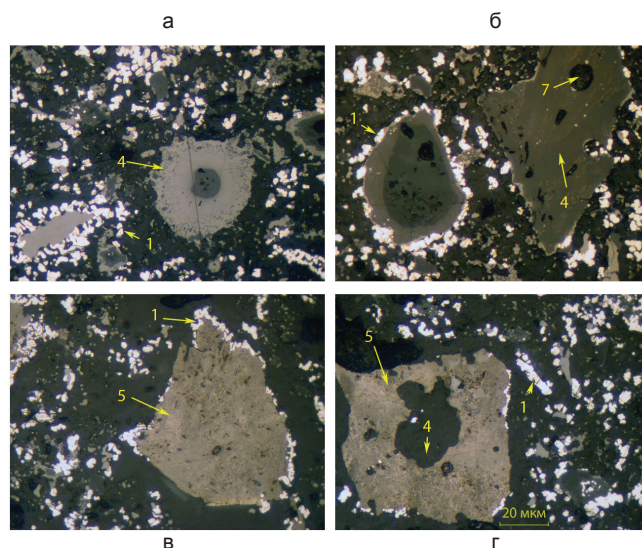


Рис. 3. Восстановленный железоблюк (обр. 15): дендриты металла (1) в стеклообразной массе шлакообразующих компонентов (4), кокс (5), поры (7)

Характеристика восстановленного образца № 13 (рис. 4)

Восстановленный СВО № 13 по составу компонентов отличается от пятнадцатого отсутствием кокса, который, очевидно, участвовал в восстановлении, а также повышенным содержанием металла. Структурные особенности так же резко отличаются. Более чем на треть СВО металлизированы; магнетит присутствует в виде отдельных реликтов. Дендриты металла более крупные. В остальном объеме железо представлено магнетитом (Fe_3O_4).

Для использования СВО в доменной печи важно понять процессы восстановления оксидов железа твердым углеродом, содержащимся в структуре ис-

ходного окатыша, полученного из шламов доменного и сталеплавильного производств.

В литературе содержится значительное количество работ, относящихся к восстановлению различных композиционных структур, содержащих оксиды железа и углерод. Общее заключение в этих работах состоит в том, что скорость восстановления оксидов железа твердым углеродом контролируется реакцией газификации углерода. Основным механизмом реакции восстановления в СВО вызван прямым контактом между оксидами железа и углеродом, а затем после соответствующего разделения границы между оксидом и углеродом реакция продолжается с участием газовой фазы.

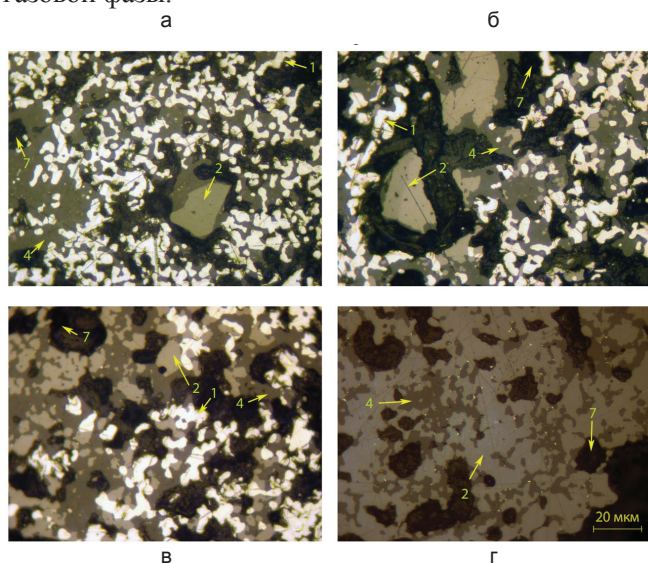


Рис. 4. Восстановленный железофлюс (обр. 13): дендриты металла (1) в стеклообразной массе шлакообразующих компонентов (4), магнетит (2), поры (7)

Важно отметить, что углерод, содержащийся в СВО, используется полностью в интервале температур 900-1100 °С, что подтверждается петрографическим анализом образцов, полученных при восстановительно-тепловой обработке.

Отмеченные превращения в СВО обеспечивают существенное повышение их прочности за счет образования металлической оболочки.

Выводы

Исследована структура исходных и восстановленных в интервале температур 900-1100 °С образцов самовосстанавливающихся окатышей, полученных из шламов доменного и сталеплавильного цехов. Установлено, что содержащийся в структуре СВО углерод полностью используется в восстановительном процессе и обеспечивает получение металлического железа в термически-резервной зоне доменной печи. СВО сохраняют прочность благодаря образованию металлической оболочки на их поверхности.

Библиографический список

1. Лотош В.Е., Меламуд С.Г. Исследование новообразований в безобжиговых железорудных окатышах нормального твердения // Изв. АН СССР. Неорганические материалы. – 1976. - № 5. - С. 931-936.
2. Кинетика восстановления и морфологическая оценка самовосстанавливающихся брикетов на основе гематитовых и магнетитовых руд / Ж.Х. Нолдин, Ж.К. Д'Абре, К. де Мело Мартинз, К. Мейер // Сталь, 2005. - № 10. - С. 9-14.
3. Ryan Robinson. High temperature properties of by-product cold bonded pellets containing blast furnace dust // Thermochimica Acta, v.432 (2005). - P. 112-123.
4. Исследование металлургических свойств брикетов из техногенного и природного сырья и оценка эффективности их применения в доменной плавке / И.Ф. Курунов, Э.М. Щеглов, В.Л. Емельянов и др. // БНТИ Черная металлургия. – 2008. - № 1. – С. 8-16.
5. Дрожилов Л.А., Латков К.Ю. Поведение железорудных окатышей при нагреве и восстановлении. – В кн.: Сб. тр. ин-та Механообрчермет. - М.: Металлургия, 1970. - № 14. - С. 20-31.
6. Лотош В.Е., Окунев А.И. Безобжиговое окускование руд и концентратов. - М.: Наука, 1980. – 216 с.
7. Эффективность применения гранулированного углеродсодержащего железофлюса в доменной плавке / Ковалев Д.А., Крикунов Б.П., Ванюков А.А. и др. // БНТИ Черная металлургия. – 2012. - № 7. – С. 49-54.

Поступила 25.06.2013

Журнал «МГП», начиная с № 6, 2013 г.,
будет размещен в интернете с использованием своего
«старого» доменного имени

www.metinfo.dp.ua

вместо

www.metaljournal.com.ua

Создание и реализация комплекса вдувания пылеугольного топлива в горн доменных печей ПАО «Алчевский МК» – эффективный путь сокращения потребления природного газа и кокса в доменном производстве

Показана актуальность технологии доменной плавки с применением пылеугольного топлива. Дано краткое описание технологической схемы вдувания ПУТ с указанием основного оборудования. Решения по энергосбережению. Компенсирующие факторы влияния ПУТ на доменный процесс. Ил. 4. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: черная металлургия, доменная плавка, вдувание ПУТ, природный газ, кокс, экономия, энергоэффективность

One be shown relevance of technology for blast-furnace smelting using pulverized-coal fuel. One be provided brief description of process scheme for pulverized-coal fuel injection with indication of main equipment. Solutions for energy-saving. Compensative factors of impact of pulverized-coal fuel injection on blast-furnace process.

Keywords: ferrous metallurgy, blast-furnace smelting, pulverized-coal fuel injection, natural gas, coke, saving, energy efficient

Техническое состояние металлургии Украины характеризуется высокой энергоемкостью производства. В себестоимости продукции более 40 % приходится на потребление топливно-энергетических ресурсов. Высокий уровень цен на природный газ и кокс делают продукцию дорогостоящей, что влияет на ее конкурентоспособность на мировом рынке и снижает рентабельность металлургического комплекса в целом.

Более 70 % всех энергозатрат при производстве металла приходится на выплавку чугуна, поэтому их снижение является наиболее приоритетной задачей. Эффективность технологии выплавки чугуна с применением пылеугольного топлива (ПУТ) по сравнению с использованием природного газа доказана отечественной и мировой практикой. Необходимость строительства установок по приготовлению и вдуванию ПУТ в доменные печи (ДП) очевидна – практически все металлургические комбинаты Украины в той или иной степени занимаются этим вопросом и готовы к внедрению данной технологии.

ПАО «Алчевский МК» (ПАО «АМК») – металлургическое предприятие Украины. С 2000 г. на предприятии целенаправленно проводится работа по модернизации производства. В 2009 г. построена и пущена в эксплуатацию первая очередь строительства установки вдувания ПУТ в ДП № 1 и № 5. В настоящее время завершено строительство второй очереди установки вдувания ПУТ и начато вдувание пылеугольного топлива в доменную печь № 4. После завершения строительства пылеугольным топливом будут обеспечены все ДП комбината.

Строительство установки пылеприготовления и вдувания ПУТ в горн ДП осуществлялось по базисному инженерингу фирмы «KUTTNER» (Германия)

и детальному инженерингу ГП «УкрНТЦ «Энергосталь». Установка пылеприготовления рассчитана на обеспечение пылеугольным топливом четырех существующих ДП и новой ДП № 2 в перспективе. Комплекс установки рассчитан на объем производства, обеспечивающий вдувание ПУТ в ДП до 200 кг/т чугуна. Оптимальный расход ПУТ 170 кг/т чугуна.

Для размол и сушки угля в пылеприготовительном отделении установлена валково-тарельчатая мельница производительностью 70 т/ч, обеспечивающая подготовку ПУТ для ДП №№ 1, 5. Для сушки угля используются дымовые газы воздухонагревателей ДП №№ 1, 3.

Для обеспечения ПУТ ДП №№ 3, 4 устанавливается вторая мельница производительностью 100 т/ч. Для сушки угля используются дымовые газы воздухонагревателей ДП № 4, 5. Запроектирована байпасная линия подачи дымовых газов от воздухонагревателей ДП № 1, что позволит использовать их на обеих линиях подготовки угля.

Из пылеприготовительного отделения по трубопроводам ПУТ подается на распределительную станцию, которая расположена возле печи (рис. 1).

На каждую ДП устанавливаются два распределителя, которые распределяют и дозируют ПУТ по фурмам ДП. Для равномерного потока на каждую фурму используются статические дроссельные задвижки и установка компенсаторов длины пылепроводов.

Фирмой «KUTTNER» применена технология, которая предусматривает вдувание ПУТ в фурмы ДП совместно с кислородом, для чего фурменные приборы оборудуются системой окси-коул (рис. 2). Сопло окси-коул состоит из двух труб. По внутренней трубе подается смесь угля с транспортным газом (азотом), а по внешней трубе – кислород. Высокая концентрация

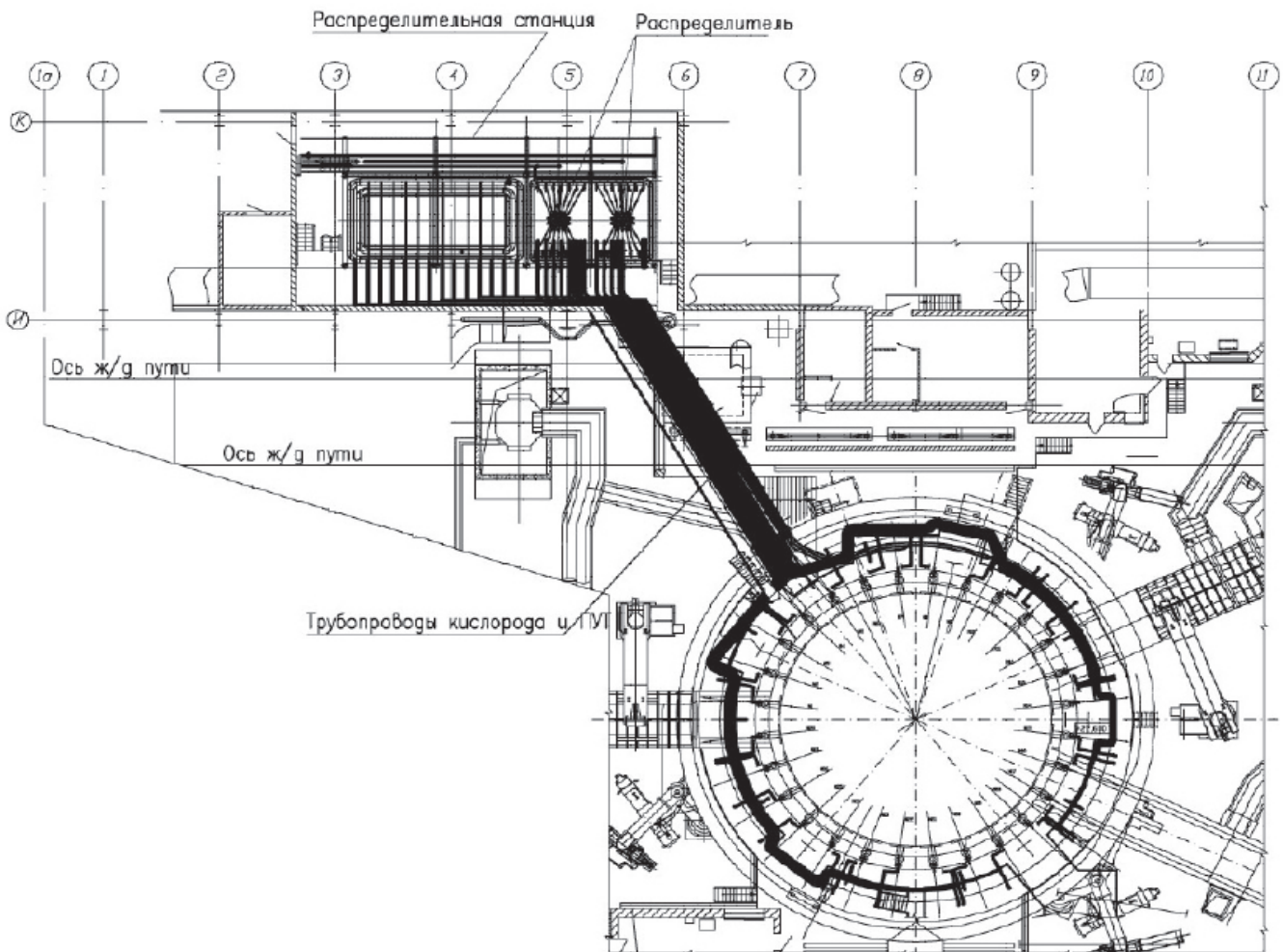


Рис.1. Транспортирование ПУТ от распределительной станции к фурменным приборам доменной печи

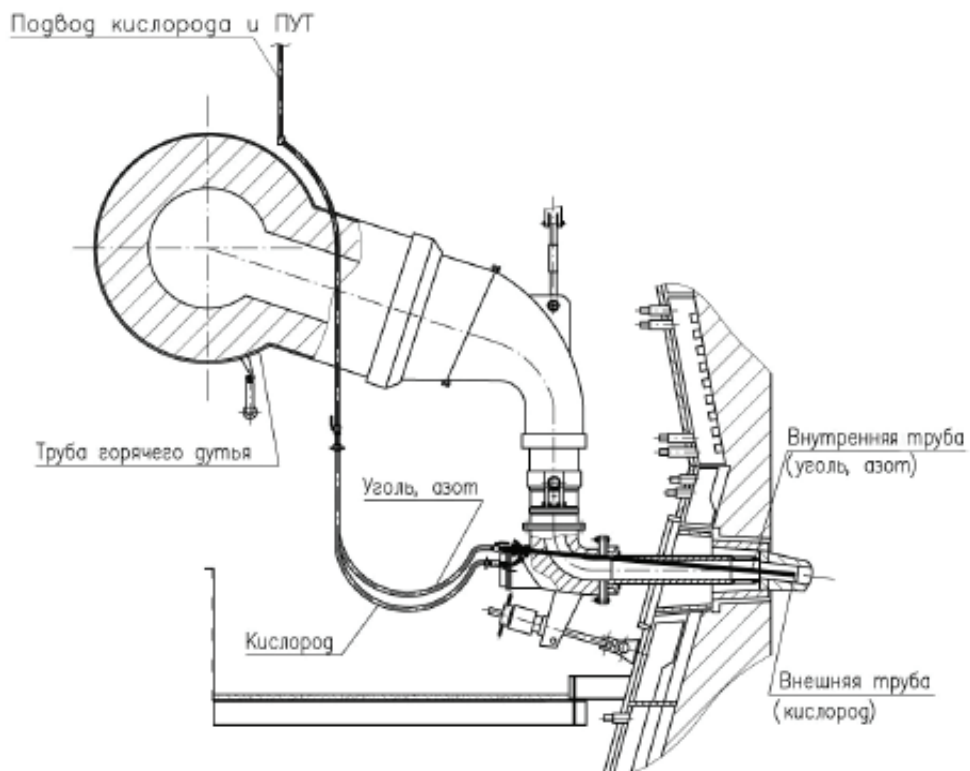


Рис. 2. Фурменный прибор с системой окси-коул



Рис. 3. Показатели работы ДП № 1

кислорода вокруг вдуваемого ПУТ приводит к более быстрому возгоранию угля и полному его сгоранию в печи.

Группой ученых ИЧМ НАНУ совместно со специалистами комбината ПАО «АМК» разработан и освоен комплекс мероприятий, включающих эффективное использование существующих технических и технологических возможностей [1]. Это позволило вывести ДП № 1 на режим работы с вдуванием ПУТ, который соответствует уровню показателей, достигнутых в зарубежной практике. На диаграммах (рис. 3, 4) даны показатели работы ДП № 1 без применения и с применением ПУТ.

В соответствии с проектом, при вдувании ПУТ до 170 кг/т чугуна на ДП №№ 1, 3, 4, 5 (без использования природного газа) удельный расход кокса снижается на 15–20 %. Ежегодная экономия составит 400 тыс. т кокса и 450 млн. м³ природного газа.

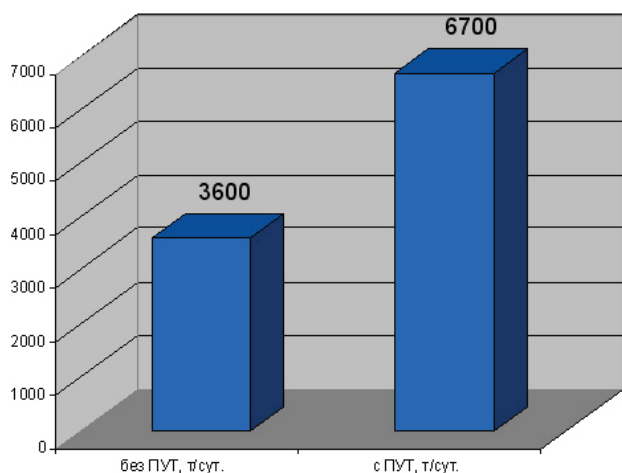


Рис. 4. Показатели производительности ДП № 1

Опыт показывает, что помимо энергоэффективности вдувание ПУТ решает также задачи охраны окружающей среды: сокращение производства кокса обеспечивает снижение выброса вредных веществ, таких как сернистые соединения, аммиак, фенол, окислы азота и т.д. [4]. Для максимального и эффективного перехода на технологию ПУТ + кислород главными компенсирующими факторами влияния ПУТ на доменный процесс являются:

- повышение качества кокса, прежде всего за счет фракционного состава, показателей прочности и истираемости;
- улучшение фракционного состава железорудных материалов;
- подбор и оптимизация качества угля для приготовления ПУТ, отвечающие требованиям технологии по фракционному составу, влажности и содержанию золы и серы;
- повышение температуры дутья до 1100–1300 °С.

Выводы

Установка вдувания пылеугольного топлива в доменные печи ПАО «Алчевский МК» работает с 2009 г. За время эксплуатации определен оптимальный состав угольного сырья, отработана технология доменной плавки с применением ПУТ в существующих условиях, достигнуты показатели на уровне зарубежной практики производства чугуна.

Вдувание ПУТ является эффективным способом экономии энергоресурсов в доменном производстве, так как происходит замена дорогостоящего кокса более дешевым топливом. Кроме того, технология позволяет полностью вывести из технологического процесса природный газ.

Библиографический список

1. Освоение работы доменной печи полезным объемом 3000 м³ с применением пылеугольного топлива / В.И. Большаков, А.Л. Чайка, В.В. Лебедь и др. // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2012. – № 4. – С. 36–40.
2. Шаповалова Н.Г. Использование пылеугольного топлива на металлургических предприятиях Украины // *Экология и промышленность.* – 2011. – № 2. – С. 54–57.
3. Сталинский Д.В., Ботштейн В.А. Опыт УкрГНТЦ «Энергосталь» в решении экологических и энергетических проблем при строительстве и реконструкции металлургических предприятий // *Экология и промышленность.* – 2010. – № 2. – С. 5–12.
4. Экологическая и экономическая эффективность замены части кокса пылеугольным топливом в доменной плавке / С.Л. Ярошевский, А.А. Минаев, А.И. Ковалев и др. // *Экологические проблемы индустриальных мегаполисов: I Междунар. науч.-практ. конф., Донецк-Авдеевка, 01–04 июня 2004 г.* – Т. 2. – Донецк: ДонНТУ, 2004. – С. 115–119.

Поступила 26.09.2013



Взаимосвязь свойств высокотемпературного кокса с внешней удельной поверхностью угольных шихт

Установлены и проанализированы взаимосвязи нового показателя, основанного на соотношении внешней удельной поверхности хорошо и плохо спекающихся углей с качеством высокотемпературного кокса. Предложено при составлении угольных шихт и прогнозирования качества кокса использовать разработанный показатель ESSC. Ил. 6. Табл. 1. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: угольная шихта, внешняя удельная поверхность, коксование, кокс, прочность

The relations of new index based on the ratio of external specific surface of well and bad caking coals with quality of high-temperature coke have been defined and analyzed. Proposed in the preparation of coal charge and prediction of coke quality to use the index ESSC

Keywords: coal charge, external specific surface, coking, coke, strength

Постановка задачи

С целью проверки возможности использования нового показателя, характеризующего соотношении внешней удельной поверхности хорошо и плохо спекающихся углей, для прогнозирования качества кокса необходимо выполнить высокотемпературные коксования, получить и проанализировать соответствующие зависимости.

Результаты исследований и их анализ

Коксования угольных смесей проводили в крупнолабораторной четырехкамерной электропечи с односторонним нагревом по методу Е.С. Серика [1]. Разовая массовая загрузка составляла 3,2 кг (4 секции по 800 г каждая). По этому методу, на «горячей» стороне печи выдерживается следующий режим нагрева: от исходной температуры до 400 °С скорость подъема температуры составляет 10 °С/мин, от 400 до 1250 °С – 5 °С/мин. Достигнутая температура сохраняется постоянной в течение 2,5 ч. Период коксования, таким образом, составляет 6 ч.

Полученный кокс (4 коксовых королька) тушат сухим способом в металлических ящиках до полного остывания, после чего определяют выход сухого валового кокса от сухой шихты (V_k^c , %). Затем кокс четыре раза сбрасывают на стальную плиту с высоты 1 м и определяют выход кокса крупнее 50 мм (K_{50} , %). Далее кокс подвергают механической обработке в секционном барабане при 300 оборотах и получают следующие физико-механические показатели: выход класса более 40 мм (Π_{40} , %), более 25 мм (Π_{25} , %) и выход класса менее 10 мм (I_{10} , %).

Также определяли показатели технического анализа полученных коксов, структурную прочность (СП, %), абразивную твердость (АТ, мг), удельное электросопротивление двузондовым методом (УЭС, Ом·см) и физико-химические свойства кокса (реакционную способность) по методу [2]. Таким образом, используемые показатели отражали свойства кокса на трёх уровнях: кусковой материал, имеющий трещи-

ны; зерна, лишенные трещин; и, собственно, материал стенок пор.

В таблице приведен состав угольных смесей, значение ESSC, выход кокса, показатели технического анализа, физико-механические и физико-химические свойства полученных коксов.

Сразу необходимо указать, что значения абразивной твёрдости для 1-го варианта угольных смесей, также как и значения реакционной способности коксов, полученных из 2-го и 3-го вариантов смесей, являются ошибкой эксперимента согласно [3].

Исходя из результатов исследований можно говорить об улучшении механических характеристик полученного кокса при увеличении в смесях содержания хорошо спекающихся угольных концентратов марок Ж и К. В целом наиболее высокие значения механической прочности кокса имеют варианты проб № 7 и 8, за исключением показателя Π_{40} для 8-го варианта.

Структурная прочность пористого тела кокса также увеличивается с ростом доли хорошо спекающихся концентратов в смесях, что является отражением улучшения спекаемости. Схожая картина имеет место при изменении показателя абразивной твердости коксов: наибольшей твердостью характеризуются коксы из наиболее спекающих вариантов смесей № 7 и 8.

Реакционная способность коксов закономерно возрастает с ростом содержания в смесях малометаморфизированного угольного концентрата марки Г, что обусловлено снижением упорядоченности углеродистого тела получаемых коксов.

Наиболее обобщающей является зависимость между качеством кокса по показателю удельного электросопротивления (УЭС) и составом угольных шихт. УЭС кокса мало зависит от пористости и главным образом отображает состояние его углеродистой структуры, а также плотность контакта остаточного материала угольных зерен и петрографических компонентов внутри зерен. Следовательно, более высоким электросопротивлением характеризуются коксы,

Таблица. Состав угольных смесей, значение ESSC, выход кокса, показатели технического анализа, физико-механические и физико-химические свойства полученных коксов

Содержание угольных концентратов в смеси, %				Значение ESSC	Выход кокса, %	Технический анализ, %				Механическая прочность, %				Структурная прочность по ВУХИНУ, %	Абразивная твердость по УХИНУ, мг	Реакционная способность по ГОСТ 10089-89, см ³ /(г·с)	Удельное электро-сопротивление, Ом·см
Г	Ж	К	КС			B_c^d	A^d	S_t^d	V^{daf}	K_{30}	Π_{40}	Π_{25}	I_{10}				
60	15	15	10	0,380	71,9	11,0	1,06	0,6	98,2	61,7	77,2	16,6	83,9	40,3	0,71	0,208	
50	15	25	10	0,591	74,9	10,8	1,18	0,9	98,2	62,8	81,8	15,9	83,5	35,6	0,18	0,168	
50	25	15	10	0,587	74,9	10,7	1,09	1,1	90,9	63,2	80,7	15,8	82,1	35,1	0,20	0,180	
40	15	35	10	0,880	74,7	11,2	1,35	1,1	94,5	70,2	82,0	15,5	82,7	35,5	0,63	0,196	
40	25	25	10	0,874	75,1	10,9	1,41	1,0	93,0	65,6	83,3	13,6	85,4	33,3	0,54	0,169	
40	35	15	10	0,870	75,7	10,6	1,43	1,1	96,0	66,2	80,8	14,1	84,5	35,3	0,42	0,166	
30	25	35	10	1,295	77,2	11,0	1,63	0,9	97,5	73,7	85,9	11,4	86,4	38,5	0,39	0,159	
30	35	25	10	1,290	75,7	10,8	1,45	0,6	89,1	61,5	85,1	11,7	86,8	37,3	0,29	0,147	

полученные из слабоспекающегося и петрографически неоднородного или высокозольного угля. Исходя из этого, показатель УЭС можно считать интегральной обобщающей характеристикой свойств кокса. Полностью подтверждают данные положения результаты проведенных исследований. Так, с повышением содержания в угольных смесях слабоспекающегося концентрата марки Г значения УЭС коксов возрастают. Что касается выхода сухого валового кокса из сухой шихты, то он в целом пропорционален выходу летучих веществ из угольных смесей.

Проанализировав результаты исследований, можно построить зависимости изменения физико-механических и физико-химических свойств полученных коксов с предлагаемым показателем соотношения внешней удельной поверхности (УП) хорошо и плохо спекающихся компонентов угольных шихт (ESSC), сущность которого рассмотрена в [4].

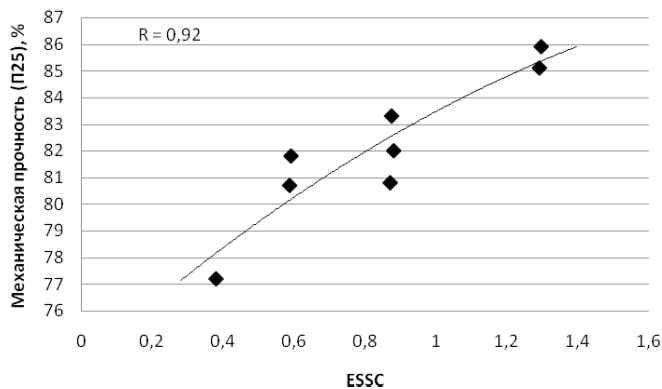


Рис. 1. Изменение выхода класса крупности коксов более 25 мм (Π_{25} , %) после испытания в барабане в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

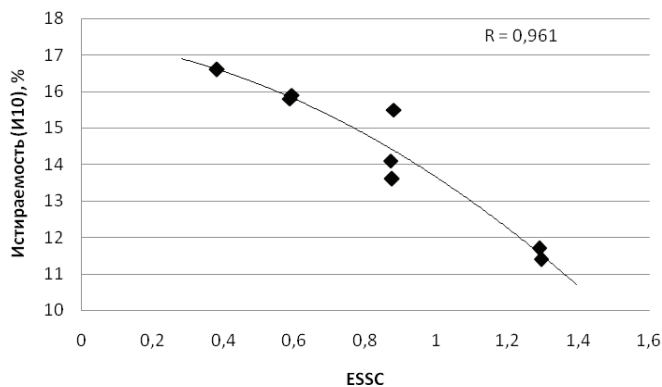


Рис. 2. Изменение выхода класса крупности коксов менее 10 мм (I_{10} , %) после испытания в барабане в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

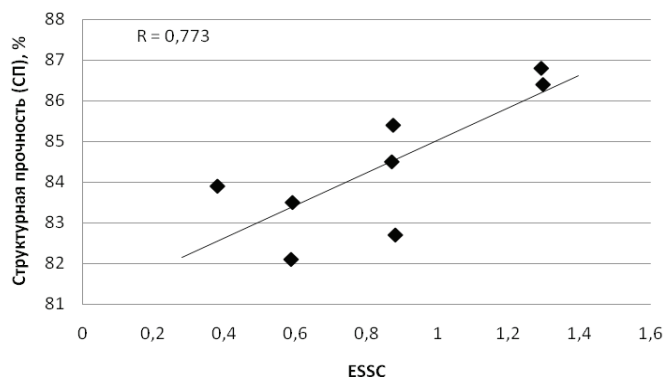


Рис. 3. Изменение структурной прочности коксов в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

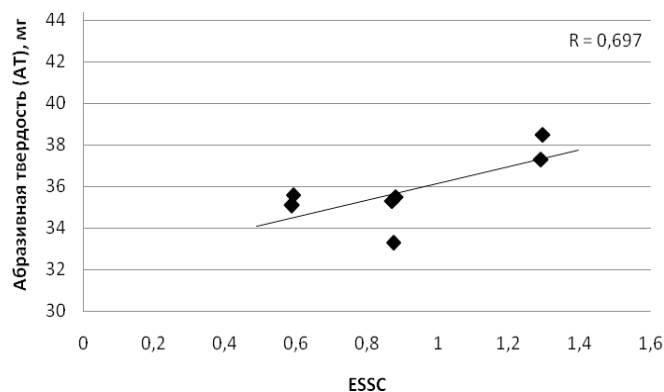


Рис. 4. Изменение абразивной твердости коксов в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

На рис. 1-4 представлены зависимости изменения физико-механических свойств кокса от показателя ESSC.

Анализ кривых указывает на улучшение механических свойств коксов при возрастании показателя соотношения внешней УП компонентов шихт, что объясняется улучшением спекаемости угольных смесей. Наилучшей взаимосвязью с показателем ESSC характеризуется истираемость кокса (I_{10}).

Спекаемость угольных шихт возрастает вследствие лучшего взаимодействия компонентов смеси в условиях, когда образующаяся пластическая масса обволакивает значительную часть поверхности неспекающихся компонентов загрузки. Это приводит к образованию относительно прочного твердого остатка.

На рис. 5 показано изменение реакционной способности коксов от показателя ESSC.

Как следует из графика, с ростом соотношения внешней УП хорошо и плохоспекающихся компо-

нентов шихт реакционная способность коксов снижается. Прямо пропорционально изменяется и УЭС коксов (рис. 6). Так, при увеличении показателя ESSC величина УЭС снижается, что также свидетельствует об улучшении качества кокса.

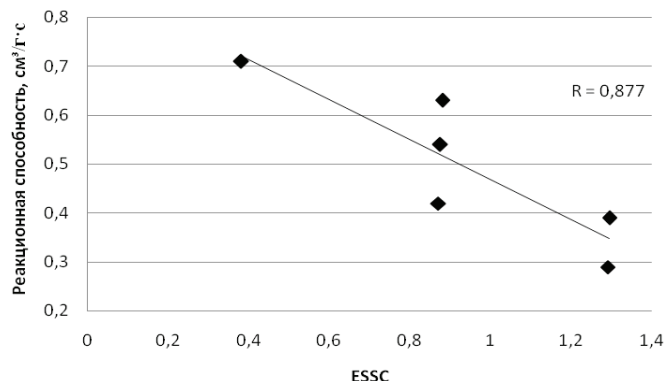


Рис. 5. Изменение реакционной способности коксов в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

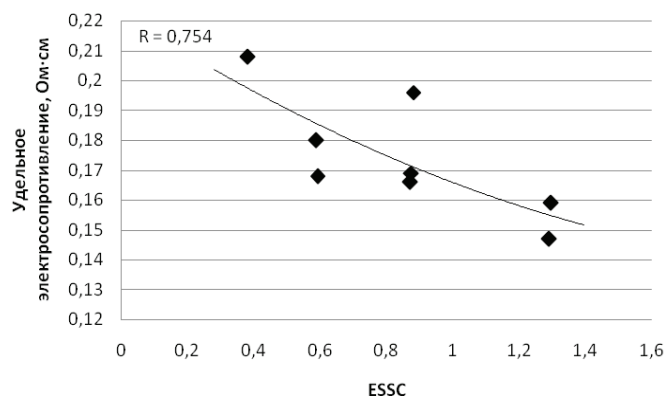


Рис. 6. Изменение УЭС коксов в зависимости от показателя соотношения внешней УП (ESSC)

Таким образом, экспериментально подтверждены теоретические положения, согласно которым спекаемость угольных смесей и качество кокса улучшаются при росте соотношения внешней УП хорошо спекающихся компонентов к слабо спекающимся. Это связано с тем, что на стадии пластического состояния образующаяся жидкая фаза в большей мере способствует спеканию твердой фазы еще не размягченных угольных зерен, а также неспекающихся компонентов угольной загрузки.

В результате улучшается взаимодействие компонентов шихты на стадии пластического состояния, в результате чего образующийся полукокк имеет более

прочную структуру, которая улучшается при средне- и высокотемпературной обработке.

Выводы

1. Результаты исследований и их анализ показывают, что для составления угольных шихт и прогнозирования качества кокса может быть использован показатель, который учитывает величину внешней УП компонентов шихты.

Предлагаемый показатель ESSC хорошо отражает изменение спекающих свойств угольных смесей, а также хорошо коррелируется с показателями качества кокса.

2. Получены схожие зависимости качества кокса с показателем ESSC, указывающие на улучшение свойств высокотемпературного кокса при росте в смесях соотношения внешних УП хорошо спекающихся углей к плохо спекающимся. Следует ожидать, что поддержание показателя ESSC на определенном уровне будет способствовать получению кокса требуемого качества.

3. Учитывая простоту и экспрессность определения внешней УП углей (с учетом подготовки прибора и подсчетов продолжительность опыта составляет 5-10 мин), а также установленную в первом сообщении неаддитивность данного свойства, рекомендуется при составлении угольных шихт для коксования экспериментально находить внешнюю УП компонентов фактической крупности и рассчитывать величину ESSC.

Библиографический список

- Серик Е.С. Черняев Ю.И. Лабораторный метод получения коксового королька и испытания его физико-механических свойств // Сб. науч. тр. УХИНа. – М.: Metallургия. – 1964. – Вып. № 15. – С. 138-141.
- ГОСТ 10089-89. Кокс каменноугольный. Метод определения реакционной способности. – [Введен 01.07.90]. – М.: Изд-во стандартов, 1990. – 19 с.
- Барский В. Д., Коган Л. А. Практический математико-статистический анализ в коксохимии. – М.: Metallургия, 1975. – 185 с.
- Коверя А.С. Взаимосвязь спекающей способности углей и их смесей с внешней удельной поверхностью // Metallург. и горноруд. пром-сть. – 2013. – № 5. – С.

Поступила 30.07.2013



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

Прогнозирование срока эксплуатации коксовых батарей по результатам периодического обследования их технического состояния с разработкой планов ремонтов или реконструкции

На примере одного из коксохимических предприятий Украины проанализированы условия эксплуатации однотипных большегрузных коксовых батарей с разным сроком службы (4-22 года). Описан процесс коррекции условий эксплуатации и ремонтов в коксовом цехе по результатам выполняемого каждые 4-5 лет обследования реального технического состояния батарей и обеспечивающих функционирование коксовых машин, оборудования и сооружений. Показана возможность расчета эквивалентного возраста коксовых батарей на основании учета факторов их технического состояния и условий эксплуатации и расчета времени начала их возможного капитального ремонта или полной реконструкции. Табл. 2. Библиогр.: 13 назв.

Ключевые слова: коксохимическое предприятие, коксовая батарея, техническое обследование, оценка состояния, планирование ремонтов и реконструкции, срок эксплуатации

On the example of one of coke enterprises of Ukraine analyzed the operating conditions of the same type of heavy coke oven batteries with different life (4-22 years). Describes the process of correcting the conditions of operation and repair shop in the coke on the results of performed every 4-5 years, a survey of the actual technical condition of the batteries and ensure the functioning of coke machines, equipment and facilities. The possibility of calculating the equivalent age of coke oven batteries on the basis of considering the factors of their technical condition and operating conditions, and calculate the start time of their eventual major repairs or complete reconstruction.

Keywords: coking plant, coking plant, technical inspection, assessment, planning, repairs and reconstruction, the life of

По рекомендациям зарубежных компаний [1], в связи с ужесточением требований металлургов к доменному коксу, для производства кокса улучшенного качества необходимо использовать новые большегрузные коксовые батареи с добавлением установок сухого тушения кокса, при дефиците хорошо коксующихся углей - коксовые батареи с трамбованием шихты, оптимизацию составов угольных шихт, не только по качеству угольной массы (марки, петрографический состав, стадии метаморфизма и др.), но и по составу минеральной части углей, оптимизацию скорости коксования, обеспечивать равномерность прогрева кокса в печах, осуществлять внепечную обработку кокса и др.

Китай [2] за 2006-2010 гг. (XI пятилетка) ввёл в эксплуатацию новых мощностей по производству кокса улучшенного качества на 90 млн. т/год. Украина имеет ежегодное производство доменного кокса до 20 млн. т/год. При этом в мире и в Украине остаётся много старых коксовых батарей. В Украине средний возраст действующих на 01.01.2013 г. 50 коксовых батарей 24,4 г. [3]. Половина из них требует ремонтов или модернизации.

Для производства кокса достаточного качества на старых коксовых батареях необходима не только оптимизация составов угольных шихт по маркам, выходам летучих веществ, зольности, сернистости, подбор рациональных режимов коксования, но и прежде

всего поддержание технического состояния коксовых батарей и инфраструктуры цеха в рабочем состоянии. Поэтому важно определиться с критериями оценки состояния коксовых батарей, на основании которых надо планировать капитальные ремонты батарей или их перекладку с модернизацией.

На основании правил технической эксплуатации (ПТЭ) коксохимических предприятий Украины [4] назначением коксохимического предприятия является производство из каменного угля угольной шихты, кокса, коксового газа и химических продуктов коксования установленного качества при выполнении требований охраны окружающей среды. Аналогичное положение содержится и в ПТЭ, действующих в России [5]. В соответствии с этим коксохимические предприятия в составе своих цехов, участков, отделов, служб и т.д. занимаются:

- организацией технологического процесса производства кокса и коксохимической продукции в соответствии с требованиями ПТЭ, утвержденных технологических регламентов и производственных инструкций;

- обеспечением содержания в исправности и чистоте оборудования, зданий, сооружений, коммуникаций, дорог, территории предприятия и др.;

- обеспечением сохранности и своевременных ремонтов основных фондов предприятия;

- организацией производственного учета сырья,

средств производства и получаемой продукции;

- обеспечением соответствия выпускаемой товарной продукции требованиям действующей нормативной документации;

- разработкой текущих и перспективных планов развития производства, внедрением новой техники и технологии, освоением новых видов продукции, механизации и автоматизации производственных процессов и т.д.

Основными объектами производства, определяющими работу коксохимического предприятия в целом, являются коксовые батареи, объединенные в коксовые цеха. Только при обеспечении надлежащего технического состояния батарей и соблюдении требуемых условий их эксплуатации предприятие может выпускать плановые количества доменного кокса и другой продукции заданного качества. Если состояние коксовых батарей неудовлетворительное, работа всех остальных цехов предприятия не в состоянии компенсировать потери выпускаемой продукции и прибыли.

Коксовые батареи - очень сложные сооружения. При их строительстве используется большое количество огнеупорных изделий - до 600 видов («марок»), изготовленных из разных огнеупоров [6]. Масса батареи составляет от 8 до 12 тыс. т. Батарея армирована со всех сторон специальным оборудованием (анкеражом) и постоянно находится в нагретом состоянии при температуре в различных зонах от 300 до 1400 °С. Поэтому содержание, обслуживание и ремонты батарей требуют высокой специальной квалификации производственного персонала, соблюдения регламентов, применения многочисленных видов контроля и т.д. При этом постоянное содержание печного фонда в рабочем состоянии является очень важной задачей.

Подготовка к реконструкции коксовых батарей (заказ проекта, его выполнение, согласование, заказ материалов и оборудования), строительно-монтажные работы и ввод реконструированной батареи в эксплуатацию занимает много времени – не менее трех лет. Стоимость новой коксовой батареи достигает нескольких десятков и даже сотен миллионов долларов. Поэтому важно обеспечить длительный срок эксплуатации батареи, норматив которого составляет 15-25 лет в зависимости от величины полезного объема камеры. При благоприятных условиях и проведении своевременных профилактических ремонтов срок эксплуатации коксовых батарей можно продлить до 50 лет [7-9].

В связи с большой сложностью и ответственностью обеспечения надлежащих условий эксплуатации коксовых батарей в СССР этими вопросами занималась Всесоюзная коксохимическая станция (ныне ГП «Коксохимстанция», Харьков). Эта инженерно-технологическая организация разработала комплект специальных инструкций по проведению пусковых и регулировочных работ, располагает подготовленными для этих целей кадрами и имеет большой опыт работы как независимая пусконаладочная организация [10].

При строительстве, реконструкции и сложных капитальных ремонтах коксовых батарей от про-

изводственного персонала требуются специальные квалификация и опыт (как правило, единичных для коксохимического предприятия видов работ). В связи с этим для выполнения таких работ, как правило, приглашаются специализированные инженерные и ремонтные организации [7].

Для обоснованного прогноза сроков эксплуатации коксовых батарей, кроме оценки их технического состояния и условий эксплуатации, требуется анализ конструктивных особенностей огнеупорной кладки, угольной сырьевой базы, периодов и режимов коксования и других факторов. Для этого привлекаются работники научно-исследовательских и проектных организаций - УХИНа и ГИПРОКОКСа. Затем на основе совместного анализа полученных данных предприятию выдаются обоснованные рекомендации, которые рассматриваются на совещании с участием первых руководителей предприятия и ответственных лиц управляющей компании. На основании принятых на совещании решений вырабатываются задания по выполнению соответствующих разделов выданных рекомендаций. Основой для принятия таких решений является отчет об обследовании технического состояния коксовых батарей.

На основании результатов обследования руководителем предприятия выдаётся проектной организации или генподрядчику техническое задание на разработку проекта, планов и графиков его осуществления и т.д. Если работы требуют больших временных, трудовых, финансовых, материальных затрат, решение принимается на более высоком уровне, чем предприятие. В соответствии с п. 15.29 ПТЭ-2001 при осуществлении реконструкции и технического переоснащения в технологических заданиях на проектирование необходимо указывать полный комплекс мероприятий по защите персонала от опасных и вредных факторов коксохимического производства по всем четырем группам воздействия – физическим, химическим, биологическим и психофизиологическим.

Российскими авторами [7] предложена формула для «машинного метода» определения необходимости капитального ремонта или реконструкции коксовых батарей. Исходными данными для расчёта эквивалентного возраста коксовых батарей являются данные технического обследования коксовой батареи по методике Государственной Коксохимстанции. Эта формула с доработками применима и в Украине, так как на всех предприятиях бывшего СССР эксплуатируются коксовые батареи, построенные по проектам Гипрококса [11]. Такая доработанная формула с учётом усложнения условий эксплуатации старых коксовых батарей имеет вид

$$T_p = (0,05T_1 + 0,65T_2 + 0,1T_3 + 0,2T_4) \times M \times T_\phi / \Pi,$$

где T_p – расчётный (эквивалентный) возраст коксовой батареи; M – проектная производительность батареи, тонн валового кокса 6 % влажности; T_ϕ – фактический возраст батареи, лет; Π – количество кокса произведённого на батарее за время эксплуатации; T_1 – расчётный возраст коксовой батареи по газопроницаемости огнеупорной кладки печей (эколо-

гический показатель), определяемый по процентному отношению перетоков сырого коксового газа из печей в отопительную систему батареи к нормативной величине; T_2 – расчётный возраст батареи по геометрии камер коксования (показатель, учитывающий механическую прочность кладки) – определяется по процентному отношению количества печей с дефектами кладки (в соответствии с имеющимися критериями) к общему числу печей; T_3 – расчётный возраст батареи по равномерности обогрева печей (распределению температур в обогревательных простенках батареи с машинной и коксовой сторон) с учётом среднегодовых значений K_6 и K_c , характеризующих равномерность прогрева кокса и его качество во всех печах батареи на плановых периодах коксования; T_4 – расчётный возраст коксовой батареи по уровню эксплуатации, определяемый с учётом среднегодовых значений коэффициентов:

- K_6 – общий коэффициент равномерности выдачи печей по батарее;
- $K_{бр}$ – процент забуренных печей;
- $K_{тх}$ – процент выдачи печей с тугим ходом кокса, с учётом влияния усадки шихты;
- $K_{нс}$ – процент несерийных печей;
- $K_{гд}$ – процент негазоплотных дверей;
- $K_{гс}$ – процент негазоплотных комплектов газоотводящего оборудования на батарее.

Под технически обоснованным (нормативным) сроком эксплуатации коксовой батареи (T_n) подразумевается период, в течении которого возможна работа на проектной производительности, обеспечение прогрева кокса в соответствии с требованиями ПТЭ и выбросов через дымовую трубу в пределах ПДК без проведения капитальных ремонтов кладки печей. В Украине этот срок эксплуатации установлен 20–25 лет в зависимости от высоты печей согласно [12].

Предлагается при достижении расчётного (эквивалентного) срока эксплуатации коксовой батареи, исходя из реальных условий ее работы, равного нормативному сроку ($T_p = T_n$), принимать решение о капитальном ремонте батареи [9]. Для этого предварительно проводится техническое обследование состояния батареи и изучение причин преждевременного износа.

После достижения $T_p = T_n$, обязательно увеличивать периоды коксования на батарее, коксовать более усадочные угольные шихты для снижения механических и тепловых нагрузок на батарею до начала её ремонта. При производстве кокса неудовлетворительного качества на батарее необходимо немедленно начинать капитальный ремонт отдельных участков батареи (возможно, без полного охлаждения кладки).

При достижении расчетного возраста коксовой батареи, превышающего нормативный в 1,5 раза (30–37 лет), батарею необходимо останавливать на реконструкцию из-за морального и технического износа или переводить на производство специальных видов кокса для не доменного использования [9].

Ниже, в сжатом виде, приведен типичный вариант технического отчёта об обследовании коксового

цеха одного из ведущих коксохимических предприятий Украины [13].

В составе коксового цеха имеется четыре батареи коксовых печей системы ПВР с боковым подводом коксового газа. Каждая батарея состоит из 39 печей высотой 6 м с полезным проектным объёмом камер 30,9 м³, батареи №№ 1 и 2 – с комбинированным обогревом (с узкими камерами регенераторов), батареи № № 3 и 4 – с некомбинированным обогревом только коксовым газом (с широкими камерами регенераторов). Сроки эксплуатации батарей приведены в табл. 1.

Таблица 1. Сроки эксплуатации батарей

	№№ батарей			
	1	2	3	4
Год ввода в эксплуатацию после реконструкции.	1979	1978	1976	1975
Срок службы батарей после реконструкции, лет.	13	10	15	14
Год ввода в эксплуатацию после последующего капитального ремонта батарей.	2001	1989	1992	1990
Срок службы после капитального ремонта, лет.	11	6	20	22
Год ввода в эксплуатацию после повторного капитального ремонта.	-	2008	-	-
Расчетный (эквивалентный) возраст коксовых батарей по их техническому состоянию	14,3	3,7	30,4	29,2

1. Состояние огнеупорной кладки коксовых батарей

В процессе обследования был произведен осмотр кладки всех камер коксования с машинной и коксовой стороны, а также через загрузочные люки. Все коксовые печи на батареях № № 1-4 находятся в эксплуатации.

Во время обследования на батарее № 3 недогрузилось из-за дефектов кладки стен камер коксования и отопительной системы 8 печей, на батарее № 4 – 9 печей. Во время предыдущего обследования (январь 2007 г.) на батарее № 3 недогрузилось 5 печей, на батарее № 4 все камеры грузились полным грузом. На батареях №№ 1 и 2 все печи в рабочем состоянии.

При этом во всех камерах коксования коксовых батарей имеются:

- вертикальные трещины протяженностью более 2 м, на батареях № 3 и № 4 со сколами кромок до 20 мм;
- износ головочных кирпичей в виде эрозии и стертости «рубашки» на глубину внутрь камеры до одного вертикала от брони;
- сколы по заплечикам головок глубиной до 80 мм, частично заторкретированы;
- раковины, сетка трещин на глубину внутрь камеры до двух вертикалов от брони под газоотводящими люками, глубиной до 20 мм. На батареях № 3 и № 4 большая часть раковин заторкретирована.

Около половины камер на старых батареях № 3 и

№ 4 имеют встречное по ходу выдаваемого кокса выдвигание кладки. Практически во всех камерах под загрузочными люками имеются выдвигания кирпичей внутрь камер в районе зон перекрытия вертикалов и печей.

С 2001 г. в цехе с незначительными перерывами применяется метод ремонта огнеупорной кладки с помощью керамической наплавки. Примерный срок службы керамической наплавки – 1,5-2 г.

Состояние отопительной системы.

На батарее № 3 имеется пять неработающих вертикалов, на батарее № 4 – три. На батареях № 1 и № 2 все вертикалы работают.

Газоплотность огнеупорной кладки на старых батареях № 3 и № 4 не удовлетворительная, особенно крайних и предкрайних вертикалов. Дымовые трубы на батареях № 3 и № 4 периодически коптят. На батареях № 3 и № 4 имеются регенераторы с сопротивлением насадки 80 Па (8 мм вод. ст.) и более, что нарушает распределение воздуха на горение в обогревательных простенках.

Двери камер коксования двухригельные, футерованы шамотными марками, уплотняющая рамка мембранного типа. Газоплотность дверей коксовых печей и газоотводящей арматуры сравнительно с предыдущим обследованием в январе 2007 г. значительно улучшилась, случаи негерметичности дверей, крышек и оснований стояков отмечаются крайне редко.

Выстилка верха батарей № 3 и № 4 после ремонта отработала 15 лет и находится в неудовлетворительном состоянии. Требуется ее перекладка с заменой треснувших рам загрузочных люков и подстояковых марок или выборочный ремонт в ожидании будущей перекладки батарей. Выстилка батарей № 1 и № 2 находится в хорошем состоянии.

2. Армирование кладки печей

Армирование коксовых батарей системы ПВР – ГИПРОКОКС традиционное:

- продольное через контрфорсы и 6 верхних анкерных стяжек;
- поперечное каждого простенка - через брони и бронеовые листы анкерными колоннами коробчатого сечения с 7 анкерными узлами на каждой.

Основные анкерные пружины внизу анкерных колонн сжаты. Верхние анкерные пружины с машинной стороны нагружены на 120-140 кН (12-14 Т). Прогиб анкерных колонн составляет от 15 до 30 мм. Поперечные анкерные стяжки в районе загрузочных люков заземлены графитовыми отложениями. Подвижность стяжек утрачена и нагрузка на анкерные колонны на коксовой стороне не контролируется. Практически на всех армирующих бронях имеются трещины ребер, в основном в районе перекрытия вертикалов. На 10 % броней обнаружены сгоревшие верхние закрылки и примыкающие к ним ребра, зазоры заторкретированы. Несколько дверных рам на батареях № 3 и № 4 имеют трещины в районе ригельных крюков.

3. Газоподводящая арматура и газовоздушные клапаны

Состояние газоподводящей арматуры батарей № 3

и № 4 в целом удовлетворительное. Газоподогреватель коксовых батарей № 1 и № 2 вынесен наружу, газоподогреватель батарей № 3 и № 4 находится в подбатарейном помещении. Газоспасательная станция ежедневно контролирует содержание оксида углерода (угарного газа) в тоннелях коксовой батареи. Газовоздушные клапаны на батареях № 3 и № 4 имеют сильную коррозию, дроссельные заслонки открыты на 80-90 % из-за недостаточности тяги в боровах.

4. Режим обогрева коксовых батарей

Все батареи отапливаются коксовым газом, теплота сгорания которого по данным технического отчета за июль 2011 г. составила 4068 ккал/м³ (17,029 МДж/м³) при 20 °С и 101,3 кПа. Газ подогревается в газоподогревателе до 60-65 °С. Коэффициент избытка воздуха при сжигании газа 1,4-1,8.

Большинство периодических измерений производится регулярно, в соответствии с ПТЭ [4], за исключением замеров температуры в подовых каналах, падения температуры в контрольных вертикалах за период между кантовками и сопротивления насадки регенераторов. Распределение разрежений в глазках регенераторов удовлетворительное, среднее раскрытие дроссельных заслонок газовоздушных клапанов составляет около 80 %.

Давление под крышками смотровых лючков контрольных вертикалов нормальное, поддерживается на уровне 0-3 Па (0-0,3 мм вод. ст.). Проведены замеры подпора по простенкам на всех батареях.

Средние температуры в крайних вертикалах приведены в табл. 2.

Таблица 2. Средние температуры в крайних вертикалах, °С

	Машинная сторона			Коксовая сторона		
	Сред.	Max	Min	Сред.	Max	Min
Батарея № 3	1144	1230	1060	1179	1260	1030
Батарея № 4	1144	1220	1070	1187	1280	1010

В 20 крайних вертикалах на батарее № 3 и в 18 на батарее № 4 отклонения температуры от средней составили более 50 °С. Температуру в крайних вертикалах на 21 полупростенке (15 % от общего количества) из-за копчения коксового газа измерить не удалось.

Коксовые батареи № 1 и № 2 имеют общую дымовую трубу высотой 120 м. На коксовых батареях № 3 и № 4 старые кирпичные дымовые трубы с недостаточной высотой 80 м, рассчитанные на работу печей с полезным объемом камеры 20 м³. В общем борове имеются обрушения футеровки, что обуславливает недостаток тяги в боровах и ограничение минимально-допустимых периодов коксования на батареях № 3, № 4 не менее 18 ч.

5. Состояние газосборников и газоотводящей арматуры, режим газосборников

Все четыре коксовые батареи работают с одним трубным газосборником диаметром 1420 мм с машинной стороны. Газоотводящие стояки на батарее № 3 имеют наклон в сторону газосборника 250-300 мм, на батарее № 4 – до 70 мм.

На батареях № № 3 и 4 бригадой барильетчиков,

кроме чистки газоотводящей арматуры, еженедельно осуществляются работы по удалению смолы и фусов из газосборников с контролем величины отложений. Гидросмыв осуществляется поочередным включением секций или пар смологонов от фусового ящика к торцу газосборников и обратно. Степень очистки контролируется постоянно с помощью замеров толщины отложений, которая не превышает 50-100 мм.

Заданное давление газа в газосборниках при обороте 22 ч составляет 220 Па (22 мм вод. ст.). Автоматическая система регулирования давления в целом работает удовлетворительно. Колебания давления газа в газосборниках в среднем ± 15 Па ($\pm 1,5$ мм вод. ст.), но в отдельные смены достигают ± 20 Па ($\pm 2,0$ мм вод. ст.). Температура газа в газосборниках составляет 82-85 °С. Проведены замеры давления коксового газа на поду контрольных печей по батареям № 2 и № 3. Заданное давление +5-30 Па (0,5-3 мм вод. ст.). Газоплотность дверей обеспечивается.

6. Выдача кокса и загрузка печей. Состояние уровня эксплуатации коксовых батарей

Выдача кокса ведется по серийности 5-2 без пусковой печи. Средний интервал между двумя выдачами кокса во время обследования составил 12 мин. На двересъемных машинах установлены локальные пылеулавливающие зонты, которые улавливают до 50 % пылегазовых выбросов при выдаче.

Время простоя печей со снятыми дверями 4-6 мин. Механическая чистка дверей и дверных рам производится выдачными бригадами на всех выдаваемых печах. Соответствующие механизмы работают на всех коксовыталькивателях и двересъемных машинах.

Максимальный нормативный ампераж (сила тока привода выталькивающей штанги) при выдаче установлен 240 А. За 10 суток обследования средний ампераж выдачи кокса на батарее № 3 составил 203 А, на батарее № 4 – 213 А. Эти же показатели во время предыдущего обследования в январе 2007 г. были 191 А и 197 А, соответственно.

Количество «забуренных» печей незначительно. Основная причина «бурений», согласно актам, - дефекты кладки печей на батареях № 3 и № 4. Другие причины – нарушения в обогреве:

- на батареях № 1 и № 2 из-за графичивания горелок;

- на батареях № 3 и № 4 - при изменении периода коксования несерийных и недогружаемых печей.

Учёт печей с тугим ходом и бурением ведётся.

Набор шихты в загрузочные вагоны производится по объёму. Шихта из бункеров загрузочного вагона выпускается в последовательности: коксовый, машинный, средний бункер.

Загрузка печей шихтой производится с применением гидроинжекции. Эффективность бездымной загрузки неудовлетворительная, несмотря на достаточное разрежение во втором загрузочном люке, так как коксовые батареи работают с одним газосборником с машинной стороны. С коксовой стороны камеры соединены попарно малыми стояками для перетока газов при загрузке печей, однако заметного эффекта от

этого нет.

Для улучшения прогрева верха коксового пирога печи грузят шихтой до высоты подсводного пространства 450-600 мм. Перегруза печей нет, температура подсводного пространства 800-820 °С, что соответствует ПТЭ [4].

Средние показатели качества шихты и кокса за время технического обследования соответствовали требованиям нормативных документов.

Затраты на ремонт в цехе за 2011 г. (план/факт, млн. грн.): текущих-13,5/12,8, капитальных – 4,3/9,1. Объем ремонтов в цехе достаточен, ведется согласно планов и графиков. В случае необходимости выполняются дополнительные работы.

7. Обобщение результатов и рекомендации по результатам обследования

За время, прошедшее с момента предыдущего технического обследования (январь 2007 г.), состояние кладки и оборудования батарей №№ 3 и 4, имеющих срок эксплуатации 20 и 22 г. соответственно, ухудшилось. Возросло количество недогружаемых печей (с 5 в 2007 г. до 17 в настоящее время), появились качественно новые дефекты кладки (вдавливание простенков с машинной стороны и выдвигание кладки в районе машинного и коксового загрузочных люков). Ухудшилось состояние корнуров с коксовой стороны, обнаружены новые неработающие вертикалы, увеличилось сопротивление насадки регенераторов.

В то же время за прошедшие четыре года ни одна печь не была выведена из эксплуатации, а количество случаев «бурения» кокса в печах в 2010 г. впервые уменьшилось (с 2007 по 2009 г. количество «забуренных» печей все время возрастало). В целом состояние огнеупорной кладки соответствует сроку эксплуатации батарей (нижнее строение эксплуатируется более 35 лет).

Наиболее существенными дефектами кладки, препятствующими нормальной эксплуатации батарей, являются заужение камер с коксовой стороны (выдвигание кладки, в том числе по трещинам), что обусловлено естественным старением огнеупорной кладки. В цехе проводятся систематические ремонты выдвиганий путем их срубывания с последующей керамической наплавкой. В результате удалось существенно уменьшить количество камер с заужениями. В то же время, 6 камер по обеим батареям ремонтировались методом керамической наплавки уже по 4 раза и их дальнейший ремонт (из-за необходимости подготовки поверхности старой кладки под наплавку) может привести к разрушению кладки вертикалов с образованием провалов. Кроме того, были случаи обрушения кирпичей перекрытия вертикала на его под во время ремонта. Также необходимо отметить, что объём ремонтов методом керамической наплавки (в среднем две камеры в месяц) явно недостаточен и, учитывая в целом неудовлетворительное состояние кладки с коксовой стороны, должен быть увеличен не менее чем в 2 раза [7].

На старых батареях № № 3 и 4 существуют группы печей (№№ 104-110, 131-134, 153-156 и др.), на ко-

торых ремонты дефектов (плавная деформация простенков, дефекты кладки в районе 3-26 вертикалов, дефекты отопительной системы) методом керамической наплавки не дают необходимого результата. Для качественного ремонта простенков этих печей необходима горячая перекладка простенка на различную глубину или остановка коксовых батарей на реконструкцию.

Состояние огнеупорной кладки и армирования коксовых батарей № № 1 и 2, имеющих срок эксплуатации 11 и 4 года, удовлетворительное [10].

Уровень эксплуатации в коксовом цехе высокий.

Выводы

1. На примере одного из коксохимических предприятий Украины проанализированы условия эксплуатации однотипных большегрузных коксовых батарей с разным сроком службы (4-22 г.). В целом коксовый цех характеризуется высоким уровнем эксплуатации, газований дверей и верха батарей нет. Заданный период коксования позволяет производить равномерно прогретый кокс высокого качества, несмотря на типичные для батарей такого возраста нарушения в системе обогрева и дефекты огнеупорной кладки, обуславливающие наличие недогружаемых печей.

2. Описан процесс коррекции условий эксплуатации и ремонтов в коксовом цехе по результатам выполняемого каждые 4-5 лет обследования реального технического состояния батарей и обеспечивающих их функционирование коксовых машин, оборудования и сооружений.

3. Обследование технического состояния коксового цеха выполняется специализированной независимой инженерно-технологической организацией – ГП «Коксохимическая станция» (Харьков).

4. Необходимыми условиями стабильной работы коксового цеха являются наличие квалифицированного штата эксплуатационного и ремонтного персонала численностью не ниже проектной с увеличением штата ремонтных групп в зависимости от возраста батарей, достаточное выделение средств на текущие и капитальные ремонты цеха согласно рекомендациям Положения о ТОиР.

5. При появлении в огнеупорной кладке коксовых батарей специфических дефектов (в том числе нехарактерных для фактического срока эксплуатации) необходим анализ причин их возникновения силами специалистов предприятия с привлечением в случае необходимости научно-исследовательских и проектных организаций.

6. Показана возможность расчёта эквивалентного возраста коксовых батарей на основании учёта факторов их технического состояния и условий эксплуа-

тации и расчёта времени начала их возможного капитального ремонта или полной реконструкции.

Библиографический список

1. Антонов А.В. Влияние отдельных характеристик угля на показатели качества кокса CRI и CSR // Новости чёрной металлургии за рубежом. - 2013. - № 2. - С. 8-11.
2. Антонов А.В. Достижения коксовой отрасли Китая // Новости чёрной металлургии за рубежом. - 2013. - № 2. - С. 3-8.
3. Систематизация и анализ технико-экономических показателей работы коксохимических предприятий Украины за 2012 г. - Харьков: Гипрококк, 2013.
4. Правила технической эксплуатации коксохимических предприятий (ПТЭ-2001). - Харьков: Гипрококк, 2001. - 309 с.
5. Правила технической эксплуатации коксохимических предприятий (ПТЭ-85). - М.: МЧМ СССР, 1985. - 248 с.
6. Израэлит Э.М. Совершенствование отопительной системы коксовых батарей. - М.: Металлургия, 1964. - 220 с.
7. Сухоруков В.И., Швецов В.И., Чемарда Н.А. Ремонт кладки и армирующего оборудования коксовых батарей. - Екатеринбург: ВУХИН, 2004. - 482 с.
8. Старовойт А.Г., Золотарев И.В. Анализ функционирования предприятия через систему аттестации ИТР (руководителей, специалистов, служащих), его структурных подразделений (1000 вопросов и ответов о работе коксохимического предприятия). - Донецк: Вебер, 2008. - 404 с.
9. Золотарёв И.В., Батула Ф.И., Вегеря И.Н. и др. «Опыт эксплуатации печного фонда коксовых батарей в ОАО «Ясиновский КХЗ» // Кокс и химия. - 2003. - № 11. - С. 15-17.
10. Программа технического обследования коксовых цехов коксохимических заводов и производств. - Харьков: ВКХС, 1988. - 48 с.
11. Карпин Г.И., Чижев В.М. Минимизация последствий падения объемов производства кокса в РФ на современном этапе // Кокс и химия. - 2009. - № 3. - С. 20-24.
12. Инструкция по расчету производственной мощности коксохимических предприятий Утверждена 3 января 2001 г. - Днепропетровск: ХМО «Укрпкокк», 2001. - 24 с.
13. Темченко Ю.Ф. Отчет по техническому обследованию коксовых батарей № 3 и № 4 ЧАО «МАКЕЕВКОКС». - Харьков: ГП «КХС», 2011. - 60 с.

Поступила 30.07.2013



Корниевский В.Н., Логозинский И.Н.,
Сальников А.С. /к.т.н./, Старшиков Р.В.,
Мосиевич М.С., Зализняк И.П.
ПАО «Днепроспецсталь»

Аксельрод Л.М. /к.т.н./
ОАО «Группа «Магнезит»
Лагутин А.В.
Dalmond

Применение высокомагнезиального флюса в конвертере ГКР

В электросталеплавильном цехе № 2 ПАО «Днепроспецсталь» отработана технология применения высокомагнезиальных флюсов в агрегате газокислородного рафинирования. Показана эффективность применения флюса с целью замедления процесса износа футеровки и формирования защитного гарнисажа по завершению плавки. Табл. 2. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: газокислородное рафинирование, огнеупоры, высокомагнезиальные флюсы

In the EAF shop number 2 of PJSC "DSS" the technology of application of high-Mg fluxes in oxygen refining unit. The efficiency of the use of flux in order to slow the process of lining wear and the formation of a protective ledge to complete melting.

Keywords: gas-oxygen refining, refractory, high-magnesian fluxes

Конкуренция производителей качественных сталей требует снижения их себестоимости. Особонизкоуглеродистые ($C < 0,03\%$), коррозионностойкие стали в ЭСПЦ-2 ПАО «Днепроспецсталь», выплавляются по технологии [1].

Введение в технологическую схему агрегата «ковш-печь» сократило время обработки металла в агрегате ГКР, за счет переноса операций по рафинированию и доводке в УКП, что позволило оптимизировать расход легирующих и корректировку содержания в заданных пределах Ni, Mn, Mo, Cr, Si, C.

Газокислородный конвертер емкостью 60 т в ПАО «Днепроспецсталь» футерован периклазоизвестковыми огнеупорами и состоит из съёмного днища с донным газо-кислородным дутьем, которое осуществляется тремя фурмами типа «труба в трубе» диаметром 36/28 мм с расходом 20–60 м³/мин кислорода и 15–35 м³/мин аргона или азота.

С использованием пяти марок периклазоизвестковых огнеупоров выкладывается дифференцированная футеровка: в зоне металла изделиями, содержащими 63 % MgO, 35 % CaO, другие оксиды (Fe_2O_3 , SiO_2 , Al_2O_3 , Mn_3O_4) менее 2 % и показателями свойств: кажущейся плотности 2,9 кг/см³, пористости открытой 13,5 %. В наиболее изнашиваемых участках футеровки ванны конвертера наряду с увеличением толщины рабочей футеровки до 750 мм используются изделия повышенного качества: 62 % MgO, 36 % CaO, прочие оксиды (Fe_2O_3 , SiO_2 , Al_2O_3 , Mn_3O_4) менее 2 % и показателями свойств: кажущейся плотности 3,0 кг/см³, пористости открытой 11,5 %.

В ПАО «Днепроспецсталь» за последние 10 лет внесены существенные изменения в технологию применения огнеупорных материалов. Переход к дифференцированной футеровке конвертера ГКР периклазоизвестковыми огнеупорами во всех зонах футеровки, кроме горловины, где используются безобжиговые огнеупоры на пековом связующем, позволил в

2012 г. достичь стойкости 100–110 плавов, вместо 32 плавов при использовании периклазохромитовых огнеупоров, снизить удельные затраты с 226 до 131 гривны на тонну стали [2].

Наиболее интенсивно износ футеровки кислородного конвертера идет в период формирования шлака, при его низкой основности и высокой окисленности. С повышением основности шлака скорость износа футеровки падает.

Один из способов защиты футеровки металлургического агрегата в процессе его эксплуатации - формирование защитного гарнисажа. Гарнисаж и износ футеровки замедляется за счет создания в шлаке концентрации оксида магния, приближающейся к пределу растворимости, что используется в кислородных конвертерах и дуговых сталеплавильных печах, сталеразливочных ковшах [3, 4].

В последнее время для защиты футеровки в кислородных конвертерах и дуговых сталеплавильных печах используются высокомагнезиальные флюсы, однако особенности процесса в конвертере ГКР требуют отработки конкретной технологии в этих условиях.

Фазовый состав высокомагнезиальных флюсов DALSLAG PL70 включает ожелезненный периклаз (серия растворов магнезиовюстита, магнезиоферрита и периклаза с высокой температурой плавления) - более 90 %, а также до 7–9 % в сумме монтичеллита ($CaO \cdot MgO \cdot SiO_2$, $t_{пл} = 1430$ °C), мервинита ($3CaO \cdot MgO \cdot 2SiO_2$, $t_{пл} = 1436$ °C), ферритов магния ($MgO \cdot Fe_2O_3$, $t_{пл} > 1750$ °C) и магнезиовюстита ($FeO \cdot MgO$, $t_{пл} = 1830$ °C). Крупные зерна ожелезненного магнезита имеют повышенную концентрацию железа и соответственно меньшую температуру плавления на периферии зерна, где она значительна (до 50–60 % Fe_2O_3), и минимальную концентрацию и более высокую температуру плавления ближе к центру. Мелкие зерна насыщены оксидами железа

более равномерно. Исследования по определению скорости растворения магнезиальных флюсов в шлаковом расплаве [3] показали, что, например, скорость растворения флюса марки ФОМ, фазового состава близкого к DALSLAG PL70, в конвертерном шлаке в три раза больше, чем обожженного доломита, содержащего более 12 % оксидов, таких как Fe_2O_3 , SiO_2 , Al_2O_3 и др. и в фазовом составе, помимо периклаза и оксида кальция, имеются более легкоплавкие браунмиллерит ($4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3$, $t_{пл.} = 1415^\circ C$), ранкинит ($3CaO \cdot 2SiO_2$, $t_{пл.} = 1429^\circ C$) и ферриты кальция ($2CaO \cdot Fe_2O_3$, $t_{пл.} = 1436^\circ C$ и $CaO \cdot Fe_2O_3$, $t_{пл.} = 1215^\circ C$). Сочетание компонентов, различающихся температурой плавления, способствует лучшему залечиванию дефектов рабочей поверхности футеровки конвертера. Температура футеровки при выпуске металла из агрегата ГКР составляет $1600-1650^\circ C$, адгезия флюса к футеровке при этой температуре облегчена, способствуя формированию гарнисажа на ее поверхности.

Магнезиальные флюсы марок DALSLAG PL70, DALSLAG PL703, получаемые высокотемпературным обжигом магнезита и сидерита $Mg-Fe(CO_3)_2$,

представлены в значительной степени ферритами магнезия и существенно меньшим количеством более легкоплавких ферритов кальция, что способствует высокой скорости растворения флюсов в шлаке.

При применении высокомагнезиального флюса взамен периклазового порошка снижается продолжительность усвоения шлаком MgO -содержащей добавки, обеспечивается повышение концентрации MgO в шлаке до нужных значений, снижаются затраты на тонну стали вследствие меньшей стоимости флюса в сравнении со стоимостью периклазового порошка.

Характеристики опробованных материалов основного состава, упомянутых в настоящей статье, приведены в табл. 1.

По действующей технологии в качестве основного модификатора шлака применяется максимально допустимое количество спеченного периклазового порошка марки DALPOR P87E (табл. 1), не препятствующее необходимой жидкоподвижности шлака (700 кг на плавку). Его присадка производится через бункерную систему после выпуска металла или перед заливкой полупродукта в конвертер. Экспери-

Таблица 1. Характеристики опробованных магнезиальных материалов

Наименование	Химический состав, вес. %						Фракционный состав
	MgO	CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Mn ₃ O ₄	S	
Периклазовый порошок марки DALPOR P87E; P88E (ТТ 72664728-076-2008)	88-89	4-6	4	н.д.	н.д.	н.д.	<4 мм – 95 %, в т.ч. <1 мм – 50-85 %
Помол доломитового кирпича	50	48	0,7	0,6	0,1	н.д.	н.д.
Высокомагнезиальный флюс DALSLAG PL70 (ТТ 72664728-075-2008)	71-83	4-8	<5	<6,0	н.д.	<0,05	4-40 мм >90 % <4 мм - <10 %
Высокомагнезиальный флюс DALSLAG PL703 (ТТ 72664728-374-2011)	68-75	4-12	<6	4-12	н.д.	<0,05	>4 мм – менее 10 % <1 мм - менее 85 %

Таблица 2. Химический состав шлаков III периода отдельных кампаний выплавки с применением высокомагнезиальных материалов

№ кампании выплавки	Стойкость футеровки, плавков	Количество проб шлака, штук	Присадка магнезиальных добавок, кг				Химический состав шлака, %				Основность шлака
			DALPOR P88E	Помол доломитового кирпича	Флюс		среднее / min-max				
					DALSLAG PL-70	DALSLAG PL-703	MgO	CaO	SiO ₂	CaO / SiO ₂	
350	99	15	700			6,55 / 4,1-8,8	54,95 / 38,1-58,2	38,06 / 35-40,75	1,61 / 1,20-1,64		
		15		1400		5,42 / 4,6-6,25	57,2 / 43,1-57,4	38,2 / 36,4-44,5	1,64 / 1,31-1,43		
		17			770		9,91 / 7,1-12,8	57,2 / 37,2-58,2	36,93 / 25,5-46,75	1,82 / 1,74-1,52	
356	103	20	700			7,09 / 5,18-8,9	52,5 / 44-58,2	35,48 / 31,95-39	1,68 / 1,54-1,72		
		15			780		9,0 / 6,9-12,4	47,19 / 34,4-58,3	35,1 / 26,25-39,75	1,60 / 1,57-1,78	
364	101	15			780		9,55 / 7,4-13,1	56,9 / 39,4-57,18	27,7 / 24,4-38,63	2,40 / 1,92-1,82	
		19				730		10,25 / 8,16-13,6	54,8 / 35,8-56,87	28,25 / 25,57-42,34	2,30 / 1,71-1,66

ментально было показано, что для растворения магнезиальной присадки с достижением концентрации MgO в шлаке до значений 8-10 % требуется от 20 до 35 мин.

В табл. 2 приведен состав шлаков отдельных кампаний конвертера ГKP, отобранных в III периоде восстановительного рафинирования металла при применении исследованных MgO-содержащих материалов. Из табл. 2 видно, что средний уровень концентрации MgO в шлаке составлял 6,55-7,09 %, несмотря на достаточное количество присаживаемого периклазового порошка, вследствие его низкой реакционной способности и не контролируемым пылеуносом мелких фракций.

Для наведения шлака с необходимым содержанием MgO был опробован помол отработанного доломитового кирпича. Его присадка в количестве 1400 кг обеспечивала среднее содержание MgO в шлаке 5,42 % (табл. 2), что было недостаточным.

Применение высокомагнезиальной добавки в шлак при выплавке стали в ГKP с периклазоизвестковой футеровкой началось с 2011 г. Провели ряд испытаний широко применяемого в кислородных конвертерах магнезиальноизвесткового флюса марки DALSLAG PL-70 в виде гранул фракции 40-4 мм, а также мелкофракционного (0-4 мм) флюса марки DALSLAG PL703 (табл. 1).*

Технология присадки флюса DALSLAG PL703 фракции 0-4 мм в конвертер не отличалась от технологии присадки флюса DALSLAG PL70, при этом распыление в пустом конвертере мелких фракций флюса способствовало формированию защитного гарнисажа в начальный период эксплуатации агрегата с частичным восстановлением участков изношенной футеровки, образующихся со временем. Показано, что применение флюса DALSLAG PL703 обеспечивало его ускоренное растворение в шлаке с достижением среднего содержания в шлаке 10,25 % MgO (табл. 2).

Основность получаемых шлаков составляла 1,46–2,14. Сравнение ее величины с зависимостью концентрации насыщения шлака MgO от $B = CaO/SiO_2$ в равновесии [5] показывает, что фактическая концентрация была ниже равновесной при использовании периклазового порошка и доломита, и достигала и превышала равновесную при использовании флюсов DALSLAG PL70 DALSLAG PL703.

Для оценки влияния шлаков с повышенным содержанием MgO на опытных кампаниях был проведен анализ степени десульфурации металла. Показано, что десульфурация металла плавов, выплавленных с использованием флюсов, не ухудшилась и составляла 71-72 %, что идентично степени десульфурации металла, выплаваемого по действующей технологии с использованием периклазового порошка.

Оптимизация технологических параметров выплавки нержавеющей стали в конвертере ГKP при действующей технологии шлакообразования привела к увеличению стойкости агрегата до 100–115 плавов. Применение высокомагнезиальных флюсов DALSLAG PL70 и DALSLAG PL703 в сравнительных условиях эксплуатации показывает возможность достижения стабильной стойкости футеровки конвертера 110–115 плавов без изменения качества металла.

Анализ экономической эффективности применения высокомагнезиальных флюсов взамен периклазового порошка показал возможность снижения удельных затрат до 8 грн./т стали.

Выводы

Проанализировано влияние присадок периклазового порошка, помола отработанного доломитового кирпича и высокомагнезиальных флюсов DALSLAG PL-70 и DALSLAG PL-703 на состав шлаков и стойкость футеровки конвертера ГKP; показана способность мелкофракционного флюса DALSLAG PL-703 формировать защитный гарнисаж на футеровке конвертера за счет спекания с ней мелких фракций флюса; показана возможность снижения удельных затрат до 8 грн./т стали.

Библиографический список

1. Коваль А.Е., Казаков С.С., Король Л.Н., Кнохин В.Г. Совершенствование технологии выплавки коррозионно-стойких сталей в ОАО «Днепропетсталь» // Сталь. – 2002. - № 9. - С. 36-40.
2. Барков Е.Н., Логозинский И.Н., Сальников А.С., Король Л.Н., Булат В.А. Применение доломитовых изделий для футеровки конвертора газокислородного рафинирования при выплавке коррозионно-стойких нержавеющей сталей на заводе «Днепропетсталь» // Новые огнеупоры. – 2005. - № 11. - С. 76-78.
3. Демидов К.В., Смирнов Л.А., Возчиков А.П. и др. Технология производства высокомагнезиальных флюсов и повышение стойкости футеровки при их использовании в конвертерной плавке // Сталь. – 2011. - № 11. - С. 21-27; № 12. - С. 10-16.
4. Аксельрод Л.М., Оржех М.Б., Кушнерев И.В. Повышение стойкости футеровки ДСП путем использования MgO-CaO флюса // Электротеплотехника. – 2009. - № 11. - С. 9-13.
5. Obst K.H., Schurmann E., Munchberg W.u.a. // Arh. Eisenhutt. – 1980. - № 6. – P. 407-412.

Поступила 30.08.2013

* В работе принимали участие Зубков А.А., Ковалева С.В., Степанова В.П., Тур Л.В.

Определение окисленности полуспокойной конвертерной стали на различных этапах её производства*

Приведены сведения о результатах замеров окисленности стали при выплавке, раскислении и разливке. Ил. 13. Табл. 1. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: окисленность, кислородный конвертер, сталь, раскисление, разливка

Information is given on the results of measurements of oxidation of steel in the melting, casting and deoxidation.

Keywords: oxidation, oxygen converter steel deoxidation, casting

На заводе им. Петровского полуспокойную сталь выплавляют с 1961 г. В последние 10 лет она составляет 90 % сортамента кислородно-конвертерного цеха, причём подавляющее большинство составляет сталь марки Зпс. Сталь раскисляется в ковше силикомарганцем и ферромарганцем, с подрактированием чешковым алюминием.

После проведения исследований с июня 2011 г. началось широкомасштабное использование технологии частичного закупоривания слитков стали Зпс гранулированным алюминием в ходе разливки с расходом около 0,02 кг/т, при этом содержание кремния в стали поддерживали на уровне 0,05 % [1].

Основным критерием оптимальной раскисленности стали является её поведение в изложнице во время и после разливки. Металл при разливке должен не подкипать, а искрить после её окончания в течение 10-15 с с образованием ровной или слегка выпуклой поверхности.

Тем не менее, при выполнении всех условий, предусмотренных технологической инструкцией, в первом полугодии 2013 г. около 12 % плавок имели бугристую или рослую поверхность слитков. Очевидно, это связано с различным содержанием в стали остаточного кислорода, зависящим от многих факторов. Известно, что в полуспокойной стали оно должно изменяться в очень узких пределах, и быть близким к равновесному содержанию с углеродом [2].

Поскольку при прокатке на блюминге слитков с бугристой или рослой поверхностью имеет место повышенная сверхнормативная обрезь (СНО) необходимо было определить оптимальное содержание кислорода в стали, при котором этот недостаток сводится к минимуму.

В то время как кипящая сталь содержит сравнительно много кислорода (200 и более ppm), а спокойная мене 50 ppm, то в полуспокойной стали содержание кислорода должно находиться между этими значениями и быть оптимальным [3].

Измерения проводились с использованием измерительной системы «Селох», содержащей: датчик Селох; погружной зонд с внутренним компенсационным кабелем; внешний кабель, соединяющий зонд с прибором Multi-Lab; прибор Multi-Lab III Celox.

* В работе принимали участие: Васильев Д.П., Горбенко Ю.Г., Шпак В.И., Кравченко В.Е., Воронин Д.В., Вышинский С.В.

В первом полугодии 2013 г. было проведено 4 серии замеров активности a_o кислорода в стали на различных этапах её производства: 68 замеров - в конвертере, 58 замеров - в ковше после подачи раскислителей и 17 - в изложнице. Результаты замеров показаны на рисунках 1-13. Приведенные данные относятся к стали ЗПС и S235JR (аналог ЗПС). Датчики активности кислорода в жидкой стали позволяют определять содержание свободного несвязанного (активного) кислорода.

На рис. 1-3 показаны зависимости a_o от содержания углерода и марганца на повалке перед выпуском стали из конвертера и её температуры в этот момент. Видно, что с понижением содержания углерода и марганца в стали, а также с повышением её температуры активность кислорода растёт, что соответствует другим работам [2].

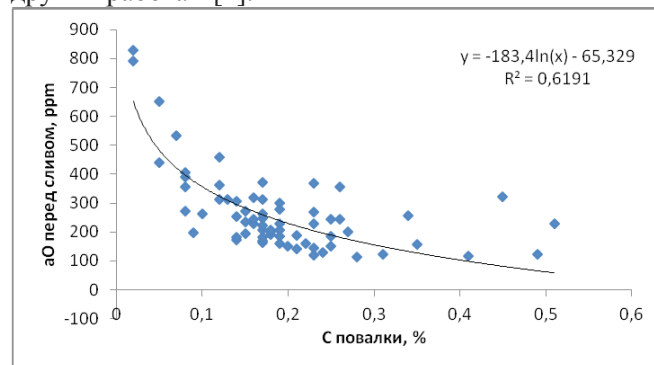


Рис. 1. Зависимость активности кислорода в стали от содержания углерода на повалке

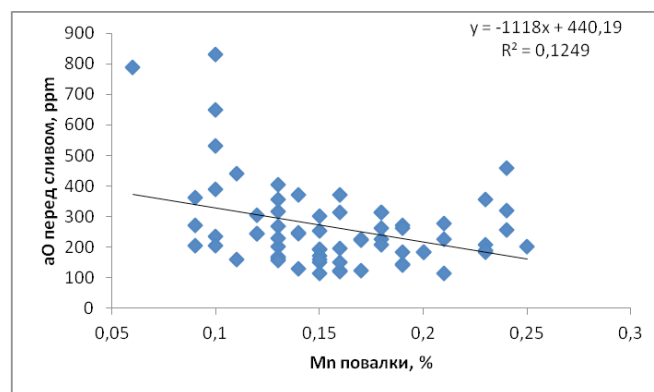


Рис. 2. Зависимость активности кислорода в стали от содержания марганца на повалке

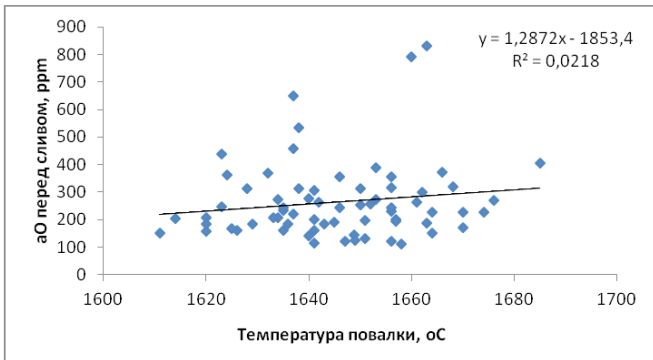


Рис. 3. Зависимость активности кислорода в стали от её температуры на повалке

В соответствии с реакцией $[C] + [O] \rightarrow \{CO\}$; (1)

$$K_{c-o} = \frac{P_{CO}}{a_c a_o} \quad (2)$$

зависимость на рис. 1 должна иметь вид

$$a_o = p_{CO} / K_{c-o} * a_c \approx p_{CO} / K_{c-o} [C]; \quad (3)$$

$$\text{или } \ln a_o = \ln p_{CO} - \ln K_{c-o} - \ln [C]. \quad (4)$$

Другой характер зависимости выбран авторами из условия максимально возможной тесноты связи между значениями параметров, указанных на осях рисунка.

Для рис. 2 изменение a_o с изменением содержания [Mn] вызвано реакцией



константа равновесия которой

$$K_{Mn-o} = \frac{a_{MnO}}{a_{Mn} a_o}, \quad (6)$$

откуда

$$a_o = \frac{a_{MnO}}{K_{Mn-o} a_{Mn}} \quad (7)$$

На такой характер зависимости, в частности, указывают и выпадения точек значений a_o при [Mn] 0,1 %.

Так как для реакции (1)

$$\lg K_{c-o} = \frac{1160}{T} + 2,0, \quad (8)$$

то с ростом температуры стали K_{c-o} уменьшается и, следовательно, a_o должна расти, что и наблюдается на рис. 3.

На рис. 4-7 показано влияние различных факторов на a_o в стали после присадки в ковш раскислителей.

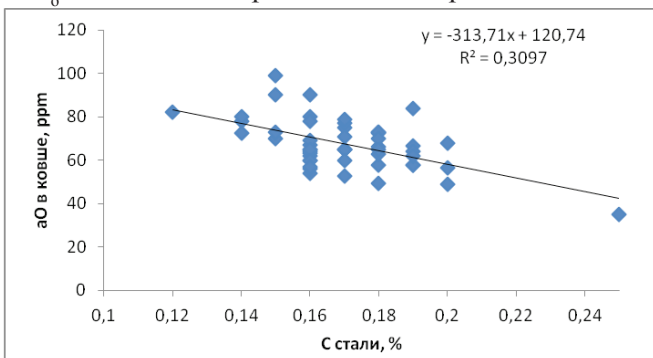


Рис. 4. Зависимость активности кислорода от содержания углерода в раскисленной стали

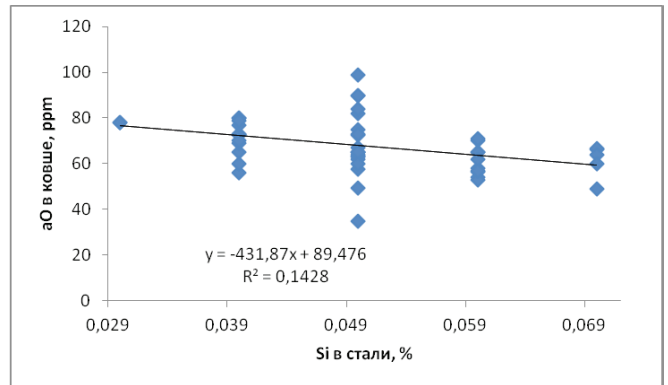


Рис. 5. Зависимость активности кислорода от содержания кремния в раскисленной стали

Алюминий чушковый присаживается в ковш, как правило, по окончанию ввода других раскислителей. Обычно усвоение алюминия сталью при такой технологии составляет около 50 %, что соответствует степени его влияния на a_o (рис. 6).

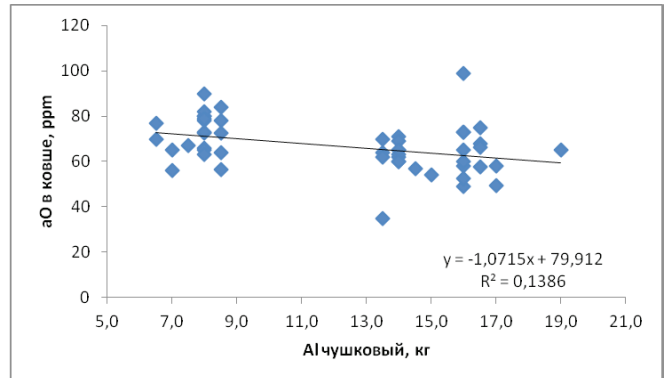


Рис. 6. Зависимость активности кислорода в стали от массы присаженого в ковш алюминия чушкового

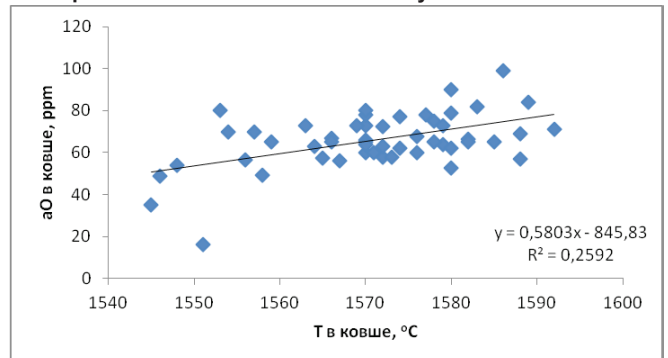


Рис. 7. Зависимость активности кислорода в стали от её температуры в ковше

На рис. 8-12 показано влияние некоторых факторов на окисленность стали во время её разлива в изложницы сверху и сифоном. Из-за небольшого количества замеров (17) эти данные носят ориентировочный характер, тем не менее, они дают основание для следующих предположений. Уменьшение содержания углерода в стали приводит к повышению её окисленности при обоих способах разлива (рис. 8). Если при разливе стали сверху влияние на a_o содержание кремния (рис. 9), марганца (рис. 10) и температуры (рис. 11) объяснимо, то при разливе сифоном эти же факторы оказывают противоположное влияние. Воз-

можно, это связано с различиями технологии присадок гранулированного алюминия: при разливке сифоном – в центровую, при разливке сверху в изложницу.

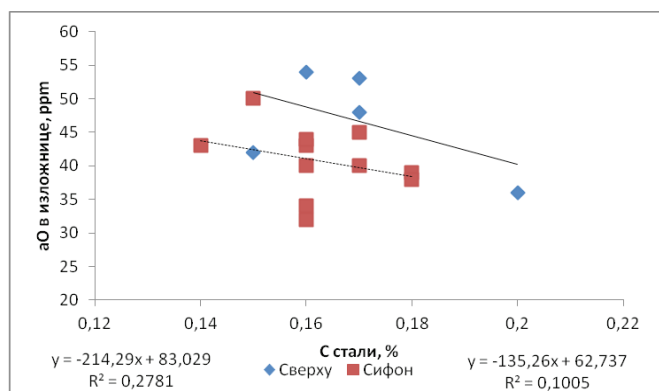


Рис. 8. Зависимость активности кислорода в стали в изложнице от содержания углерода

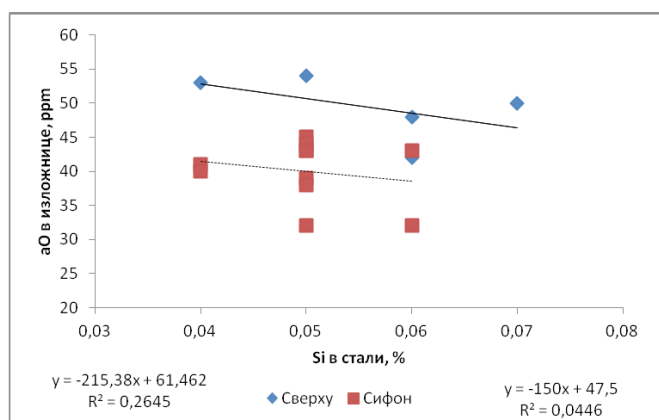


Рис. 9. Зависимость активности кислорода в стали в изложнице от содержания кремния

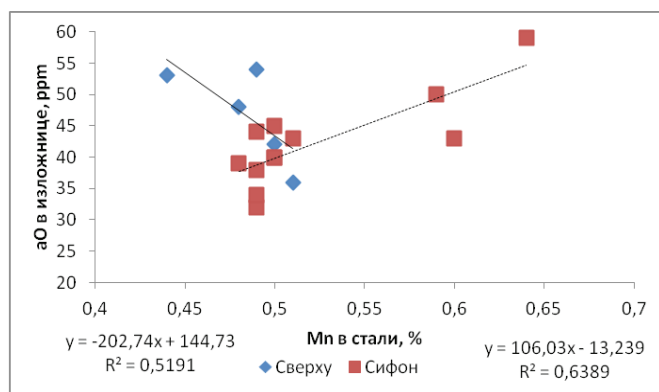


Рис. 10. Зависимость активности кислорода в стали в изложнице от содержания марганца

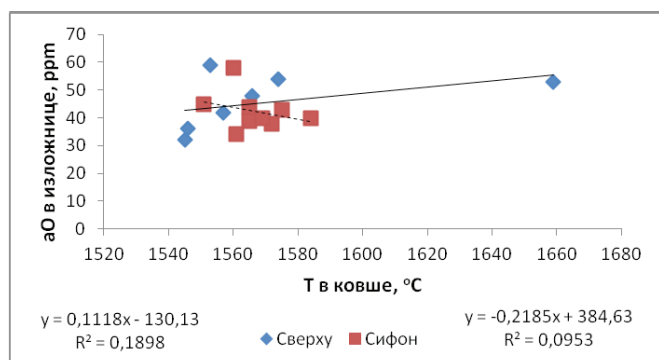


Рис. 11. Зависимость окисленности стали в изложнице от температуры в ковше

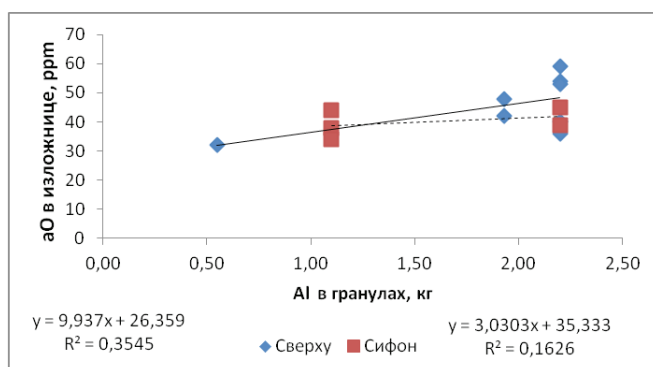
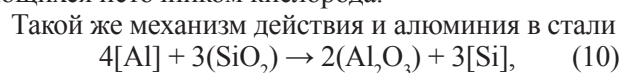


Рис. 12. Зависимость окисленности стали в изложнице от массы присаженного алюминия гранулированного

При сифонной разливке также идёт взаимодействие стали с сифонной проводкой по реакции



усиливающееся с ростом температуры, а образующийся оксид марганца ошлаковывает огнеупор с образованием неметаллических включений (НВ), являющихся источником кислорода.



чем и объясняется зависимость, представленная на рис. 12.

Наибольшее влияние на окисленность стали оказывает содержание углерода (рис. 4) и кремния (рис. 5). Алюминий принято считать сильным раскислителем, однако в данном случае он слабее снижает окисленность стали, чем следовало ожидать (рис. 6). Это может быть только в том случае, когда источником окисления алюминия является не только растворенный в металле кислород, но кислород атмосферы и НВ. По этой причине рис. 6 и 12 следует рассматривать совместно. Данный факт требует уточнения, прежде всего, с точки зрения момента и места присадки алюминия в ковш при выпуске стали.

Увеличение температуры стали в ковше так же, как и на повалке, способствует росту a_o (рис. 8).

Замечено, что в некоторых случаях во время выдержки стали перед разливкой в ковше на стенде величина a_o уменьшается, что может быть связано со снижением температуры (см. выше).

Средняя величина a_o в изложнице примерно в 1,4 раза меньше чем в ковше. Установить динамику её изменения в ходе разливки не удалось, тогда как, при выдержке в ковше она уменьшалась со скоростью около 1,3 ppm/мин.

Можно предположить, что окисленность стали от ковша к изложнице снижается из-за продолжающегося усвоения ферросплавов, однако отборы проб стали в начале, середине и конце разливки с последующим анализом их химического состава показали полную идентичность последнего, что позволяет говорить об усвоении ферросплавов до начала разливки. Причина снижения окисленности, очевидно, в том, что при более медленной сифонной разливке увеличивается количество всплывших НВ, что уменьшает a_o , то же самое происходит и при выдержке стали в ковше. Всплывание НВ сдвигает процесс $\Sigma_x O_y \leftrightarrow xE + yO$

СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

влево (Э – Mn, Si, Al...), за счёт чего наблюдается тенденция к снижению брака (рис. 13).

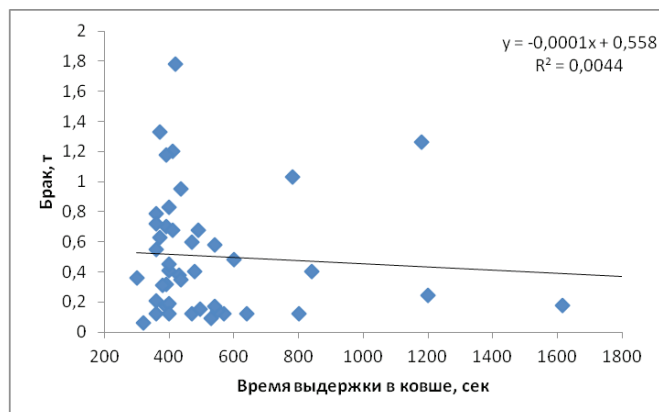


Рис. 13. Влияние продолжительности выдержки стали в ковше на СНО и брак 1-го передела

После прокатки 58 плавков, на которых была измерена активность кислорода в жидкой стали в ковше перед разливкой, была сделана выборка данных о сверхнормативной обрезки на ПГН блюминга, результаты которой представлены в таблице.

Таблица. Зависимость между активностью кислорода в стали и величиной сверхнормативной обрезки в прокате

Показатели \ a_o , ppm	≤ 50	51-80	> 80
Количество плавков, шт.	8	46	4
Доля от общего количества плавков, %	13,8	79,3	6,9
Показатели СНО, т/пл. (%)	0,35 (0,59)	0,22 (0,37)	0,45 (0,76)
В том числе:			
Рванина, т/пл. (%);	0,35 (0,59)	0,19 (0,32)	0,36 (0,61)
Расслой, т/пл. (%);	-	0,01 (0,02)	0,09 (0,15)
Усадка, т/пл. (%)	-	0,02 (0,03)	-

Повышение СНО на плавках с $a_o \leq 50$ ppm, очевидно, связано с перераскисленностью стали, а при $a_o \geq 90$ ppm с её недораскисленностью. Таким образом, существует оптимальная окисленность стали 50-80 ppm с минимизацией брака, что обычно характерно для полуспокойной стали. Использование исследованного метода контроля её окисленности позволит в дальнейшем регулировать степень раскисленности, поддерживая её величину на оптимальном уровне.

Результаты замеров окисленности стали могут дать наибольший эффект при продувке металла в ковше аргоном или азотом.

Выводы

1. В условиях ККЦ завода им. Петровского наиболее сильное влияние на окисленность стали типа ЗПС оказывают содержания в ней углерода и температура.
2. Усвоение ферросплавов в ковше к моменту начала разливки полностью завершается.
3. Для условий ККЦ оптимальной окисленностью стали в ковше после дачи ферросплавов можно считать 50-80 ppm.

Библиографический список

1. Заспенко А.С., Онацкий С.М., Шибко А.В. и др. Частичное закупоривание полуспокойной конвертерной стали // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2011. - № 6 – С. 6-7.
2. Явойский В.И., Лузгин В.П., Вишкарёв А.Ф. Окисленность стали и методы её контроля. – М.: *Металлургия*, 1970. – 288 с.
3. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов. – К.-Донецк: *Вища школа*, 1986. – 280 с.

Поступила 25.09.2013

**В РЕДАКЦИИ МОЖНО ЗАКАЗАТЬ ЭЛЕКТРОННУЮ
ВЕРСИЮ ЖУРНАЛА**

**стоимость электронного варианта - 288 грн.,
стоимость печатного варианта - 430 грн.**

контактный телефон, факс 0562-46-12-95



**Грищенко С.Г. – Председатель Расширенного программного комитета ИНФАКОН-14, д.т.н., проф.,
Куцин В.С. – Сопредседатель Расширенного программного комитета ИНФАКОН-14, д.т.н., Кравченко П.А
– Председатель Организационного комитета ИНФАКОН-14, Председатель Совета директоров УкрФА,
Кудрявцев С.Л. – исполнительный директор УкрФА**

Международные ферросплавные конгрессы ИНФАКОН: история с продолжением

В первых числах июня 2013 г. состоялось знаковое для отечественной ферросплавной промышленности событие: в ходе очередного, тринадцатого по счету, Международного конгресса ферросплавщиков в г. Алматы, Республика Казахстан, постоянно действующий Комитет по организации ферросплавных конгрессов принял решение о проведении следующего конгресса в Украине в 2015 г.

История ИНФАКОНов – [International Ferroalloy Congress (Международный ферросплавный конгресс)], насчитывает уже почти сорок лет. В 1974 г. Южно-Африканский институт горного дела и металлургии (SAIMM) и Ассоциация производителей ферросплавов (FAPA) инициировали проведение 1-го конгресса ИНФАКОН. В результате соглашения между национальными ферросплавными ассоциациями различных стран, подписанного на этом конгрессе, был учрежден Международный ферросплавный комитет, главной задачей которого является дальнейшее развитие системы INFACON, обеспечение высокого научного и технического уровня докладов, сообщений и статей участников форума.

Со временем Международные конгрессы ИНФАКОН стали наиболее авторитетными форумами специалистов ферросплавной промышленности, позволяющими оценить уровень техники и технологии в процессах ферросплавных переделов, определить перспективные направления развития отрасли в целом и отдельных производителей в частности, получить наиболее полную и актуальную техническую и технологическую информацию, включая данные о теории и практике ферросплавного производства, новейших разработках в области технологического оборудования, электропечестроения, шлакопереработки, газоочистки, энергоэффективности.

На последнем по счету конгрессе ИНФАКОН-13, прошедшем под девизом «Эффективные технологические процессы в производстве ферросплавов» в июне 2013 г. в г. Алматы, было зарегистрировано 480 делегатов из 36 стран мира. Географическое представительство участников традиционно очень обширно – это представители всех континентов: Южной и Северной Америки, Африки, Европы, Азии и Австралии.

Участники Конгресса представляли ведущие научно-исследовательские институты, центры, высшие учебные заведения, горно-металлургические и ферросплавные предприятия, такие как SMS SIEMAG, Outotec, Thyssen Krupp, POSCO, HATCH, KAZCHROME, HANWA, TENOVA и др. - всего 120 предприятий.

Украину на этом Конгрессе представляла деле-

гация в составе 21 специалистов ферросплавной отрасли, включая Компанию «Приватинтертейдинг», Никопольский, Запорожский и Стахановский заводы ферросплавов, научные и проектные организации, специализирующиеся в области ферросплавного производства, и Украинскую ассоциацию производителей ферросплавов и другой электрометаллургической продукции (УкрФА).

Работа Конгресса ИНФАКОН-13 проходила по трем секциям, и включала следующие тематические направления:

- технологии и производственная деятельность;
- технические и прикладные аспекты производства;
- фундаментальные исследования;
- энергия и экология;
- экономические вопросы.

Авторами докладов были представлены результаты научных исследований, направленных на улучшение технологических процессов выплавки ферросплавов в электропечах переменного и постоянного тока, показаны результаты внедрения новых технических решений по повышению эффективности ферросплавного производства. Были широко освещены вопросы энергосбережения, снижения нагрузки на окружающую среду, охраны труда, повышения качества продукции. Необходимо отметить, что все представленные работы (за исключением небольшого числа «чисто» теоретических разработок) ориентированы на решение актуальных проблем конкретных производств, а их авторы зачастую являются сотрудниками научных центров, созданных при крупных ферросплавных предприятиях.

В рамках Конгресса прошла специализированная выставка, в которой приняли участие ведущие производители технологического оборудования.

В рамках Конгресса для гостей и участников были организованы две технические экскурсии на Актюбинский и Аксукский заводы ферросплавов.

В целом, конгресс ИНФАКОН-13 прошел в созидательной творческой атмосфере, подготовка и организация конгресса, а также научный и технический уровень представленных докладов получили высокую оценку Международного ферросплавного комитета, делегатов, спонсоров и гостей конгресса.

На заключительном заседании МФК 11 июня 2013. в г. Алматы, в результате голосования, почетное право проведения конгресса ИНФАКОН-14 в 2015 г. было присуждено Украине, а местом проведения конгресса утвержден г. Киев. Предоставление нашей стране права на проведение следующего конгресса ИНФА-

КОН свидетельствует о серьезном авторитете ферросплавных предприятий Украины на мировом рынке, высоком уровне развития производственной базы ферросплавной отрасли нашей страны, признанием достижений украинской фундаментальной и прикладной науки в сфере электрометаллургии ферросплавов. Для выпуска качественных и конкурентоспособных на мировых рынках ферросплавов в Украине есть все необходимые условия и возможности, а ферросплавная отрасль обладает достаточным заделом научно-технологических разработок, квалифицированными инженерно-техническими и рабочими кадрами.

Основные направления тематики конгресса в Украине приняты следующие:

- теория и практика ферросплавного производства (с разбивкой на марганцевые, хромистые, кремнистые и прочие виды ферросплавов);

- совершенствование оборудования для производства ферросплавов (включая печи постоянного тока, газоочистки и пр.);

- экология и охрана окружающей среды, переработка и утилизация отходов производства, включая ферросплавные шлаки;

- основные пути энергосбережения и повышения энергоэффективности ферросплавного производства;

- сырьевые материалы ферросплавного производства (руды, концентраты, агломераты, восстановители и пр., способы их подготовки);

- качество ферросплавов, перспективы производства, исходя из требований сталеплавильной отрасли.

Во время проведения ИНФАКОН-14 в Украине его участникам предполагается предоставить возможность посетить с техническим туром крупнейшее современное ферросплавное предприятие мира - Никопольский завод ферросплавов.

Участники Рабочей встречи МФК поддержали украинских организаторов будущего конгресса в двух новациях:

Во-первых, учитывая, что Украина по рейтингу мировых производителей стали находится в первой десятке стран, ферросплавный Конгресс в Киеве будет проходить в тесном сотрудничестве со сталеплавильщиками. Они являются основными потребителями ферросплавной продукции, поэтому ферросплавщикам необходимо четко понимать, какие виды и марки ферросплавов, в каких объемах и с какими требованиями по качеству окажутся востребованными в ближайшее время и на перспективу. Сделать выводы здесь невозможно без учета анализа тенденций развития мировой металлургии, в частности, наблюдаемого в последние годы постоянного увеличения доли стали, выплавляемой на мини - металлургических заводах, и выплавки специальных высоколегированных сталей и сплавов с особыми служебными характеристиками, применяемых в современной технике различного назначения.

Во-вторых, по инициативе УкрФА, Конгрессу ИНФАКОН-14 будет предшествовать так называемый «малый или молодежный ИНФАКОН», на который мы предполагаем пригласить молодых ученых и проекти-

ровщиков, работающих по ферросплавной проблематике, молодых специалистов ферросплавных заводов, студентов профильных учебных заведений.

«Молодежный ИНФАКОН» (право на использование нами этого бренда официально подтверждено МФК) пройдет 27 марта 2014 г. в Днепропетровске, на базе Национальной металлургической академии Украины, являющейся основным украинским ВУЗом по подготовке ферросплавщиков и имеющей богатый опыт в организации и проведении подобных мероприятий. Широко известна научная школа ферросплавщиков НМетАУ во главе с крупнейшим ученым мирового уровня академиком НАНУ Гасиком М.И. Днепропетровские студенты, а также студенты электрометаллургических специальностей из учебных заведений Киева, Донецка, Запорожья, молодые ученые и специалисты будут участниками этой молодежной конференции. Предполагается, что наиболее отличившихся в ходе молодежного ИНФАКОНа докладчиков затем пригласят участвовать на следующий год в «большом ИНФАКОНе».

Тема – «снижение энергозатрат и экология» – была ключевой в ходе встречи в Брюсселе делегации УкрФА с Генеральным секретарем Европейской ассоциации производителей ферросплавов «Евроальяж» («Euroalliances») Инес Ван Льерд. Как отметили представители и Еврокомиссии, и «Евроальяжа», основные усилия в области технического перевооружения и модернизации ферросплавных предприятий необходимо направить на внедрение современных энергоэффективных технологий, сокращение потребления энергоносителей, ресурсосбережение, снижение выбросов в окружающую среду, утилизацию отходов производства и решение других экологических проблем. Эта точка зрения была полностью поддержана руководителями УкрФА.

В заключение, мы считаем необходимым еще раз подчеркнуть, что сейчас Украина получила беспрецедентное право на проведение в 2015 г. одного из крупнейших промышленных форумов мира. ИНФАКОН-14 в Киеве — это свидетельство как высокого авторитета как нашей страны в целом, так и отечественной ферросплавной отрасли в частности, как составной части промышленного потенциала Державы. Будет справедливым еще раз поблагодарить здесь Министерство промышленной политики Украины, лично Министра Короленко М.К., и Национальную академию наук Украины в лице ее Президента Патона Б.Е., чья поддержка была весьма существенной при рассмотрении МФК заявки УкрФА на проведение очередного Конгресса в Украине. Сейчас компетентными государственными органами рассматривается вопрос о принятии специального Распоряжения Кабинета Министров Украины, как формы государственной поддержки ИНФАКОН-14. Наряду с сохранением действия известного Меморандума о сотрудничестве между Правительством и ферросплавными предприятиями, эти шаги позволят «удержать на плаву» нашу отрасль и достойно провести Международный ферросплавный конгресс ИНФАКОН-14.

Корниевский В.Н., Кийко С.Г., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Шибeko П.А., Сальников А.С. /к.т.н./, Булат В.А., Черенков Д.В.
ПАО «Днепроспецсталь»

Внедрение ресурсосберегающей технологии производства слитков на заводе «Днепроспецсталь»

С целью уменьшения величины головной обрезки, стандартизации геометрии прибыльной части и улучшения условий труда персонала разливочных пролетов на заводе «Днепроспецсталь» изменена конструкция изложниц для слитков массой 4,5 и 6,5 т, применены новые материалы и технология разлики стали. Проведены исследования, подтверждающие соответствие внедренных технологий разлики выполнению задачи производства высококачественной металлопродукции. Ил. 2. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: разлика, тепловставка, слиток, изложница, прибыльная надставка

In order to reduce the magnitude of the head trim, standardization lucrative part geometry and working conditions of the personnel filling flown at "DSS" redesigned molds for ingots weighing 4.5 and 6.5 tonnes, used new materials and technology of casting. The research confirming that the implemented technologies of casting the task of production of high quality steel.

Keywords: casting, teplovstavka, ingot mold, the hot-top

Внедрение ресурсосберегающих технологий, обеспечивающих повышение и гарантированное обеспечение качества металлопродукции, в последнее десятилетие коснулось большинства направлений деятельности ПАО «Днепроспецсталь». Одним из главных объектов ресурсосберегающих инноваций стал процесс производства слитков для последующего деформационного передела.

После широкого внедрения в большой металлургии высокопроизводительных процессов непрерывной разлики стали на машинах непрерывного литья заготовок, разлика металла в слитки значительно утратила былые объемы производства, тем самым увеличив в своей структуре удельную часть производства слитков специальных высококачественных сталей. Непрерывный рост мировых цен на легирующие материалы для спецсталей не оставляет сомнений в перспективности работы по снижению величины затрат на материалы, вложенные в тонну готовой продукции.

Ввиду того, что требования к металлопродукции из специальных сталей могут обеспечиваться только при условии выполнения ряда требований к слитку, в последствии проходящему деформационный передел. Такими условиями являются достаточная плотность слитка, минимальная ликвация по сечению, хорошее качество поверхности. В части обеспечения качества поверхности слитков традиционно главнейшее место отводится качеству изложниц, разливочным смесям, скоростям разлики и прочему. Инструментом выведения усадочных дефектов служит повышенная конусность слитка и форма его прибыльной части. В результате дальнейшего деформационного передела происходит удаление прибыльной части слитка в виде раската или цапфы, тем самым переводя значительную часть слитка в отходы, имеющие значи-

тельную дополнительную стоимость, по сравнению с ценой лома и чистых материалов, за счет затрат сталеплавильного (в том числе электроэнергии и угара элементов) и передельного производства.

Ранее на заводе «Днепроспецсталь», как и на многих родственных предприятиях отрасли [1,2], прибыльная часть слитков формировалась при помощи надставок, футерованных шамотными огнеупорными изделиями. Данный технологический прием, несмотря на свою простоту и дешевизну, требует постоянного внимания к состоянию огнеупоров, обязывает производить регулярные ремонты и подмазки с последующей сушкой, а также дополнительный нагрев надставок перед установкой на изложницу. При этом для сортовых слитков массой 4,3 и 6,5 т вышеописанная технология обеспечивала величину прибыльной части равной 18-20 %.

Параллельно описанной технологии с начала 1970-х гг. на заводе «Днепроспецсталь» внедрена технология разлики стали в изложницы развесом 3,6 т без надставок (рис. 1), в полости которых с помощью теплоизолирующих вставок формируется прибыльная часть слитка.

Данная технология имеет бесспорные преимущества в части облегчения труда разлильщиков стали и стандартизации величины прибыльной части слитка. В части ресурсосбережения данная конструкция изложниц дала возможность снизить величину прибыльной части слитка до 14 %, а с 2009 г. за счет внедрения изложницы для слитка массой 3,6 т, имеющую увеличенное отношение высоты слитка к приведенному диаметру – 12,5 %.

Для футеровки прибыльной части слитка массой 3,6 т на заводе «Днепроспецсталь» применяются теплоизолирующие вставки собственного производства, разработанные инженерами предприятия.

© Корниевский В.Н., Кийко С.Г., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Шибeko П.А., Сальников А.С., Булат В.А., Черенков Д.В., 2013 г.

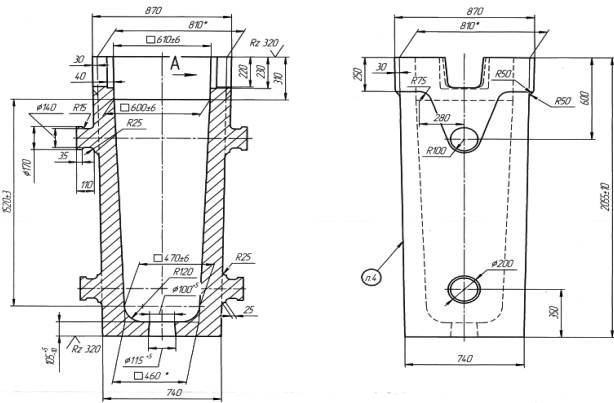


Рис. 1. Изложница для слитка массой 3,6 т

Данная изложница без надставки для слитков массой 3,6 т стала прообразом изложниц без надставок для слитков массой 4,5 и 6,5 т, разработанных инженерами завода.

Рабочая часть новых изложниц без надставок, оформляющая тело слитка, практически полностью соответствовала рабочей части изложниц с надставками. Требовалось, чтобы конструкция верхней части изложницы, оформляющей прибыль слитка, обеспечивала механическую жесткость и целостность изложницы во время тяжелых условий эксплуатации, а также гарантировала быстрое стрипперование слитков. Для этого, взятая за основу конструкция верхней части изложницы для слитка массой 3,6 т, была изменена и скорректирована (в части вырезов для стрипперования, их размеров, переходов от более массивной к менее массивной стенке) с учетом большего разведения клещей стрипперного механизма (по сравнению со слитком массой 3,6 т). Проектирование этих изложниц было направлено на создание конструкции сменного оборудования без изменения конструкции стрипперного крана.

Следующим этапом разработки технологии стал поиск материалов для футеровки прибыльных частей изложниц. По результатам испытаний главным поставщиком материалов для футеровки прибыльных частей слитков без надставок массой 4,5 и 6,5 т был выбран известный европейский производитель фирма «Vesuvius». Высоко теплоизолирующие плиты «Litefax» и угловые элементы «Profax», предлагаемые данной фирмой, широко применяются на европейских металлургических предприятиях, на ряде предприятий России и Украины. Кроме удобной для монтажа в изложницы без надставок конструкции теплоизолирующие материалы имеют низкую плотность, наряду с достаточными механическими свойствами, полностью удовлетворяющими требованиям удобной установки и надежного закрепления в изложнице.

Системы изделий для футеровки прибыльных частей изложниц фирмы «Vesuvius» состоят из четырех высоко теплоизолирующих плит «Litefax» и четырех угловых элементов «Profax». Плиты «Litefax» (рис. 2) имеют крючки, которыми закрепляются за верхний

торец изложницы, что исключает необходимость удерживать их на нужном уровне и положении, какими-либо другими способами. Также не требуется особая точность в размещении тепловставок по граням изложницы, так как установка угловых элементов (клиньев) обеспечивает симметричное положение всех элементов внутри изложницы.

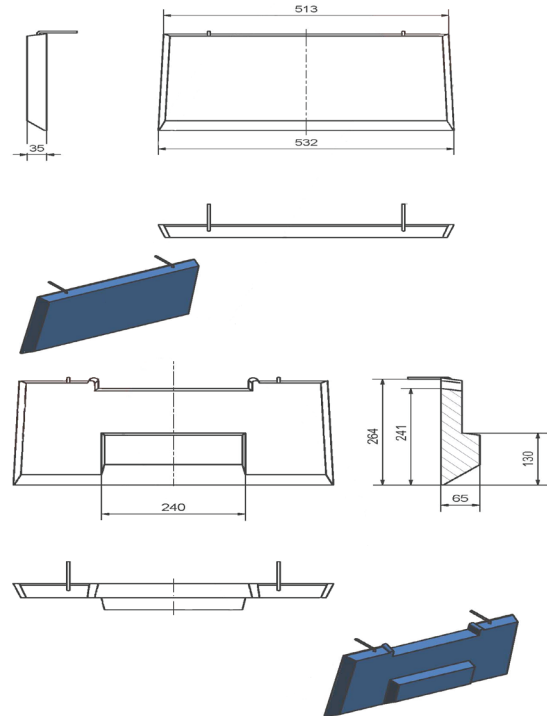


Рис. 2. Тепловставки «Litefax»

После установки угловые элементы вклинивают между тепловставками последовательными несильными ударами молотка по каждому угловому элементу до совмещения нижнего торца углового элемента с нижним торцом тепловставок. При умеренной интенсивности работы в течение нескольких минут прибыльная часть изложницы футеруется высоко теплоизоляционными изделиями, составляющими многоэлементную, но очень жесткую конструкцию. Получаемая конструкция способна с легкостью выдерживать не только транспортировку изложниц, но и гидростатическое давление, температурное воздействие жидкого металла при наполнении прибыльной части слитка, а также удары пакетов с экзотермическими смесями во время утепления.

Значительно упрощается контроль качества футеровки, единственным критерием которого является положение нижних торцов угловых элементов в отличие от расклинивания вставок деревянными клиньями, когда жесткость расклинивания и правильность установки системы утепляющих изделий определяется глубиной внедрения угловых элементов.

Тепловставки «Litefax» обладают рядом физических свойств, необходимых для достижения увеличения выхода годного, при производстве слитков массой 4,5 и 6,5 т. Указанные изделия обладают низкой плотностью материала (0,6 г/см³), обеспечивающей сохранение тепла прибыльной части слитков, доста-

точной жаростойкостью (в течение 20-30 мин) до момента формирования прочной корки металла на боковой поверхности прибыльных частей слитков, что также является залогом отсутствия аварийных потерь металла через проемы в изложнице для извлечения слитков.

Проведено ультразвуковое исследование глубины залегания усадочных дефектов в металлопродукции из коррозионно - стойких сталей. Работа состояла в ультразвуковом контроле головной обрезки слитков массой 4,5 и 6,5 т, отлитых в изложницы без надставок с применением теплоизолирующих плит «Lite-fax» производства фирмы «Vesuvius». Головная обрезь составляла 14,5 % от общей длины раската, т.е. соответствовала ранее действующим требованиям. После зачистки поверхности раската головной обрезки проводился ультразвуковой контроль металла. Отсутствие сигнала прибора о наличии дефектов фиксировалось на уровне, соответствующем значению 11-12 % от общей массы слитка. Из участка металла, находящегося непосредственно под точкой поступления сигналов от дефекта и ниже, отбирали пробы для контроля макроструктуры, механических свойств и химического анализа. Контроль всех проб макроструктуры головной обрезки до уровня 12 % имел положительные результаты. Механические свойства металла и химический состав по сечению проб соответствовал требованиям технических условий.

Внедрение новой конструкции изложниц и новых футеровочных материалов позволило уменьшить величину головной обрезки с 14,5 % от массы слитка (ранее действующая норма для слитков массой 4,5 и 6,5 т) до 12,5 %.

Уменьшение массы прибыльной части слитка с последующим снижением головной обрезки позволило получить значительную экономию металла при производстве как сорта, так и заготовки на стане 1050/950,[3].

Данные по снижению фактического расходного коэффициента для сорта (числитель) и заготовки (знаменатель) из коррозионностойкой, конструкционной легированной и углеродистой, а также инструментальной легированной сталей приведены ниже:

Группа сталей	Фактический расходный коэффициент до/после внедрения технологии производства слитков без надставок	
	до	после
Коррозионностойкие	1,236	1,225
Конструкционные легированные	1,239	1,226
Конструкционные углеродистые	1,236	1,226
Инструментальные легированные	1,251	1,237

Кроме материалов фирмы «Vesuvius» также были испытаны тепловставки других производителей. По результатам испытаний тепловставки производства «Vesuvius» были признаны более технологичными.

В качестве утепляющих экзотермических смесей для слитков массой 4,5 и 6,5 т на заводе «Днепроспецсталь» применяют смеси собственного производства, такие как люнкерит Л-35 АПС и смесь № 13.

Данные высокоэффективные смеси хорошо зарекомендовали себя ранее для разлива стали в изложницы с надставками для выведения в прибыльную часть усадочных дефектов.

Выводы

1. ПАО «Днепроспецсталь» успешно завершило переход от технологии применения изложниц с надставками для слитков массой 4,5 и 6,5 т к прогрессивной ресурсосберегающей технологии отливки в изложницы без надставок.

2. Результатом внедрения ресурсосберегающей технологии производства слитков массой 4,5 и 6,5 т в изложницы без надставок стало увеличение выхода годного при разливе коррозионностойких, конструкционных и инструментальных сталей.

3. Технология применения изложниц без надставок позволяет улучшить условия труда работников разливочных пролетов, а также привело к улучшению логистической ситуации в сталеплавильных цехах.

4. Металлопродукция, полученная из внедренных слитков массой 4,5 и 6,5 т, отлитых в изложницы без надставок, полностью соответствует высоким требованиям, предъявляемым к качеству.

Библиографический список

1. Воробьев Ю.П., Соколов А.И., Шкробов С.Н. и др. Совершенствование технологии сифонной разлива стали на заводе «Петросталь» // Сталь. - 2005. - № 11. - С. 36-40.
2. Фукс Э., Савицкий Й., Райко В. и др. Применение теплоизоляционных и экзотермических материалов фирмы «Foseco Steel» в ОАО «МЗ Камасталь» // Сталь. - 2006. - № 11. - С. 46-50.
3. Кийко С.Г., Панченко А.И., Логозинский И.Н. и др. Увеличение выхода годного металла при разливе коррозионностойких, конструкционных и инструментальных сталей в изложницы без надставок // Сталь. - 2012. - № 9. - С. 18-22.

Поступила 16.08.2013

Определение и сравнение уровней вклада химических компонентов в комплекс механических свойств стали 110Г13Л

Рассчитаны коэффициенты вклада химических элементов в качество аустенитной высокомарганцевистой стали. Разработаны уравнения обобщённого химического состава стали Гадфильда. Установлены основные закономерности вклада химических элементов в комплекс механических свойств стали 110Г13Л. Ил. 1. Табл. 4. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: сталь Гадфильда, железнодорожные крестовины, коэффициенты корреляции, коэффициенты вклада в качество, обобщённые показатели качества, главные компоненты, центридные факторы

Weight factors and loadings of chemical elements the steel of Gadfilid are calculated. The equations of the generalised chemical compound of the steel of Gadfilid are developed. The basic laws of influence of chemical elements on a complex of mechanical properties 110Г13Л became established.

Keywords: steel of Gadfilid, railway, correlation factors, the weight factors, the generalised indicators of quality, the main components, factors

Постановка задачи

В процессе производства металлоизделий возникают технологические колебания компонентов химического состава стали в пределах марочных значений, относительно их среднего уровня, вызванные особенностями шихтовки, выплавки и другими факторами.

Допустимые изменения компонентов химического состава аустенитной высокомарганцевистой стали для производства железнодорожных крестовин и сердечников регламентируются ГОСТ 7370-98: [%C] = 1,00-1,30; [%Mn] = 11,50-16,50; [%Si] = 0,3-0,9; [%P] < 0,09; [%S] < 0,020. Разброс у различных плавков стали 110Г13Л значений химических элементов между указанными в марочном составе предельными величинами ведёт к возникновению отличий в макро- и микроструктуре, которые формируются в металле изделий. Возникающее из-за этого рассеяние механических свойств, согласно ГОСТ 7370-98, определяет 3 группы качества железнодорожных крестовин и сердечников. При этом для 1 группы качества комплекс приёмо-сдаточных показателей должен соответствовать следующим условиям: $\sigma_b \geq 880$ Н/мм²; $\sigma_{0,2} \geq 355$ Н/мм²; $\delta_5 \geq 30$ %; $\psi \geq 27$ %; KCU ≥ 250 Дж/см²; для 2 группы качества: $\sigma_b = 880-780$ Н/мм²; $\sigma_{0,2} \geq 355$ Н/мм²; $\delta_5 = 30-25$ %; $\psi = 27-22$ %; KCU $\geq 250-200$ Дж/см²; для 3 группы качества: $\sigma_b = 780-690$ Н/мм²; $\sigma_{0,2} \geq 355$ Н/мм²; $\delta_5 = 25-16$ %; $\psi = 22-16$ %; KCU = 200-165 Дж/см². Такие колебания значений механических свойств металла разных плавков, комплекс которых определяет потребительское качество железнодорожных крестовин и сердечников, затрудняет получение металлоизделий с гарантированными эксплуатационными характеристиками.

Следовательно, возникает необходимость достаточно информативного определения меры воздействия при формировании качества, которую можно оценить по влиянию [1] отдельных компонентов стали на эксплуатационную стойкость металлоизделий или определив интегральный вклад [2] химического

состава в комплекс физико-механических свойств.

Методы расчёта интегральных показателей, выступающих общими характеристиками для всего рассматриваемого множества сталей, основаны на определении коэффициентов, являющихся оценками вклада каждого признака в уровень качества [3].

Разработаны методы оценки обобщённого и долевого вкладов химических элементов в комплекс физико-механических свойств [4, 5] отдельных сталей. При этом представление об абсолютном, то есть полном и обобщённом влиянии признаков на показатели и уровни качества стали дают их коэффициенты вклада, которые можно оценить упрощённо, из парных корреляций [4]. Подставляя вычисленные коэффициенты вклада признаков в линейные уравнения, интегрально характеризующие качество стали, можно получить математические выражения обобщённых показателей [5].

Таким образом, проблема определения коэффициентов вклада признаков, являющихся мерами влияния каждого из них на качество металлоизделий, изготавливаемых из неё, актуальна. Поэтому для построения закономерностей, определяющих и формирующих уровни воздействия химических элементов на эксплуатационные характеристики готовых металлоизделий из стали 110Г13Л, следует выполнить количественную оценку и анализ коэффициентов вклада компонентов стали в её качество, основанную на корреляционных и факторных методах выявления зависимостей между признаками. При этом необходимо получить, проанализировать и сравнить уравнения обобщённых показателей вклада химического состава в комплекс механических свойств стали 110Г13Л.

Теоретическое обоснование

Многомерное пространство начальных признаков отдельной стали можно свернуть к новому меньшему по размерности факторному [3, 5, 6]. При этом на

первую факторную ось можно спроектировать значения химических элементов, входящих в состав сталей. Суммы произведений значений коэффициентов вклада в качество на соответствующие им признаки стали равны величинам абсолютных факторов [3, 5, 6].

В новом пространстве описания отдельно рассматриваемой стали, 1-ми абсолютными факторами её качества могут быть [5]: обобщенный показатель, 1-я главная компонента (ГК) или 1-й центроидный фактор (ЦФ) химического состава.

Формула обобщенного показателя химического состава, представленная в [5], может быть записана в следующем виде

$$K(x) = P_c [C] + P_{Mn} [Mn] + P_{Si} [Si] + P_p [P] + P_s [S] + \dots + P_j x_{(j)} \dots + P_j x_{(j)} \dots, \quad (1)$$

где P_j – абсолютные статистические коэффициенты вклада химических компонентов в комплекс физико-механических свойств, рассчитываемые по формуле [4]

$$P_j = \frac{\sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|}{\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|} \quad (2)$$

и, представляющие собой вероятности наступления события влияния заданного химического элемента на комплекс физико-механических свойств, и являющиеся долей от общей абсолютной взаимосвязи между всеми признаками, приходящейся на один компонент химического состава;

i – индексы механических свойств ($i = 1, \dots, \rho$), которые могут иметь значения и соответствовать наименованиям: $\sigma_{(1)} = \sigma_B$; $\sigma_{(2)} = \sigma_T$; $\sigma_{(3)} = \delta_5$; $\sigma_{(4)} = \psi$; $\sigma_{(5)} = KCU$ и т.д.;

j – номера компонентов в химическом составе стали ($j = 1, \dots, J$), которые могут иметь значения и соответствовать: 1 – [C]; 2 – [Mn]; 3 – [Si]; 4 – [S]; 5 – [P] и т.д.;

$|r_{(i)(j)}|$ – абсолютные коэффициенты парной корреляции химических элементов $x_{(j)}$ и физико-механических свойств $\sigma_{(i)}$, которые представляют собой уровни благоприятных исходов m_{ij} связи признаков сталей;

$\sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}| = n_j$ – суммы коэффициентов парной корреляции, равные количеству благоприятных исходов n_j связи заданного химического компонента с комплексом физико-механических свойств;

$\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}| = \sum_{j=1}^J n_j = \sum_{i=1}^{\rho} n_i = n(x)$ – сумма, определяющая число всех возможных благоприятных исходов или общий уровень взаимосвязей n между всеми элементами химического состава и физико-механическими свойствами;

P_{ij} – уровни вероятности влияния заданного химического компонента $x_{(j)}$ или отдельного физико-механического свойства $\sigma_{(i)}$ на все признаки стали,

которые определяют по формуле [4]

$$P_{ij} = \frac{m_{ij}}{n} = \frac{|r_{(i)(j)}|}{\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|}, \quad (3)$$

как отношения значений (без учёта знака) благоприятных исходов m_{ij} к n – количеству всех возможных благоприятных событий взаимосвязей признаков стали в выборке.

При этом

$$0 \leq P_j \leq 1, \quad (4)$$

$$\sum_{j=1}^J P_j = 1. \quad (5)$$

Математическое выражение 1-й ГК абсолютного вклада химического состава в комплекс свойств [5]

$$Y(x) = \Theta_c [C] + \Theta_{Mn} [Mn] + \Theta_{Si} [Si] + \Theta_p [P] + \Theta_s [S] + \dots + \Theta_j x_{(j)} \dots + \Theta_j x_{(j)}, \quad (6)$$

где Θ_j – коэффициенты при величинах химических элементов, которые в первом приближении определяют абсолютный вклад компонента стали в её качество на первой оси ГК [4, 6], могут быть вычислены по формуле

$$\Theta_j = \frac{\sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|}{\max_j \left(\sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}| \right)}, \quad (7)$$

и представляют собой долю от максимально возможного уровня влияния отдельных химических элементов на комплекс физико-механических свойств.

Формула для расчёта 1-го абсолютного центроидного фактора химического состава стали [5] может быть представлена уравнением

$$G(x) = A_c [C] + A_{Mn} [Mn] + A_{Si} [Si] + A_p [P] + A_s [S] + \dots + A_j x_{(j)} \dots + A_j x_{(j)}, \quad (8)$$

где A_j – коэффициенты абсолютного вклада химических компонентов в качество стали 1-го абсолютного центроидного фактора, которые могут быть вычислены по формуле [4, 6]

$$A_j = \frac{\sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|}{\sqrt{\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{\rho} |r_{(i)(j)}|}}. \quad (9)$$

Приведенная формула (9) может быть получена, согласно [4, 5], извлечением квадратного корня из знаменателя в выражении (2) для коэффициентов химических элементов обобщенного показателя химического состава стали (1).

Методика исследования

В работе при расчётах абсолютных коэффициентов вклада в качество и обобщенных показателей стали 110Г13Л использованы представления о корреляции, как величине события наличия связи между рассматриваемыми признаками [4, 5]. Разработка формул обобщенных признаков сталей базируется

на представлениях об интегральном показателе качества, определение которого основано на методах, изложенных в работах [3-6].

Изложение основного материала исследований и обсуждение полученных результатов

Для выявления обобщенного влияния элементов химического состава на комплекс механических свойств стали Гадфильда, на основе данных по 543 промышленным плавкам железнодорожных крестовин и сердечников типов P50 и P65, в среде Excel, определены коэффициенты вклада отдельных химических элементов в качество рассматриваемых металлоизделий, величины которых представлены на рисунке.

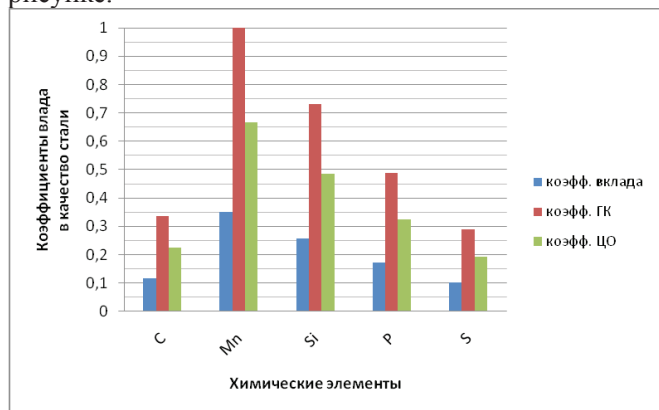


Рисунок. Диаграмма сравнения коэффициентов вклада химических элементов в качество стали 110Г13Л

При этом была рассчитана матрица $R(\sigma_{(i)}, X_{(j)})$ абсолютных значений коэффициентов множественной корреляции $R_{(i)(j)}$ химических компонентов $X_{(j)}$ и механических свойств $\sigma_{(i)}$ стали 110Г13Л, представленная в табл. 1.

Таблица 1. Матрица $R(\sigma_{(i)}, X_{(j)})$ абсолютных значений коэффициентов корреляции $R_{(i)(j)}$ химических компонентов $X_{(j)}$ и механических свойств $\sigma_{(i)}$ стали 110Г13Л

Характеристика стали	Химический элемент					Сумма элементов строк
	C	Mn	Si	P	S	
σ_B	0,1602	0,3715	0,1608	0,1143	0,0223	0,8291
$\sigma_{0,2}$	0,1249	0,2262	0,0969	0,344	0,0621	0,8541
δ_5	0,0291	0,3151	0,2075	0,0867	0,0561	0,6945
ψ	0,0705	0,1858	0,1515	0,0385	0,0961	0,5424
KCU	0,0398	0,1659	0,3065	0,0331	0,1304	0,6757
Сумма элементов столбцов	0,4245	1,2645	0,9232	0,6166	0,367	7,1916

Применение полученной матрицы позволило рассчитать по формуле (3) вероятности влияния P_{ij} заданного химического элемента $X_{(j)}$ на всю совокупность признаков стали (табл. 2). Суммы $\sum_{i=1}^p P_{ij}$ этих вероятностей, представлены в столбцах табл. 2, и являются величинами абсолютных статистических коэффици-

ентов вклада химических компонентов P_j в качество стали в уравнении обобщенного показателя (1).

Таблица 2. Статистические коэффициенты и вероятности вклада признаков в качество стали 110Г13Л

Характеристика стали	C	Mn	Si	P	S	Коэффициенты свойств
σ_B	0,0445	0,1033	0,0447	0,0318	0,0062	0,2306
$\sigma_{0,2}$	0,0347	0,0629	0,0269	0,0957	0,0173	0,2375
δ_5	0,0081	0,0876	0,0577	0,0241	0,0156	0,1931
ψ	0,0196	0,0517	0,0421	0,0107	0,0267	0,1508
KCU	0,0111	0,0461	0,0852	0,0092	0,0363	0,1879
Коэффициенты компонентов	0,1180	0,3517	0,2567	0,1715	0,1021	1

Подставляя коэффициенты P_j отдельных химических элементов, значения которых равны суммам столбцов табл. 2, в формулу (1), получаем обобщенный показатель химического состава стали 110Г13Л для железнодорожных крестовин и сердечников типа P50 и P65

$$K(x) = 0,1180[C] + 0,3517[Mn] +$$

$$+ 0,2567[Si] + 0,1715[P] + 0,1021[S], \quad (10)$$

который показывает интегральный абсолютный вклад химических компонентов в комплекс механических свойств. Однако его значения отличаются от величины 1-го абсолютного главного фактора химического состава стали. Это подтверждается рассчитанными по формуле (7) на основе данных табл. 2 абсолютными коэффициентами химических элементов 1-й главной компоненты, представленными в табл. 3 и на рис. 1 (диаграмма коэфф. ГК).

Таблица 3. Сравнение абсолютных значений коэффициентов химических элементов 1-й ГК и статистического вклада компонентов стали 110Г13Л

Характеристика стали	Химический элемент				
	C	Mn	Si	P	S
Абсолютные коэффициенты 1-й ГК	0,3357	1	0,7301	0,4876	0,2902
Коэффициенты вклада	0,1180	0,3517	0,2567	0,1715	0,1021
$\Theta_j - P_j$	0,2176	0,6483	0,4733	0,3161	0,1882

Подставляя значения абсолютных коэффициентов 1-й ГК из табл. 3 в формулу (6), получаем математическое выражение для вычисления 1-й абсолютной ГК химического состава стали

$$Y(x) = 0,3357[C] + [Mn] + 0,7301[Si] + 0,4876[P] + 0,2902[S]. \quad (11)$$

Полученная формула, по сути, представляет собой эквивалент химического состава марганца, по отношению воздействию на механические свойства.

Элементы матрицы абсолютных параметров влияния отдельных показателей на всю совокупность признаков в центроидном пространстве - A_{ij} , знач-

ния которых записаны в ячейках табл. 4, рассчитаны с использованием формулы (9). Результаты вычислений коэффициентов элементов химического состава A_j 1-го центроидного фактора приведены в последней строке табл. 4 и на рисунке (диаграмма коэфф. ЦО).

Таблица 4. Абсолютные значения параметров влияния отдельных показателей на всю совокупность признаков и коэффициентов элементов химического состава 1-го центроидного фактора

Характеристика стали	C	Mn	Si	P	S	Коэффициенты свойств
σ_B	0,0845	0,1959	0,0848	0,0603	0,0118	0,4372
$\sigma_{0,2}$	0,0659	0,1193	0,0511	0,1814	0,0327	0,4504
δ_5	0,0153	0,1662	0,1094	0,0457	0,0296	0,3662
ψ	0,0372	0,0980	0,0799	0,0203	0,0507	0,2860
KCU	0,0210	0,0875	0,1616	0,0174	0,0688	0,3563
Коэффициенты компонентов	0,2239	0,6668	0,4868	0,3252	0,1935	1,8963

Умножая абсолютные коэффициенты компонентов стали на 1-й центроидной оси на обозначения соответствующих химических элементов и складывая полученные произведения согласно уравнения (8), получаем формулу для расчёта 1-го абсолютного центроидного фактора химического состава

$$G(x) = 0,2239[C] + 0,6668 [Mn] + 0,4868 [Si] + 0,3252[P] + 0,1935[S] \quad (12)$$

Представленные на диаграммах (рисунок) качественные зависимости от элементов химического состава абсолютных коэффициентов статистического вклада (диаграмма коэфф. вклада), 1-й главной компоненты (диаграмма коэфф. ГК) и 1-го центроидного фактора (диаграмма коэфф. ЦО), идентичны. Различия составляют только абсолютные значения коэффициентов при химических элементах. При этом коэффициенты различного рода одного и того же химического компонента стали пропорциональны друг другу.

Графическое сравнение диаграмм, представленных на рисунке, показало, что максимальное влияние на механические свойства стали 110Г13Л оказывает марганец. Это связано с его способностью растворяться в аустенитной матрице по принципу замещения, искажая её кристаллическую структуру, а также образовывать после кристаллизации и последующего нагрева под закалку дисперсные карбиды на границах зёрен. Однако, значительным является воздействие на механические свойства кремния. Этот химический компонент способен изменять прочность кристаллических структур внутри и на границах зёрен аустенита. Менее выражено влияние фосфора, которое основано на его способности к повышению величины торможения расщеплённых дислокаций, а также углерода, который, растворяясь по принципу внедрения в аустените, вызывает не столь значительные искажения в кристаллах, как марганец, замещающий железо в узлах элементарных ячеек и частично связанный в карбидах. Минимальное воздействие на

механические свойства оказывает сера, которая связана в сульфидных включениях.

Из диаграмм, представленных на рисунке следует, что влияние изменений содержания кремния на механические свойства близко к величине воздействия на качество металлоизделий марганца при повышении или уменьшении его количества в химическом составе стали. Однако, как следует из работы [7], кремний может оказывать отрицательное влияние на механические свойства. Таким образом, при пониженном содержании марганца компенсировать снижение уровня механических свойств можно за счёт уменьшения количества Si.

Выводы

1. Определены абсолютные значения коэффициентов вклада химических элементов в комплекс механических свойств и получено уравнение обобщенного показателя химического состава стали 110Г13Л, которые показывают, что максимальное воздействие на качество стали оказывает марганец, значительное - кремний и фосфор, незначительное – углерод и минимальное - сера.

2. Получено в первом приближении уравнение 1-й абсолютной главной компоненты химического состава стали 110Г13Л (марганцевый эквивалент). Из уравнения следует, что значения абсолютных коэффициентов вклада в качество стали 1-й ГК у марганца и кремния близки. Однако, влияние кремния на комплекс свойств, противоположно вкладу марганца. Отсюда следует, что понижая содержание Si, можно достичь, такое же воздействие на рост механических свойств, как и при повышении содержания марганца в составе аустенитной высокомарганцевистой стали.

3. Получена формула для расчёта 1-го абсолютного центроидного фактора химического состава стали 110Г13Л, анализ которой подтвердил, что максимальное воздействие на механические свойства оказывают марганец, кремний, а минимальное – фосфор, углерод и сера.

4. Анализ полученных уравнений и зависимостей показал неоднозначность воздействия различных химических элементов на качество высокомарганцевистой стали. Позитивное раздельное влияние марганца и фосфора, превосходит воздействие углерода на механические свойства. Таким образом, содержание этих химических элементов может быть увеличено в пределах, допустимых нормативными документами и в соответствии с экономической целесообразностью их применения.

5. Разработан и опробован статистический метод определения уровней вклада отдельных химических элементов в комплекс механических свойств. Сравнение его с способами определения 1-х главных и центроидных факторов химического состава показало идентичность общих закономерностей вклада компонентов стали в качество металлоизделий.

Перспективы дальнейших исследований

Дальнейшие исследования будут направлены на применение разработанных методов расчёта абсо-

плотных коэффициентов вклада признаков в качество и полученных уравнений обобщенных показателей, главных компонент и центроидных факторов для анализа, оптимизации, моделирования, разработки новых химических составов сталей и различных процессов обработки металлоизделий.

Библиографический список

1. Моделирование характеристик эксплуатационной стойкости крестовин стрелочных переводов из высокомарганцовистой стали / Гасик М.И., Семенов И.А., Юшкевич О.П. и др. // Проблемы специальной металлургии. - 2002. - № 1. - С. 40-43.
2. Гасик М.И. Сталь Гадфильда: современное состояние технологии и материаловедения крестовин железнодорожных стрелочных переводов // Современная электрометаллургия. - 2004. - № 1. - С. 29-39.
3. Юшкевич О.П. Модель представления комплексного показателя качества сталей до и после термической обработки / Теория и практика металлургии // Общегосударственный научно-технический журнал. АИНУ. – Днепропетровск. - 2011. - № 3-4. - С. 150-154.
4. Большаков В.И., Юшкевич О.П. Разработка ме-

тодов расчёта весовых коэффициентов и обобщенных показателей стали / Металознавство та термічна обробка металів: Науков. та інформ. журн. / ПДАБтаА. – Дніпропетровськ. - 2013. - № 1. - С. 14-27.

5. Большаков В.И., Юшкевич О.П. Разработка методов расчёта обобщенных показателей вклада признаков сталей в их качество / Металознавство та термічна обробка металів: Науков. та інформ. журн. / ПДАБтаА. – Дніпропетровськ. - 2013. - № 2-3. - С. 21-35.

6. Иберла К. Факторный анализ / Пер. с нем. В.М. Ивановой; Предисл. А.М. Дуброва. - М.: Статистика, 1980. – 398 с. - (Математико-статистические методы за рубежом).

7. Металлургия высокомарганцевой стали / М.И. Гасик, Ю.В. Петров, И.А. Семёнов и др. – К.: Техника, 1990. - 136 с.

Поступила 01.08.2013



УДК 669.2\8-154.621.315.5.92

**Приходько Э.В. /д.т.н./, Пиптюк В.П. /к.т.н./,
Петров А.Ф., Мороз В.Ф. /к.т.н./, Греков С.В.**
ИЧМ НАНУ им. З.И. Некрасова

Логозинский И.Н.
ПАО «Днепрспецсталь»

Наука

Прогнозирование плотности стандартных марок феррохрома методом физико-химического моделирования

Разработаны модели для описания плотности стандартных марок феррохрома. Установлены закономерности изменения этой физической характеристики в зависимости от модельных параметров межатомного взаимодействия. Ил. 3. Табл. 3. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: феррохром, плотность, модель, критерии, интегральные параметры

Models are worked out for description of density of standard marks of ferrochromium. determine to conformity of change of this physical description are set depending on the model parameters of interatomic interaction.

Keywords: ferrochromium, density, model, criteria, integral parameter

Среди наиболее важных физико-химических и структурно-чувствительных характеристик сплавов особое место занимает плотность, которая влияет на плавление и усвоение кусков ферросплава в ковше, а также на скорость его растворения и равномерность распределения в объеме металла. В литературе дискутируется вопрос о величине оптимальной плотности ферросплава. А.И. Строганов [1] считает, что оптимальная плотность ферросплава должна быть равна плотности жидкого обрабатываемого металла.

В противном случае сплав запутается в шлаке или опустится на дно ковша. Исследование влияния плотности на скорость растворения частиц ферросплавов в стальной ванне показало, что более полно вовлекаются в движение частицы ферросплава, имеющие плотность, равную плотности жидкого расплава [2]. Есть мнение, что плотность ферросплава должна быть больше плотности обрабатываемого металла [3].

Анализ плотности ряда твердых промышленных ферросплавов [4] показал, что величина их зависит от

химического состава. Плотность ферросплава должна быть такой, чтобы сплав полностью вовлекался в объем металла потоками стали, не опускаясь при этом на дно ковша. Наилучшие условия для растворения ферросплава в стали (чугуне) создаются при полном погружении и движении кусков сплава, причем более легкие по сравнению со сталью куски будут двигаться с отличающимися от жидкости скоростями и, следовательно, обтекаться жидкостью, ускоряя свое растворение. Под воздействием струи жидкого металла, сливаемого в ковш, твердые куски совершают циркуляционное движение, в котором можно выделить три фазы: 1 – движение по поверхности жидкости; 2 – погружение в струе жидкости; 3 – всплытие. Поэтому оптимальная величина плотности ферросплавов имеет конкретные пределы, связанные с движением его кусков в ковше. Сплавы, обладающие оптимальной плотностью, наиболее полно вовлекаются в гидродинамическое движение потоками стали в ковше и, как следствие, успевают наиболее быстро и полно расплавиться и полностью усвоиться железоуглеродистым расплавом за время, отведенное на обработку. Сплавы с меньшей плотностью не вовлекаются вглубь расплава, а с большей – опускаются на дно. Рекомендуемая плотность промышленных ферросплавов, предназначенных для обработки чугунов и сталей, составляет 5,0-7,0 г/см³, причем, в зависимости от размера куска ферросплава, пределы оптимальной плотности конкретизируются. Феррохром один из немногих промышленных ферросплавов, который по данным производителей имеет плотность близкую к плотности жидкой стали. Важнейшим требованием сталеплавильной промышленности к феррохрому являются однородность, плотность, легкая растворимость и высокое усвоение хрома стальной ванной, особенно при введении его через шлак.

Плотность ферросплавов хрома до настоящего времени исследована недостаточно. Экспериментальные данные, по этой физической характеристике, которые имеются в литературе, ограничены и весьма противоречивы, что не позволяет осуществлять достаточно эффективное прогнозирование большинства металлургических процессов с ее использованием. Поэтому разработка расчетных методов определения его плотности представляет научный и практический интерес.

В настоящей работе авторы предлагают методику и критерии для прогнозной оценки плотности хромосодержащих ферросплавов, которая была разработана ранее и использована при описании строения и свойств металлических систем в твердом и жидком состояниях [5].

Информация о составе сплавов закодирована в виде параметра Z^y , определяемого как число электронов, принимающих участие в образовании среднестатистической связи между двумя атомами сплава заданного состава и являющегося его электронным химическим эквивалентом и струк-

турного параметра d , характеризующего среднестатистическое расстояние между атомами в квазихимическом приближении. При этом учет влияния микро-неоднородности сплавов на их свойства обеспечивается за счет избыточных параметров (DZ^y) и (Dd). Эти параметры определяются как разница между Z^y и d для разупорядоченных систем и механической смеси из компонентов этой системы. Исследование связи состав–свойство при таком подходе расчленяется на две части. Первая сводится к расчету модельных параметров, а вторая – к установлению корреляций свойств с модельными параметрами с использованием современных математических методов обработки.

С позиций предложенной методики нами уже были разработаны модели для описания температуры кристаллизации (плавления) стандартных марок феррохрома и показана возможность оценки теплофизических свойств [6]. По вышеприведенному методу моделирования, с использованием предлагаемых физико-химических критериев произведены расчеты плотности (ρ) стандартных марок феррохрома.

Анализ экспериментальных данных о плотности жидких и твердых сплавов железо-хром с различным содержанием C и Si , выплавленных на Серовском заводе ферросплавов [7] показал, что использование разработанных модельных параметров позволяет описать зависимость (ρ) от параметров межатомного взаимодействия.

В табл. 1 приведены данные, представленные в [7], о плотности промышленного феррохрома различного состава, а также рассчитанные значения интегральных параметров.

Сплавы изученного состава кристаллизуются с изменением плотности ($\Delta\rho = \rho_{\text{сол}} - \rho_{\text{лик}}$), которая зависит от концентрации углерода. Минимальные изменения объема при кристаллизации соответствуют сплавам, близким к эвтектическому составу. Плотность сплавов при 1700 °С уменьшается с повышением концентрации углерода, при этом обнаруживаются минимумы, при 0,06 и 0,27 % C, что характерно и для сплавов Fe-C. Третий минимум изотермы плотности наблюдается при концентрации углерода, близкой к эвтектической. Плотность промышленного углероди-

Таблица 1. Интегральные параметры межатомного взаимодействия и плотности жидких и твердых сплавов железо-хром с различным содержанием C и Si

Хим. состав сплава, %				Плотность при температурах, г/см ³		Интегральные параметры			
C	Cr	Si	P	TS	TL	Z	d	ΔZ	Δd
0,027	72,5	0,7	0,02	6,83	6,49	1,9372	2,8281	0,5245	-0,0201
0,050	70,8	0,7	0,02	6,81	6,43	1,9547	2,8252	0,5453	-0,0208
0,14	72,7	0,6	0,03	6,82	6,50	1,9363	2,8186	0,5247	-0,0229
0,22	71,1	0,9	0,03	6,74	6,42	1,9550	2,8044	0,5519	-0,0263
1,00	71,2	1,4	0,03	6,85	6,45	1,9708	2,7235	0,5854	-0,0450
1,20	70,6	1,5	0,03	6,88	6,47	1,9784	2,7049	0,5994	-0,0483
2,90	70,8	0,2	-	6,93	6,59	1,9718	2,5930	0,6212	-0,0654
4,65	67,5	0,6	-	6,87	6,48	1,9936	2,4824	0,6850	-0,0673

стого феррохрома снижается с повышением содержания углерода. Сплав с содержанием углерода более 7,5 % становится пористым, а с ростом его концентрации выше 8 % С рыхлым рассыпчатым.

Анализ изменения модельных параметров взаимодействия в сплавах железо-хром с различным содержанием *C* и *Si* позволяет выразить значения плотности как линейную функцию предлагаемых параметров. Это дает основание предполагать, что параметры предлагаемой модели могут эффективно использоваться для обобщения информации в форме удобной для решения задач прогнозирования. С учетом указанной информации и с использованием экспериментальных данных [7], методом корреляционно-регрессионного анализа были получены уравнения (1-2) для оценки указанной в твердом и жидком состояниях плотности феррохрома

$$\rho_{тв.} = 6,22 + 3,19 Z' - 1,22 d - 4,18 \Delta Z' - 2,73 \Delta d; \quad (1)$$

$$\rho_{ж.} = 17,9 - 8,19 Z' + 1,03 d + 2,7 \Delta Z' - 8,2 \Delta d. \quad (2)$$

Высокий коэффициент корреляции ($r = 0,9-0,97$) (ρ) с параметрами межатомного взаимодействия достигнут за счет ввода избыточных параметров $\Delta Z'$ и Δd .

На рис. 1 представлена зависимость экспериментальных значений плотности от рассчитанных по уравнениям (1-2), для жидкого и твердого феррохрома разных марок и групп.

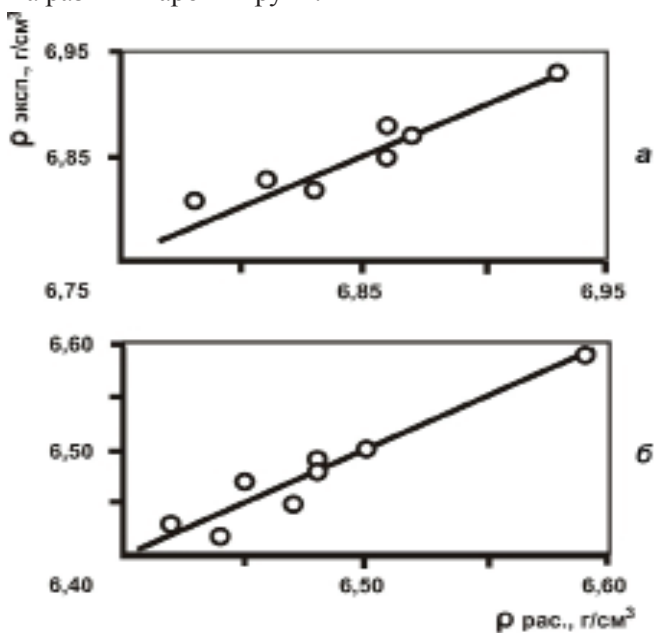


Рис. 1. Соотношение между рассчитанными по уравнениям (1)-(2) и экспериментальными значениями плотности феррохрома в твердой (а) и жидкой (б) фазах [8]

Аналогичные результаты получены при анализе данных работы [8], в которой приведена экспериментальная информация о кажущейся и истинной плотности для феррохрома производства различных ферросплавных заводов. Использование интегральных параметров в сочетании с их избыточными значениями позволило выразить плотность феррохрома стандартных марок как линейную функцию предлагаемых параметров. Причем коэффициенты корреляции между расчетными и экспериментальными значения-

ми не ниже 0,97. Ниже приведены уравнения (3)-(4) для вычисления кажущейся и истинной плотности феррохрома стандартных марок, полученные по экспериментальным данным Челябинского ферросплавного завода, а уравнения (5)-(6) по данным Актюбинского завода ферросплавов

$$\rho_{каж.} = 624,4 Z' + 1391,9 d - 397 \Delta Z' - 5046,6 \Delta d - 5034; \quad (3)$$

$$\rho_{ист.} = 159,8 Z' + 1485,3 d - 89,9 \Delta Z' - 5245 \Delta d - 4564; \quad (4)$$

$$\rho_{каж.} = 36,6 - 24,16 Z' + 3,97 d + 12,06 \Delta Z'; \quad (5)$$

$$\rho_{ист.} = 62,7 - 48,36 Z' + 8,13 d + 29,6 \Delta Z'. \quad (6)$$

Необходимо отметить, что прогнозная точность уравнений (5-6) достигается с меньшим количеством интегральных параметров. В данном случае использование сочетания характеристик Z' , $\Delta Z'$, Δd позволило обеспечить наиболее высокий коэффициент корреляции. На рис. 2, 3 приведена зависимость экспериментальных значений [9] кажущейся и истинной плотности феррохрома Актюбинского и Челябинского ферросплавных заводов, от рассчитанных по уравнениям (3)-(6).

Уравнения (3)-(6) могут быть использованы для прогнозных расчетов плотности стандартных марок низко-, средне-, и высокоуглеродистого феррохрома, однако следует заметить, что расчет модельных параметров проводился нами по указанному в [8] химическому составу, в котором отсутствовал кремний.

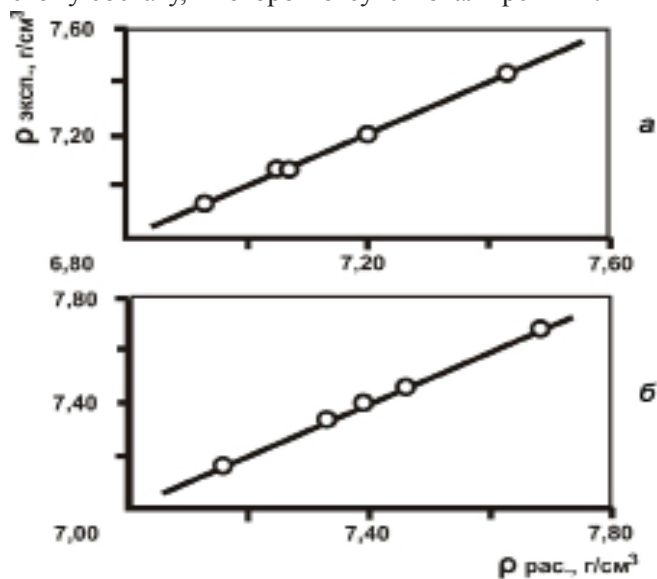


Рис. 2. Соотношение экспериментальных и расчётных значений кажущейся (а) и истинной (б) плотности феррохрома стандартных марок производства Актюбинского ферросплавного завода

Содержание кремния в феррохrome, как известно, является не менее важным показателем, определяющим не только его принадлежность к той или иной марке, но и качество сплава. Имеются данные, свидетельствующие о том, что плотность феррохрома в значительной степени зависит от содержания кремния и в меньшей от количества в сплаве хрома. По данным В.И. Жучкова увеличение содержания кремния с 0,56 до 10,32 % приводит к снижению плотности с 7,6 до 6,8 г/см³, а увеличение хрома на 9 % повышает плот-

ность всего на 2,6 %. По существующим стандартам превышение концентрации кремния выше 2 % не допускается, т.к. металл с таким его содержанием пользуется пониженным спросом.

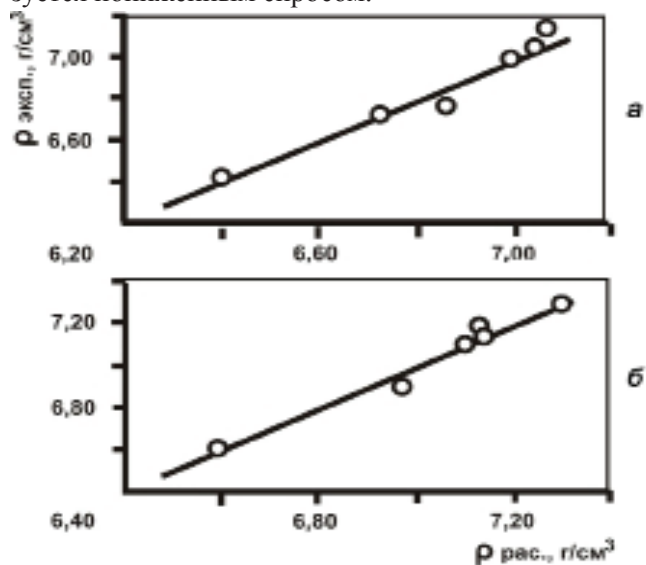


Рис. 3. Аналогично рис. 2 для Челябинского ферросплавного завода

Анализ показал, что для практического применения для расчета кажущейся плотности стандартного феррохрома (ГОСТ 4757-91 и ИСО 5448-81), приведенного в табл. 2, целесообразно использовать уравнение (7)

$$\rho_{\text{каж.}} = 37,8 - 29,8 Z' + 6,1 d + 18,9 \Delta Z' - 2,6 \Delta d. \quad (7)$$

Сравнение расчетных величин плотности стан-

Таблица 2. Стандартные диапазоны химического состава в разных группах феррохрома (ГОСТ 4757-91 и ИСО 5448-81) и расчётных значений интегральных параметров

Группа феррохрома	Содержание элементов, % масс.					Интегральные параметры			
	Не менее	Не более				Z'	d	ΔZ'	Δd
		Cr	C	Si	P				
Низкоуглеродистый	65 - 68	0,01-0,50	0,8-2,0	0,02-0,03	0,02-0,03	1,9725-2,0118	2,7575-2,8259	0,5758-0,6399	-0,0353-0,0204
Среднеуглеродистый	65	1,0-4,0	2,0	0,03	0,04	2,0161-2,0212	2,5061-2,7138	0,6542-0,7119	-0,0644-0,0440
Высокоуглеродистый	65	6,5-9,0	2,0	0,03	0,05-0,06	1,9760-2,0038	2,2803-2,3802	0,7333-0,7384	-0,0580-0,0430

Таблица 3. Сопоставление значений кажущейся плотности (ρ каж), для групп низко-, средне- и высокоуглеродистого феррохрома, приведенных в [9], с рассчитанными по уравнению (7)

Группа феррохрома	Литературные данные			Аддитивный метод	Результаты расчета
	[9]	[10]	[11]		
Низкоуглеродистый	6,83	7,10	7,3-7,35	7,28	6,86-7,19
Среднеуглеродистый	6,85-7,28	6,9	7,1-7,3	7,5	6,61-6,75
Высокоуглеродистый	6,75-6,93	6,3	6,7-7,1	6,8	6,51-6,89

дартных марок низко-, средне- и высокоуглеродистого феррохрома с экспериментальными (табл. 3) свидетельствует о достаточной для практических целей точности прогноза по уравнению (7). Для некоторых групп феррохрома расчетные значения кажущейся

плотности несколько занижены, что может быть связано с неполным химическим составом ферросплавов, представленных в научной литературе.

Выводы

1. Разработаны полуэмпирические модели для расчета плотности стандартных марок низко-, средне- и высокоуглеродистого феррохрома в зависимости от интегральных и избыточных параметров межатомного взаимодействия, являющихся сверткой химического состава.

2. Резервом повышения точности моделей для расчетов плотности феррохрома является получение надежной экспериментальной информации о плотности при наличии полного химического состава.

Библиографический список

1. Строганов А.И. Требования к ферросплавам для раскисления и легирования // Производство ферросплавов. – Новокузнецк, 1980. – С. 5-24.

2. Моделирование процесса растворения ферросплавов в сталеплавильном ковше / Паримончик И.Б., Казачков И.П., Резчик В.Г. // Респ. Межвед. Науч.-технич. сб. Металлургия и коксохимия. - № 32. - С. 62-65. – К.: Техника, 1972.

3. Власенко В.Е., Фролов В.Ф. О критериях при выборе сортамента ферросплавов // Металлургия марганца: Тез. докл. Всесоюз. совещ. - М.: Ин-т Металлургии АН СССР, 1975. - С. 79-81.

4. Игнатьев В.С., Вихлевщук В.А., Тхоревский В.С. Совершенствование технологии микролегирования стали ферросплавами и лигатурами редкозе-

мельных элементов: Информ. листок. - Запорожье: ЦНТИ, 1985.

5. Приходько Э.В. Металлохимия многокомпонентных систем. - М.: Металлургия, 1995. – 320 с.

6. Приходько Э.В., Пиптюк В.П., Логозинский И.Н. и др. Модельное прогнозирование температуры плавления феррохрома физико-химическим мето-

дом // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2012. - № 4. - С. 49-53.

7. Теплофизические свойства промышленных марок феррохрома / Ермаченков В.А., Островский О.И., Григорян В.В. и др. // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1980. – № 9. – С. 56–80.

8. Мизин В.Г., Чирков Н.А., Игнатьев В.С. и др. Ферросплавы: справ. изд. - М.: Металлургия, 1992. – 415 с.

9. Комплексное исследование свойств легирующих и микролегирующих материалов / Вихлевщук В.А., Игнатьев В.С., Ю.Н. Омесь и др. // Теория и практика металлургии. - 1999. - № 3. - С. 29-30.

Поступила 24.04.2013



Структура литой рефосфоризованной стали

При разработке эффективных и экономичных сталей одним из микролегирующих элементов стал известный и доступный упрочнитель феррита и аустенита фосфор, влияние которого еще недостаточно изучено, особенно при таких процессах, как непрерывная разливка-прокатка. Наличие фосфора в рефосфоризованных сталях может вызвать изменения их структуры и свойств при последующей обработке. Ил. 2. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: структура, фосфор, сталь, рефосфорация

In the development of effective and efficient has become one of the micro-alloying elements became famous and accessible strengthener of ferrite and austenite phosphorus, whose influence is still not well understood, especially in processes such as continuous casting-rolling. Having phosphorus refosforizovannyh steels can cause changes in their structure and properties during subsequent processing.

Keywords: structure, phosphorus, steel, refosforatsiya

Постановка проблемы

В конструкционных доперитектических сталях фосфор, как примесь или микролегирующая добавка, влияет на термокинетику кристаллизации, состав и строение первичной твердофазной структуры. Важнейшие структурно-наследственные, концентрационно-морфологические и полиморфные изменения связаны с диффузией и дислокационными сдвигами в $\delta(\lambda)$ - и j -твердых растворах на основе Fe-C-P. Наличие фосфора в рефосфоризованных сталях может вызвать изменения их структуры и свойств при последующей обработке.

Изложение основного материала исследований

В последние годы при разработке эффективных и экономичных сталей одним из микролегирующих элементов стал известный и доступный упрочнитель феррита и аустенита фосфор, влияние которого еще недостаточно изучено, особенно при таких процессах, как непрерывная разливка-прокатка. Получаемые структуры и свойства рефосфоризованной стали связаны с химическим и фазовым составом первичного феррита ($j \rightarrow \delta$) и аустенита ($j \rightarrow j$), а также перитектики ($j + \delta \rightarrow j$).

Некоторые результаты последних исследований и методологические данные приведены в [1, 2]. Настоящее исследование посвящено конструкционным низколегированным доперитектическим сталям с первично ферритной кристаллизацией. Обсуждаемые результаты справедливы только для сплавов с постоянной однотипной пассивностью – устойчивой и ограниченной определенными пределами соотношений основных параметров энергетических фазовых потенциалов, структурно-кристаллических состояний, уровнем энтропии. В доперитектических сталях фосфор неравномерно распределяется в δ -твердом растворе согласно термокинетики дендритной кристаллизации, сохраняя количественные соотношения в δ -кристаллах и в междендритных слоях. Естественно,

это касается и других примесных элементов в решетке железа при замещении или внедрении (без дополнительных фаз), особенно в случае горофильности (сера, углерод, кремний и др.).

Снижение концентрационной неоднородности и решеточных дефектов возможно двумя основными механизмами – диффузионным или дислокационным: первый преобладает при высоких температурах, второй – при увеличении переохлаждения. В температурном интервале кристаллизации δ -феррита это может проявиться в изменениях интенсивности концентрационной неоднородности матричного феррита или при образовании и перемещении границ полигональных зерен на фоне первоначальной пластинчато-мозаичной начальной δ -структуры. Обычно в конструкционных низкоуглеродистых сталях в фазово-температурных областях δ и $\delta + j$ действие структурных факторов заметно связано с их начальным исходным состоянием, но может проявляться по-разному.

Например, для Fe-C-P сплавов естественным будет сочетание дислокационного процесса полигонизации и диффузионной сегрегации фосфора (вероятно и углерода) на возникающих новых полигональных границах матрицы и при перемещении этих границ. Но чаще наблюдается размежевание этих механизмов – зернограничной диффузии фосфора и опережающей ее подвижности матричного феррита, насыщенного дислокациями. При увеличении переохлаждения оба варианта структурно-концентрационных изменений практически вполне разделяются, что отражается на фазово-структурном состоянии стали в твердофазном состоянии (δ, j, λ). Это можно сравнить с микросегрегацией, например, углерода. При быстром (газовом) охлаждении аустенитизированных сталей с 0,03–0,06 % углерода можно получить структуру $\lambda + j_{\text{ост}}$ с содержанием $C_g \geq 0,3$ %.

Как видно, возможные микроизменения основы

стали позволяют в принципе, получить разнообразные морфологически фазовые структуры и распределения активной примеси на микро- и нануровне для исходно ферритных сталей, а естественно – и разнообразных физико-химических состояний.

В первично ферритных и в некоторых перитектических сталях при содержании фосфора до 0,05-0,10 % $\delta \rightarrow j$ превращение происходит путем образования аустенита преимущественно на начальных границах полиэдрических зерен, образовавшихся вокруг или внутри дендритов. Возникают прослойки аустенита, от которых превращение распространяется внутрь зерен, сохраняя связи δ / j в новой, блочно-пластинчатой структуре $j + \delta_{\text{ост}}$ или g (иногда возможен и внутризеренный рост g -пластин). Аустенитизация обычно опережает полную (внутризеренную) полигонизацию феррита. Возможно и внутризеренное образование фосфора железа: выделение дисперсных включений Fe_3P из пересыщенной основы δ - твердого раствора. Превращение заметно замедляется при $P \geq 0,20-0,26$ % (рис. 1) с сохранением двухфазного $j + \delta_{\text{ост}}$ строения даже при полном охлаждении (при $P \geq 0,5$ %). Равновесные фазовые составы следующие (%): $C = 0, P = 2,83$ (феррит); $C = 0,3, P = 2,2$ (аустенит). На практике возможно образование фосфорной эвтектики при $P \leq 0,10$ %. Коэффициент дендритной ликвации фосфора при $P \leq 0,10$ % равен 0,75–0,86, при $P \leq 0,20$ % – до 0,50–0,55 %.

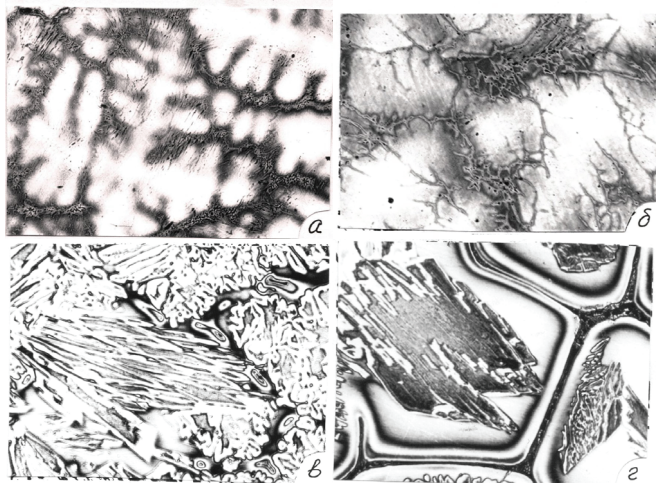


Рис. 1. Полиморфное превращение $\alpha(\delta) \rightarrow \gamma$, полное (а-в), не полное (г) в сплавах: 0,2 % С, 0,05 % Р (а, б); 0,22 % С, 0,25 % Р (в); 0,2 % С, 0,7 % Р (г); а – X50, б – X125, в – X320, г – X630. Травлено ПН

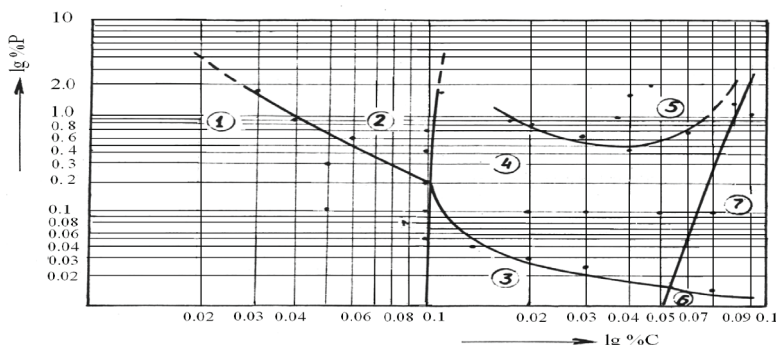


Рис. 2. Концентрационно-фазовая диаграмма образования первичной структуры в Fe-C-P сплавах

Фазово-структурные изменения в рефосфорированной стали можно представить общей схемой (рис. 2). Для обеспечения пластичности фосфористых сталей наиболее перспективны варианты 1, 3, 4. Состав стали группы 4 отвечает высокопрочным категориям с учетом не только наследственной неоднородности первичной структуры, но и твердофазных изменений при прокатке–термообработке.

Наряду с интенсивностью межфазового распределения характерной особенностью фосфора, как поверхностно активной примеси в сталях, является межкристаллитная (зернограничная) адсорбция, вызывающая внутрифазовую местную микросегрегацию. Это явление – предмет изучения многих исследователей. Для внесения ясности остановимся на некоторых тезисах японских исследователей – Хашимото и др. [3]. Предлагается, что в твердом растворе на основе железа примесные атомы (М) могут понижать энергию границ зерен, образуя не металлические, а ковалентные связи Fe-М. Для исходных вариантов простых наклонных границ (при ширине 5 или 9 атомных слоев) в плоскостях решетки (013) и (014) с расположением ионов Fe в вершинах тригональных призм и пентальгинных бипирамид, исходная концентрация фосфора в зоне границы $0,77 \cdot 10^{19}$ (первый вариант) и $0,57 \cdot 10^{19}$ ат/мм² (второй вариант), т.е. меньше уровня равновесной сегрегации ($1,9 \cdot 10^{19}$ ат/мм²). На этой стадии атомы (ионы) фосфора смещаются из позиций узловых в междоузельные и образуют группировки (кластеры) вида Fe_9P_3 , ионы Fe – в вершинах бипирамид, P – в центре базовой плоскости пентагона, как в позиции Fe_3P . Общее снижение энергии границы – до 2eV. В чистом железе ионы в плоскости границы зерна могут иметь сильное или слабое взаимодействие электронов в зоне 3a. В общем, на границе по сравнению с объемом зерна – силы связи понижаются незначительно. При сегрегации фосфора здесь усиливается взаимодействие между зонами $3\lambda Fe$ и $3pP$. Тогда уменьшается возможность связей для 3λ орбитами Fe-Fe так, что образование кластеров Fe_3P с сильной межатомной связью ослабляется вследствие ослабления связи кластеров с окружающим железом. Это, возможно, создает охрупчивание при зернограничной сегрегации в Fe-сплаве.

В Fe-растворах ковалентные связи с Fe могут образовать и другие металлоиды 3, 4 групп (бор, углерод). Но при их межзеренной сегрегации охрупчивания нет. Например, в растворе Fe-B в электронном обмене (для полос Fe-3 λ и Fe-3 p) участвуют 3 электрона или (для полос Fe-3 λ и Fe-2p) только 1. Силы связи Fe-B усиливаются, но для соседних ионов Fe-Fe они не ослабляются. Поэтому бор, как поверхностно активный элемент, может вызвать не ослабление, а усиление когезии [3]. Модель справедлива для сплавов, где распределение фосфора ограничено несколькими монослоями [4]. Для технических Fe-P сплавов есть разные проявления влияния фосфора, отличные от расчетных [5]. Но для ферритных до-

перитектических сталей вопрос остается открытым.

Нами были проведены определения локального распределения фосфора рентгеномикроспектральным и структурным способом после горячей и холодной прокатки непрерывнолитых слябов ($C = 0,03-0,08 \%$, $P = 0,002-0,10 \%$). Признаки зернограничной сегрегации фосфора специально проверяли на второй – технологической стадии работы при освоении рефосфоризованной спокойной стали условной марки 08ЮП кислородно-конвертерной плавки ($P = 0,02-0,10 \%$). После непрерывной разливки, горячей и холодной прокатки, травления и колпакового или непрерывного отжига при субкритических и межкритических температурах определяли механические и физико-химические свойства полос толщиной до 2 мм. Полученные результаты показали, что в основном исследуемый комплекс свойств был выше, чем у ферритных штампуемых сталей марки 08Ю категорий вытяжки СВ-0СВ.

Выводы

1. В железоуглеродистых базовых сплавах фосфор (в границах растворимости его в первичном δ -растворе) качественно не изменяет основные типы фазово-структурных превращений и процессы их реализации. Согласно опытным данным предложена схема типов превращений в связи с составом.

2. Неравномерное распределение фосфора, как растворной примеси в расплаве и в твердых фазах, создает два вида внутрифазовой концентрационной неоднородности: ликвацию при кристаллизации феррита и твердофазную микросегрегацию при полиморфных превращениях феррит \leftrightarrow аустенит.

3. Требованиям к свойствам конструкционных фосфористых сталей наиболее отвечают стали с однофазной ферритной первичной структурой и полным полиморфным превращением «феррит-аустенит».

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. Яценко А.И., Федорова И.П., Хрычиков В.Е. и др. Особенности формирования микроструктуры при охлаждении сталей ферритного класса // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2012. - № 2. - С. 30-34.
3. Hashimoto M., Jshida J., Yamamoto M., Doyama R., Atomistic studies of grain boundary segregation in Fe-P and Fe-B alloys, I, II, III, *Asta Metallurgica*, 32, № 1, 1984, с. 1-11 .
4. Shimoda T, Treoretical estimates of phosphorus concentration profiles across grain boundaries, in Fe-P and Fe-Ni-P systems, *Asta Metallurgica*, 31, № 2, 1983, с. 2051-2062.
5. Ху Х. Упругие свойства холоднокатаных и отожженных листов фосфористой стали с высокой анизотропной пластичностью в третьем направлении. Новые методы исследования текстуры поликристаллических материалов. - М.: *Металлургия*, 1985. - С. 166-184.

Поступила 03.10.2013

УДК 621.74.042:621.746.6

Жижкина Н.А. /к.т.н./

Восточноукраинский НУ им. В. Даля

Наука

Удаление неметаллических включений из металла, затвердевающего в условиях вращения

Исследован процесс очищения валкового расплава от неметаллических включений. Показано, что скорость удаляемых частиц должна превышать линейную скорость продвижения фронта кристаллизации. Установлено, что такая характеристика определяется величиной теплоизоляционного покрытия формы. В работе получено выражение для определения размера удаляемых из вращающегося расплава неметаллических включений. Выявлено, что такая величина прямо пропорциональна скорости нарастания затвердевшей корки. Ил. 3. Библиогр.: 5 назв.

Ключевые слова: валковый расплав, вращение, неметаллическое включение, очищение, скорость кристаллизации

The process of rolls alloys cleaning of non-metallic inclusions had been researched at the paper. It has been showed that speed of removed particles must be higher linear speed of crystallizations fronts' motion. It has been established that such characteristic is determined by size of heat-insulating coating of form. The formula for determination of removed from rotated alloy non-metallic inclusions' size is received at the paper. The straight dependence of such value on speed of solidified crusts increase has been revealed

Keywords: cleaning, non-metallic inclusion, rolls alloy, rotation, speed of crystallization

Постановка проблемы и ее связь с важными научными и практическими заданиями

Валки относятся к числу ответственных деталей прокатного оборудования, которые испытывают зна-

чительные нагрузки: изгибающие, крутящие, динамические, температурные, а также силы трения. Поэтому изделие одновременно должно характеризоваться высокой твердостью, прочностью и пластичностью.

Большое значение для наработки имеет изменение свойств по глубине прокатного инструмента.

Известно [1], что наиболее эффективным способом изготовления таких массивных изделий является центробежное литье. Такой метод обеспечивает использование износостойких, но нетехнологичных в литье материалов, получение необходимой величины рабочего слоя и требуемого комплекса служебных свойств формирующего инструмента. Однако использование в качестве материала рабочего слоя сложнолегированных сплавов неизбежно сопровождается насыщением их неметаллическими включениями, которые способствуют развитию дефектов и неоднородностей в теле изделия. В связи с этим важным научно-практическим заданием является очищение металла от неметаллических включений.

Анализ последних исследований и публикаций

Центробежное литье характеризуется своеобразными гидростатическими и гидродинамическими явлениями, способствующими изменению траектории движения частиц, погруженных в расплаве. Исследования [2, 3] показали, что центробежные силы снижают загрязненность рабочей поверхности от неметаллических включений. В результате сравнения структуры образцов рабочего слоя от центробежнолитого вала и изделия, полученного традиционным методом (в стационарные формы), выявлено, что под действием сил вращения удаляются более мелкие включения.

Изучение движения неметаллических включений во вращающемся потоке жидкого металла [4] показало, что в таком случае относительная траектория всплывания частиц из металла рабочего слоя будет кривой. Полученная в работе [4] математическая модель показала, что центробежные силы способствуют увеличению скорости всплывания частиц. Вместе с тем, движению частиц препятствует фронт кристаллизации жидкого металла. Следовательно, для повышения качества валковых отливок, чистоты металла рабочего слоя значительный интерес представляет изучение процесса охлаждения и затвердевания валков, отливаемых центробежным методом.

Целью работы явилось изучение процесса очищения валкового расплава, затвердевающего в условиях вращения, от неметаллических включений. Для достижения поставленной цели в работе были решены следующие задачи:

- проанализировать продвижение фронта кристаллизации в валковом расплаве;
- оценить возможность удаления различных неметаллических включений из металла, затвердевающего во вращающейся форме.

Основной материал исследований

Скорость V_{max} всплывания частиц из вращающегося металла согласно [4] определяли по формуле (1)

$$v_{max} = \frac{d_{вкл}^2 \cdot g \cdot (\rho_{распл} - \rho_{вкл})}{18 \cdot \eta} \cdot k_{гравит} \quad (1)$$

где $d_{вкл}$ - диаметр включения, м; $g = 9,81$ м/с² - ускорение свободного падения; $\rho_{распл}$ и $\rho_{вкл}$ -

плотности соответственно расплава и включения, кг/м³; η - коэффициент внутреннего трения или вязкость жидкого расплава, кг/(м·с); $k_{гравит}$ - коэффициент гравитации.

Удаление неметаллических включений из вращающегося металла рабочего слоя возможно при условии, что скорость их движения V_{max} превышает скорость u продвижения фронта затвердевшей корки, где материал приобретает кристаллическое строение

$$V_{max} > u = \frac{dh_{з.к.}}{d\tau} \quad (2)$$

где $h_{з.к.}$ - величина затвердевшей корки рабочего слоя, м; τ - время затвердевания, с.

Описание продвижения фронта кристаллизации металла требует учета большого количества факторов, влияющих на процесс затвердевания реального вала. В связи с этим согласно [5] реальный валок заменили эквивалентной цилиндрической отливкой, затвердевающей снаружи. При этом учитывали только аккумулирующую способность кокиля и потери тепла в окружающую среду.

С другой стороны, установлено, что реальный процесс кристаллизации валковой отливки, происходящий в интервале температур $\Delta T_{кр.}$, является процессом последовательного затвердевания металла. В таком случае затвердевающая отливка характеризуется зонами, отвечающими трем состояниям металла - жидкого, переходного и полностью затвердевшего материала. Следовательно, скорость u продвижения фронта затвердевшей корки согласно [5] определяли по формуле (3)

$$u = \frac{dh_{з.к.}}{d\tau} = \frac{a_1}{r_{отл.}} \cdot \frac{1}{B_1' + 2 \cdot B_2' \cdot \delta + 3 \cdot B_3' \cdot \delta^2 + \frac{B_4'}{\delta + \frac{1}{B_1'}}} \quad (3)$$

где $a_1 = \frac{\lambda_1}{c_1 \cdot \rho_1}$ - коэффициент температуропроводности затвердевшей корки, м²/с; c_1 - удельная теплоемкость отливки, Дж/(кг·К); ρ_1 - плотность материала корки, кг/м³; $r_{отл.}$ - радиус отливки, м; $\delta = \frac{h_{з.к.}}{r_{отл.}}$ - относительная или безразмерная величина затвердевшей корки; B_1' - критерий Био интенсивности теплообмена затвердевающей отливки; $B_1'; B_2'; B_3'; B_4'$ - коэффициенты, рассчитанные согласно [5] по формулам (4-7)

$$B_1' = \frac{1}{B_1} \cdot (L + \frac{1}{6 \cdot B_1} + \frac{1}{2}) \quad (4)$$

$$B_2' = \frac{1}{2} \cdot (L + \frac{1}{2}) - \frac{1}{2 \cdot B_1} \cdot (L + \frac{1}{6}) \quad (5)$$

$$B_3' = -\frac{1}{3} \cdot (L + \frac{1}{3}) \quad (6)$$

$$B_4' = \frac{1}{2 \cdot B_1^2} \cdot (1 + \frac{1}{3 \cdot B_1}) \quad (7)$$

где L - относительная теплота кристаллизации, с помощью которой оцениваются процессы, сопровождающиеся фазовыми превращениями.

Результаты исследований группы валков одного типоразмера показали, что на скорость продвижения фронта затвердевшей корки наибольшее влияние оказывает аккумулирующая способность формы, выраженная через величину слоя теплоизоляционного покрытия кокиля (рис. 1).

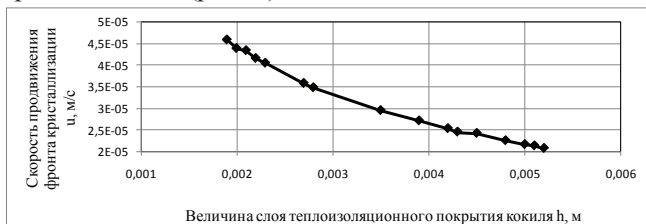


Рис. 1. Влияние величины h слоя теплоизоляционного покрытия кокиля на скорость u продвижения фронта кристаллизации металла рабочего слоя отливок одного типоразмера

На рис. 1 видно, что с увеличением слоя теплоизоляционного покрытия скорость продвижения фронта затвердевшей корки снижается.

Подставляя (1) и (3) в (2), получили выражение для определения минимальных значений диаметров включений, движение которых к свободной поверхности вращающегося металла рабочего слоя возможно под действием центробежных сил

$$d_{\text{вкл.}} \geq \sqrt{\frac{18 \cdot a_1 \cdot \eta}{k_{\text{равн}} \cdot g \cdot (\rho_{\text{расп}} - \rho_{\text{вкл}}) \cdot r_{\text{отл}} \cdot B_1' + 2 \cdot B_2' \cdot \delta + 3 \cdot B_3' \cdot \delta^2 + \frac{B_4'}{\delta + \frac{1}{Bi_1}}} \quad (8)$$

Из формулы (8) следует, что диаметр удаляемых частиц зависит от физических характеристик материала затвердевающей корки, плотности включения, скорости вращения валковой формы и радиуса отливки.

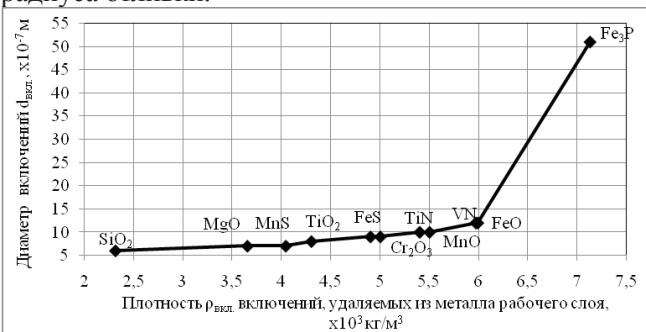


Рис. 2. Зависимость диаметра $d_{\text{вкл}}$ включений, удаляемых из металла рабочего слоя, от их плотности $\rho_{\text{вкл}}$ для отливок одного типоразмера



Рис. 3. Зависимость среднего значения диаметра $d_{\text{вкл}}$ включений сульфида марганца (MnS), удаляемых из металла рабочего слоя, от скорости u и продвижения фронта кристаллизации для отливок одного типоразмера

Анализ результатов исследования диаметров частиц различных типов, удаляемых из затвердевающей

го рабочего слоя, показал, что сравниваемые включения отличаются величиной $d_{\text{вкл}}$ (рис. 2, 3).

При этом величина удаляемого включения возрастает прямо пропорционально его плотности (см. рис. 2). Сравнение размеров удаляемых включений одного типа (MnS) показало, что с увеличением скорости продвижения фронта кристаллизации возрастает их размер, что препятствует действию центробежных сил на очищение металла рабочего слоя от неметаллических включений (см. рис. 3).

Выводы

1. В результате исследований установлено, что очищение металла, затвердевающего в поле действия центробежных сил, от неметаллических включений возможно при условии превышения скорости движения частиц к свободной поверхности над продвижением фронта кристаллизации. Показано, что основной характеристикой последнего является линейная скорость нарастания затвердевшей корки, определяемая аккумулирующей способностью формы. Получено, что с увеличением слоя теплоизоляционного покрытия скорость продвижения фронта затвердевшей корки снижается.

2. В работе выведено уравнение для определения минимального значения диаметра неметаллического включения, удаляемого из вращающегося металла. Показано, что такая величина зависит от физических характеристик материала рабочего слоя, скорости вращения валковой формы, радиуса отливки и плотности включения. Установлено, что с увеличением последней возрастает минимальное значение диаметра удаляемой частицы. Вместе с тем, выявлено, что укрупнению удаляемых частиц способствует и увеличение скорости продвижения фронта кристаллизации.

Библиографический список

1. Литые прокатные валки / Н.А. Будагянц, В.Е. Карский. – М.: Металлургия, 1983. – 175 с.
2. Жижкина Н.А. Центробежное литье как метод очистки металла валков / Зб. наукових праць «Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні». – Луганськ: СНУ ім. В. Даля, 2009. - С. 262-267.
3. Жижкина Н.А. Анализ загрязненности рабочего слоя валков, отлитых стационарным и центробежными методами / Зб. наукових праць «Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні». – Луганськ: СНУ ім. В. Даля, 2010. - С. 82-87.
4. Движение неметаллических включений в расплаве при центробежном литье массивных валков / Н.А. Будагянц, Н.А. Жижкина // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. - Луганськ: СНУ ім. В. Даля, 2010. - № 3, ч. 2. - С. 51-55.
5. Вейник А.И. Теория затвердевания отливки: монография / Вейник. – М.: Машгиз, 1960. – 435 с.

Поступила 07.08.2013

Анализ силового взаимодействия в очаге деформации при прокатке

В статье проанализирована предельная захватывающая способность валков в установившемся режиме с учетом продольных сил пластически деформируемого металла. Показано, что с учетом этих сил отношение $\frac{\alpha_{\max}}{f} \approx 1,5$. Уточнена методика определения предельной захватывающей способности валков. Дана оценка величины средней результирующей продольных сил и показано, что она составляет значительную долю от резерва сил трения в очаге деформации. Ил. 3. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: валок, очаг деформации, силы трения

The article analyzes the spectacular ability the marginal rolls in the steady mode terms of longitudinal forces of plastically a deformable metal. It is shown that given attitude of the forces $\frac{\alpha_{\max}}{f} \approx 1,5$. Method has been refined, of determining the maximum gripping capacity of the rolls. We have rated middle value of the resulting longitudinal forces and shows that it is a significant part of the reserve forces of friction in it the byte of deformation.

Keywords: roll, byte of deformation, forces of friction

В теории принято, что предельное условие прокатки в установившемся режиме наступает тогда, когда угол нейтрального сечения принимает нулевое значение. Вместе с тем, имеются опытные данные, показывающие, что в определенных условиях равновесие металла в валках нарушается (с последующей пробуксовкой) при значительном опережении [1, 2]. С другой стороны, результаты исследований [3, 4] подтверждают возможность устойчивого процесса при однозонном скольжении полосы в очаге деформации. В работе [5] предложен новый метод оценки предельной захватывающей способности валков в установившемся режиме, который в определенной мере объясняет причины расхождения выше приведенных результатов опытов с теорией. Метод разработан на основе определения текущей горизонтальной контактной силы Q_x^* и расчета критерия продольной устойчивости процесса прокатки $K_{уст} = Q_{ср}^* = \frac{1}{\alpha} \int_0^{\alpha} Q_{xк}^* d\phi$.

Однако логически более обосновано оценку захватывающей способности валков давать, исходя из распределения нормальных напряжений в очаге деформации σ_x , определения текущих продольных сил пластически деформируемого металла $Q_{хnp}$ и расчета средней результирующей этих сил.

Анализируя равновесие выделенного текущего объема металла в очаге деформации (рис. 1), видно, что в продольном направлении, наряду с контактными силами, действуют горизонтальные силы пластически деформируемого металла, равные

$$Q_{хnp} = \sigma_x \cdot b \cdot h_x$$

или в безразмерном виде

$$Q_{хnp}^* = \frac{Q_{хnp}}{R \cdot b \cdot 2k} = \frac{\sigma_x}{2k} \left(\frac{h_1}{R} + \phi^2 \right). \quad (1)$$

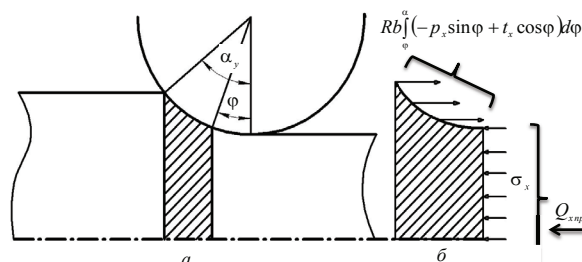


Рис. 1. К равновесию горизонтальных сил: а – очаг деформации; б – выделенный текущий объем металла

В случае установившегося процесса прокатки при известном граничном условии на входе в очаг деформации (при $\phi = \alpha_y$, значение $\sigma_x = 0$), равновесие этого текущего объема определяется

$$2 \int_{\phi}^{\alpha} (-p_x \sin \phi + t_x \cos \phi) b R d\phi - \sigma_x b h_x = 0.$$

или в безразмерном виде

$$2 \int_{\phi}^{\alpha} \left(-\frac{p_x}{2k} \sin \phi + \frac{t_x}{2k} \cos \phi \right) d\phi - \frac{\sigma_x}{2k} \left(\frac{h_1}{R} + \phi^2 \right) = 0. \quad (2)$$

В статье [6] показано, что выражение (2) соответствует начальному уравнению равновесия элемента металла, полученного Т. Карманом. Поэтому о характере изменения силы $Q_{хnp}^*$ в очаге деформации можно судить, решив дифференциальное уравнение равновесия. Для оценки величины продольных сил, введем понятие средней результирующей продольной силы в зоне деформации $Q_{срnp}^* = \frac{1}{\alpha} \int_0^{\alpha} Q_{хnp}^* d\phi$. (3)

Заметим, что результирующая $Q_{срnp}^*$ является силой сопротивления, реакцией на действие контак-

ных сил. Поэтому, она никогда не может быть направленной по движению полосы, т.е. быть движущей силой. В то время, как при определенных условиях прокатки, например при $\alpha_y > \beta_y$, силы $Q_{хпр}^*$ могут быть на одной части очага деформации сжимающими, а на другой – растягивающими.

Практически важным вопросом является оценка величины силы $Q_{српр}^*$ в разных условиях прокатки. Очевидно, что втягивающим контактным силам необходимо уравновешивать не только выталкивающие, но и результирующую продольных сил пластически деформируемого металла $Q_{српр}^*$.

Определим силу $Q_{српр}^*$ для случаев прокатки относительно тонких полос, когда применение гипотезы плоских сечений не вносит существенных ошибок в расчеты контактных и продольных напряжений. Решение уравнения Т. Кармана с кулоновской моделью трения выполняли с помощью ЭВМ, применяя метод последовательных приближений Рунге-Кутты. Проанализируем характер изменения текущей силы $Q_{хпр}^*$ в очаге деформации и средней результирующей $Q_{српр}^*$ на конкретном примере. Пусть прокатка ведется в валках радиусом $R = 100 \text{ мм}$, обжатие $\Delta h = 0,36 \text{ мм}$, начальная толщина полосы $h_0 = 1 \text{ мм}$, угол захвата $\alpha_y = 0,06 \text{ рад}$, а коэффициент трения в установившемся режиме деформации f_y принимает значения: 0,06; 0,0405; 0,03.

Результаты расчета распределения контактных напряжений и текущей продольной силы $Q_{хпр}^*$ приведены на рис. 2. Как видно характер изменения продольной силы пластически деформируемого металла существенно (количественно и качественно) зависят от отношения $\frac{\alpha_y}{f_y}$.

При $\frac{\alpha_y}{f_y} = 1$ (рис. 2в, кривая 1) во всех сечениях очага деформации сила $Q_{хпр}^*$ является сжимающей, её среднее значение равно 0,0004. Противоположная картина наблюдается при прокатке в условиях когда $\frac{\alpha_y}{f_y} = 2$. В этом случае текущая продольная сила по всей длине зоны контакта полосы с валками будет растягивающей (рис 2в, кривая 3). Среднее значение её равно $-0,0003$, направлено в соответствии с движением полосы и она, как бы выполняет роль активной (движущей) силы. Ранее обращалось внимание на то, что $Q_{српр}^*$, являлась силой сопротивления, выполнять активную роль не может. Поэтому равновесие металла в валках должно нарушаться при меньшем отношении $\frac{\alpha_y}{f_y}$.

Рассмотрим распределение $Q_{хпр}^*$ при $\frac{\alpha_y}{f_y} = 1,446$ (рис. 2, в, кривая 2). При прокатке в этих условиях на одной части очага деформации текущая сила $Q_{хпр}^*$ является растягивающей, а на другой – сжимающей, причем площади этих значений одинаковы, т.е. $Q_{српр}^* = 0$ и по нашему предположению этот случай прокатки относится к предельному. Оценим справед-

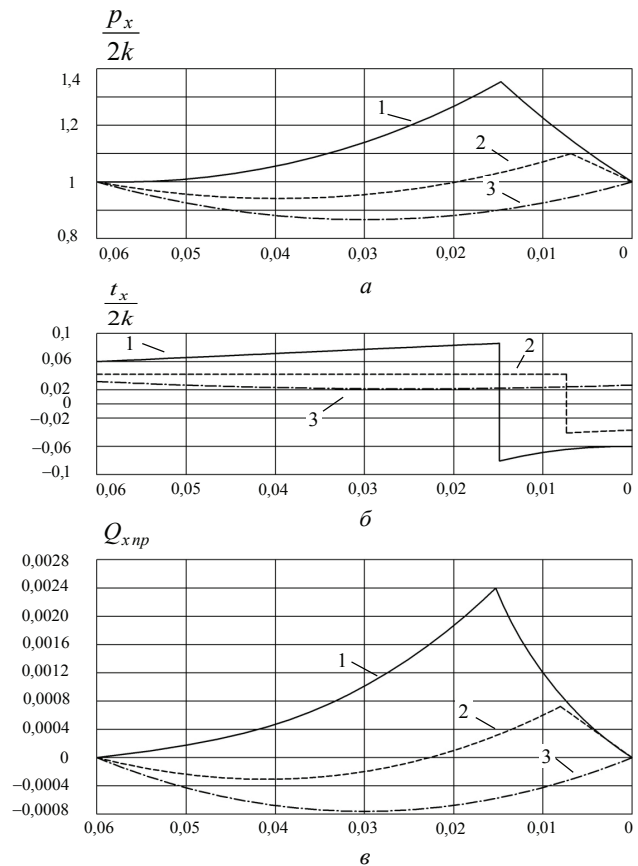


Рис. 2. Контактные напряжения (а, б) и текущие продольные силы (в): 1 - $f_y = 0,06$; 2 - $f_y = 0,0405$; 3 - $f_y = 0,03$

ливость принятого предположения, сравнивая результаты определения силы $Q_{српр}^*$ при разных углах захвата с опытными данными А.П. Грудева [1, рис. 32].

С этой целью выполним расчеты, построим эпюры контактных и продольных напряжений, а также определим текущее значение силы $Q_{хпр}^*$ и найдем величину $Q_{српр}^*$ для условий опытов вышеуказанной работы.

Результаты экспериментального определения опережения S и расчета силы $Q_{српр}^*$ приведены на рис. 3. В своей книге А.П. Грудев отмечает, что при угле захвата равном $0,34 \text{ рад}$ прокатка проводилась со значительным опережением, равным $S = 10\%$. Казалось бы, в очаге деформации имеется достаточный резерв сил трения для того, чтобы дополнительно увеличить обжатие. Однако при увеличении угла захвата до $0,35 \text{ рад}$ нарушилось равновесие полосы в валках, вследствие чего полоса забуксовала.

Как видно на рис. 3 (кривая 2) в момент пробуксовки средняя результирующая сила принимает нулевое значение. Аналогичные результаты были получены и при сравнении опытных данных [2] с расчетами по предложенной методике. Необходимо также отметить, что в предельном случае прокатки ($Q_{српр}^* = 0$) теоретическая эпюра удельных сил трения включала зону опережения, т.е. качественная картина имела такой же вид, как и в выше рассмотренном примере (см. рис. 2б, в, кривые 2).

Таким образом, предположение о том, что средняя результирующая продольных сил пластически

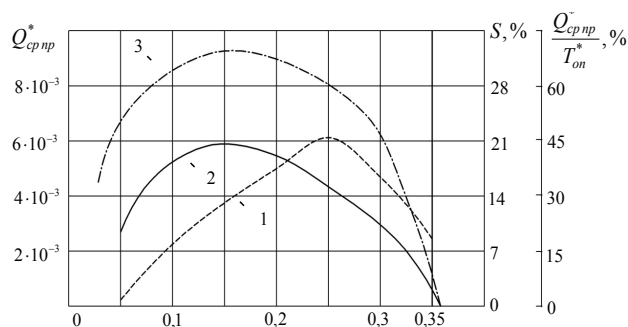


Рис. 3. Изменение опережения, результирующей продольной силы и отношения $\frac{Q_{cpnp}^*}{T_{on}^*}$ в зависимости от угла захвата: 1 – опережение (опыты А.П. Грудева); 2 – расчетное значение средней результирующей продольной силы; 3 – изменение отношения $\frac{Q_{cpnp}^*}{T_{on}^*}$

деформируемого металла в предельном случае прокатки равна нулю получило экспериментальное подтверждение.

Далее оценим значимость Q_{cpnp}^* в балансе втягивающих металл в валки сил. Поскольку зона опережения определяет резерв сил трения для дальнейшего увеличения захватывающей способности валков, проведем сравнение этого запаса T_{on}^* со средней результирующей продольных сил. Силу T_{on}^* определим непосредственно по теоретическим эпюрам удельных сил трения.

Зависимость $\frac{Q_{cpnp}^*}{T_{on}^*}$ от угла захвата приведена на рис. 3, кривая 3. Она имеет качественно такой же вид, как и опытная кривая опережения. Отношение $\frac{Q_{cpnp}^*}{T_{on}^*}$ изменяется в достаточно широких пределах. При угле захвата примерно равном коэффициенту трения оно приближается к 0,7, в предельном случае прокатки $\frac{Q_{cpnp}^*}{T_{on}^*}$ равно нулю.

Проведенный анализ показывает, что при определении предельного угла захвата силу сопротивления Q_{cpnp}^* необходимо учитывать, т.к. она существенно ограничивает захватывающую способность валков в установившемся режиме.

В вышеприведенном примере до $\frac{\alpha_y^{\max}}{f_y} = 1,446$.

Выводы

Уточнена методика определения предельной захватывающей способности валков, учитывающая продольные силы пластически деформируемого металла. Учет этих сил ограничивает максимальный угол захвата до значения $\alpha_y^{\max} \approx 1,5 f_y$.

Средняя результирующая продольных сил в зависимости от параметра прокатки весьма существенно изменяется и может составлять значительную часть от резерва сил трения в зоне опережения.

Библиографический список

1. Грудев А.П. Захватывающая способность прокатных валков. – М.: СП «Интернет Инжиниринг», 1998. – 283 с.
2. Экспериментальное исследование максимальных углов захвата в установившемся процессе прокатки / А.П. Чекмарев, В.И. Прокофьев // Обработка металлов давлением: науч. тр. ДМетИ. – М.: Металлургия, 1967. – Вып. ЛП. – С. 79-88.
3. К вопросу об отрицательном опережении при прокатке / И.М. Павлов, В.К. Белосевич // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1961. – № 10. – С. 46-49.
4. Николаев В.А. Технологические параметры прокатки с вязкими смазками // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1995. – № 4. – С. 29-32.
5. Теоретический анализ захватывающей способности валков в установившемся режиме прокатки // О.П. Максименко, А.А. Никулин, Р.Я. Романюк // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2008. – № 10. – С. 32-34.
6. Анализ предельных условий прокатки с учетом продольных сил деформируемого металла / О.П. Максименко, Д.И. Лобойко // Обработка металлов давлением: сб. науч. трудов. – Краматорск: ДГМА, 2012. – № 4(33). – С. 60-65.

Поступила 16.09.2013

Журнал «МГП», начиная с № 6, 2013 г.,
будет размещен в интернете с использованием своего
«старого» доменного имени

www.metinfo.dp.ua

вместо

www.metaljournal.com.ua

Особенности применения развернутой калибровки швеллеров при производстве профиля U200 в условиях стана 550

Проведен анализ течения металла в очаге деформации при прокатке развернутой заготовки в калибре с прямыми полками. Определены возможности применения соотношений применяемых для производства швеллерных профилей при прокатке U-профилей. Предложены уточнения калибровки для обеспечения стабильной прокатки швеллера U200. Ил. 5. Табл. 2. Библиогр.: 4 назв.

Ключевые слова: швеллер, полка, стенка, площадь элементов, формоизменение, обжатие

The analysis of metal flow in the deformation zone at the deployed blanks rolling in caliber with straight shelves is done. Application possibilities for the geometric ratios of the channel bar production used at the rolling of U-shape profiles is shown. Also improved calibration for the stable rolling of the U200 profile is proposed.

Keywords: channel bar, flange, web, square of elements, forming, strain

Швеллерный профиль является одним из самых востребованных на рынке сортового проката. Швеллера составляют около 70 % всей продукции производимой на стане 550 ПАТ «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского». В связи с этим остаются актуальными вопросы разработки и усовершенствования калибровок прокатных валков при освоении новых и производстве существующих профилей швеллерного сортамента. Наиболее перспективным направлением развития при этом представляется использование развернутой калибровки валков [1].

На стане 550 ПАТ «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского» освоено производство крупных швеллерных профилей (№ 20П-24П, № 30П) на основе развернутой калибровки нового типа [2, 3]: при расчете параметров калибров обжатия в предчистовом калибре принимаются от 1,06 до 1,09 для основания полки и от 0,95 до 1,05 для конца полки. Использование данных соотношений давало хороший результат, но по мере увеличения номера швеллера появлялась необходимость в увеличении обжатий полок по сравнению с обжатием по стенке. Например, для швеллера 8П это 1,061, а для швеллера 24П – 1,084.

Аналогичный подход был использован при освоении подобным способом производства швеллера U200. При этом выбор самого высокого соотношения из описанного в патенте [3] не привел к желаемым результатам: высота полок при сворачивании профиля в прямополочном калибре отклонялась от необходимой величины и была не стабильной по длине раската.

Целью данной работы является определение возможности применения соотношений площадей стенки и полок швеллера, определенных в патенте [3], при прокатке U-профилей и их уточнение для обеспечения стабильной прокатки швеллера U200.

В качестве критерия для определения диапазона применимости вышеуказанных соотношений было предложено использовать отношение площадей шейки и полок $S_n / (2 \cdot S_b)$ в прокатываемом профиле. Традиционно это отношение определяют в зависимости от способа деления профиля на стенку и полки

(рис. 1) [4]. Для определения оптимального способа определения отношения $S_n / (2 \cdot S_b)$ был проведен анализ течения металла в продольном направлении при прокатке развернутой заготовки (рис. 2а) в калибре с прямыми полками (рис. 2б).

Исследование формоизменения проката проводилось с использованием программного продукта Forge 3D® во время стажировки одного из авторов в Политехническом университете г. Ченстохова (Польша).

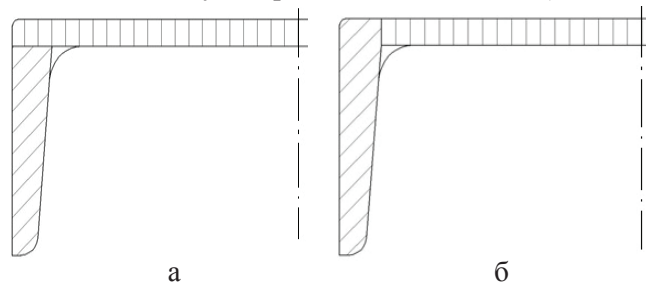


Рис. 1. Деление сечения швеллера: а - по Брово и Кирхбергу, б - по Тафелю

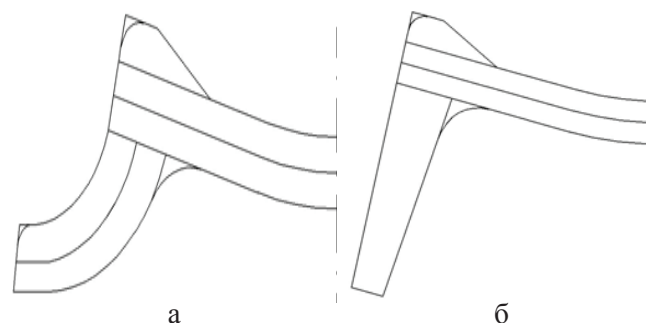


Рис. 2. Форма заготовки (а) и калибра (б) для сворачивания при прокатке швеллерных профилей в условиях стана 550

Моделирование проводилось для следующих условий: материал – сталь S235J0, температура прокатки – 1100 °С, скорость прокатки 2,3 м/с, диаметры верхнего и нижнего валков по буртам – 670 и 530 мм соответственно. Анализ течения металла в продольном направлении позволяет выделить шесть зон в поперечном сечении профиля, в пределах которых вытяжка металла примерно одинакова (рис. 3). По результатам

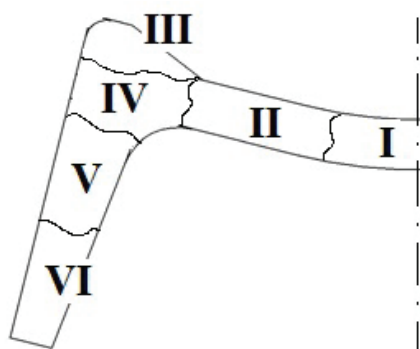


Рис. 3. Разделение поперечного сечения проката на зоны с одинаковой вытяжкой

расчетов были получены диаграммы распределения продольной составляющей скорости в поперечном сечении профиля по длине очага деформации (рис. 4). В начале деформации (до $x/ld = 0,5$) значение продольной скорости не значительно возрастает и остается постоянным для всего сечения профиля. Это объясняется тем, что на этом этапе деформации происходит интенсивное сворачивание полки без существенного обжатия по стенкам и полкам. Далее (до $x/ld > 0,5$) начинается интенсивная деформация металла. На этом участке вытяжка в зоне IV неоднозначно зависит от течения в стенке или полках профиля. На отрезке $0,7 > x/ld > 0,5$ скорости в рассматриваемом элементе IV близки к значениям в полке. Ближе к выходу из очага скорости в элементе IV находятся между значениями в полке и стенке, т.е. оба эти элемента оказывают влияние на течение в углу швеллерного профиля.

Таким образом, использование традиционных способов деления профиля для определения отношения $S_h / (2 \cdot S_b)$ представляется не обоснованным для рассмотренных выше условий прокатки. В данной работе предлагается определять эти отношения без учета зоны принадлежащей как полкам, так и стенке (рис. 5).

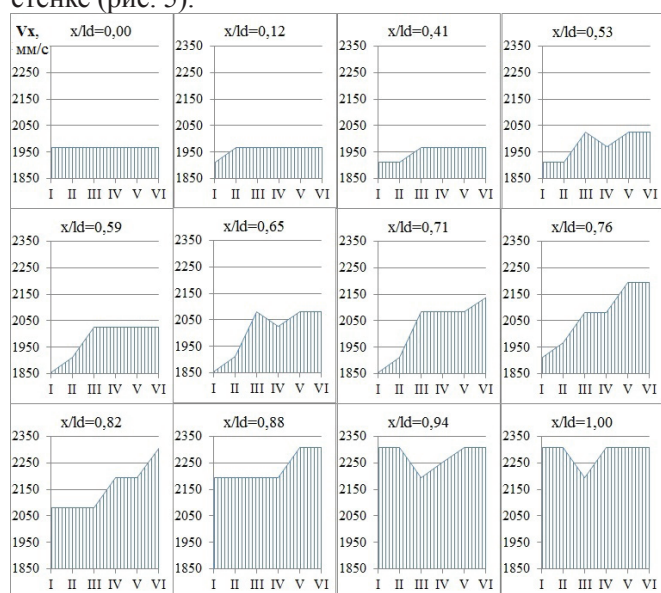


Рис. 4. Распределение продольной скорости в поперечных сечениях профиля по длине очага деформации: $x/ld = 0$ – начало очага деформации, $x/ld = 1$ – конец очага деформации (плоскость осей валков)

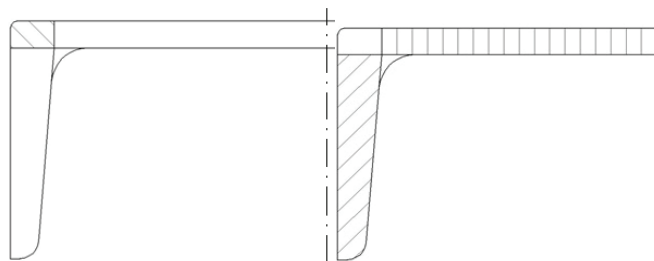


Рис. 5. К определению отношения площадей шейки и полок: а – зона, принадлежащая как полкам, так и стенке, б – зоны для расчета $S_h / (2 \cdot S_b)$

Таблица 1. Геометрические соотношения в U-профилях

Швеллер	h	b	s	t	S_h	$2 \cdot S_b$	$S_h / (2 \cdot S_b)$
	мм	мм	мм	мм	мм ²	мм ²	
U80	80	45	6	8	384	605	0,63
U100	100	50	6	8,5	498	727	0,69
U120	120	55	7	9	714	837	0,85
U140	140	60	7	10	840	1030	0,82
U160	160	65	7,5	10,5	1043	1173	0,89
U180	180	70	8	11	1264	1324	0,95
U200	200	75	8,5	11,5	1505	1484	1,01
U220	220	80	9	12,5	1755	1724	1,02
U240	240	85	9,5	13	2033	1906	1,07
U300	300	100	10	16	2680	2808	0,95

Таблица 2. Геометрические соотношения в швеллерных профилях

Швеллер	h	b	s	t	S_h	$2 \cdot S_b$	$S_h / (2 \cdot S_b)$
	мм	мм	мм	мм	мм ²	мм ²	
8П	80	40	4,2	7,4	274	530	0,52
10П	100	46	4,3	7,6	365	634	0,58
12П	120	52	4,3	7,9	448	754	0,59
14П	140	58	4,4	8,2	544	879	0,62
16П	160	64	4,4	8,5	629	1013	0,62
18П	180	70	4,5	9,2	727	1205	0,60
20П	200	76	4,6	9,6	832	1371	0,61
22П	220	82	4,6	10	920	1548	0,59
24П	240	90	4,8	10,6	1050	1806	0,58
30П	300	100	6,3	11,4	1746	2136	0,82

Проведенный таким образом анализ существующих соотношений площадей стенки и полок готовых профилей, прокатываемых на стане 550 (таб. 1), и фактических соотношений элементов профиля, описанных в патенте [3] (таб. 2), показывает, что величиной, определяющей возможность использования соотношений, описанных в патенте, является соотношение площади стенки (S_h) профиля к площади полок (S_b) меньше 0,65. При соотношении больше данной величины влияние стенки становится прева-



Рис. 6. Поперечное сечение заготовки и раската в калибре для сворачивания при прокатке швеллерных профилей: а – швеллер № 20П, б – профиль U200

лирующим и тех обжатий, которые были определены становится мало для обеспечения гарантированной величины полок. С учетом этого при разработке калибровки для прокатки швеллера U200 обжатие по полке в прямополочном калибре было увеличено на величину соотношения площадей стенки и полок в готовом профиле к коэффициенту 0,6. Опытная прокатка показала удовлетворительные результаты: высота полок в прямополочном калибре полностью соответствовала расчетной и была стабильной на всем протяжении раската (рис. 6).

Выводы

Проведен анализ течения металла в очаге деформации при прокатке развернутой заготовки в калибре с прямыми полками. Анализ подтвердил неоднозначность отдельного влияния стенки или полок профиля на течение металла в углах профиля. Практические результаты показали необходимость уточнения соотношений, изложенных в патенте [3], и подтвердили

правильность теоретически полученных результатов по корректировке коэффициентов.

Библиографический список

1. Илюкович Б.М., Нехаев Н.Е., Капелюшный В.П. Прокатка и калибровка: Справочник в 6 томах / Под ред. Илюковича Б.М. – Днепропетровск: РВА «Дніпро-ВАЛ», 2004. – Т. V. – 481 с.
2. Современные технологии производства швеллеров с применением развернутой калибровки валков / Г.В. Бергеман, С.М. Антонюк, М.В. Краев и др. – Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2007. – 64 с.
3. Пат. 75971 Україна, В21В 27/02 (2006.01). Спосіб прокатки профілів швеллерного типу / Бергеман Геннадій Володимирович; Білик Анатолій Миколайович; Антонюк Сергій Михайлович [та ін.] (Україна); заявники та власники Бергеман Геннадій Володимирович; Білик Анатолій Миколайович; Антонюк Сергій Михайлович; Бойко Володимир Іванович; Пелих Ігор Володимирович. – № 2004042438; заявл. 17.10.2005, Бюл. № 10; опубл. 15.06.2006, Бюл. № 6.
4. Прокатка и калибровка / Х. Хофф, Т. Даль. – М.: Металлургиздат, 1957. – 203 с.

Поступила 15.10.1013



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. Информлируем 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.



О методике испытания коррозионностойких сталей и сплавов к питтинговой коррозии

Проведен анализ достоверности методики испытания коррозионной стойкости сталей и сплавов, используемой на предприятии ЧАО «СЕНТРАВИС ПРОДАКШН ЮКРЕЙН». Отмечены недостатки применения оценки склонности к питтинговой коррозии на основе определения потери веса испытываемых образцов. Ил. 3. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: коррозионные стали и сплавы, методика оценки, питтинговая коррозия

The analysis of the reliability of testing methods corrosion resistance of steels and alloys used in the enterprise PJSC "CENTRAVIS PRODUCTION UKREIN." Marked disadvantages of inclination assessment pitting by determining the weight loss of the test samples.

Keywords: corrosion-resistant steels and alloys, testing method, reliability.

В [1] сообщается, что на предприятии ЧАО «СЕНТРАВИС ПРОДАКШН ЮКРЕЙН» опробована и используется методика приемно-сдаточных испытаний на стойкость к питтинговой коррозии трубной заготовки и труб из коррозионностойких сталей. Там же указывается, что «целью выполненной работы является разработка методики испытаний на стойкость к питтинговой коррозии при повышенных температурах при проведении приемно-сдаточных испытаний трубной заготовки и труб из коррозионностойких сталей и сплавов в производственных условиях» на основе метода Астандарта ASTM G-48.

Общеизвестно, что ключевой характеристикой любой методики является обеспечение достоверности получаемых результатов. В серьезных исследованиях этому уделяется особое внимание. В [2-4] уже отмечалось, что оценки коррозионной стойкости труб ответственного назначения из нержавеющей сталей и сплавов, используемых в тепловой и атомной энергетике, сопряжены с существенными метрологическими погрешностями. В связи с этими обстоятельствами особый интерес представляет анализ перспективности предложенной методики, оценка её преимуществ и недостатков. Прежде всего, о пригодности методики, которая по мнению авторов предназначена для проведения приемно-сдаточных испытаний в производственных условиях. Это утверждение представляется не вполне корректным по ряду принципиальных моментов. Во-первых, из-за противоречия со сложившейся практикой взаимоотношений между изготовителями и потребителями труб. Суть проблемы состоит в том, что требования к качеству труб задаются потребителями труб, а возможность их обеспечения определяется заводами-изготовителями, основываясь на действующих стандартах или технических условиях на поставку. Если таковые не сформулированы и не согласованы, естественно, нельзя вести речь об организации приемно-сдаточных

испытаний. В настоящее время ни в одном из действующих стандартов, технических условиях и другой регламентирующей документации, определяющей условия поставки труб различного вида, не предусмотрено проведение приемно-сдаточных испытаний склонности заготовки и труб к питтинговой коррозии в производственных условиях. В связи с перечисленными обстоятельствами возможность проведения приемно-сдаточных испытаний по предложенной методике вызывает определенные сомнения.

Следует учитывать и то обстоятельство, что в настоящее время оценку склонности к питтинговой и щелевой коррозии производят разработчики новых марок стали, руководствуясь международными стандартами, регламентирующими проведение та-

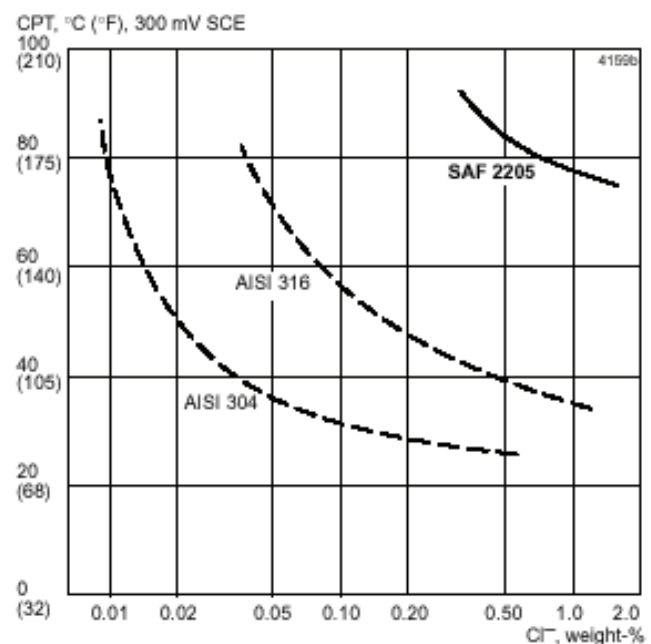


Рис. 1. Критическая питтинговая температура коррозионностойких сталей, измеренная при постоянном напряжении +300 mV/SCE и различном содержании Cl⁻ (%), данные фирмы Sandvik

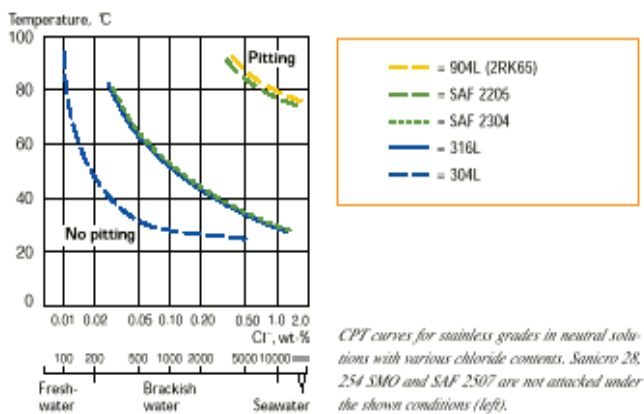


Рис. 2. Критическая питтинговая температура нержавеющей марок сталей при различном содержании хлоридов, в этих условиях марки Sanicro 28, 254 SMO и SAF 2507 не подвержены коррозии, данные фирмы Sandvik

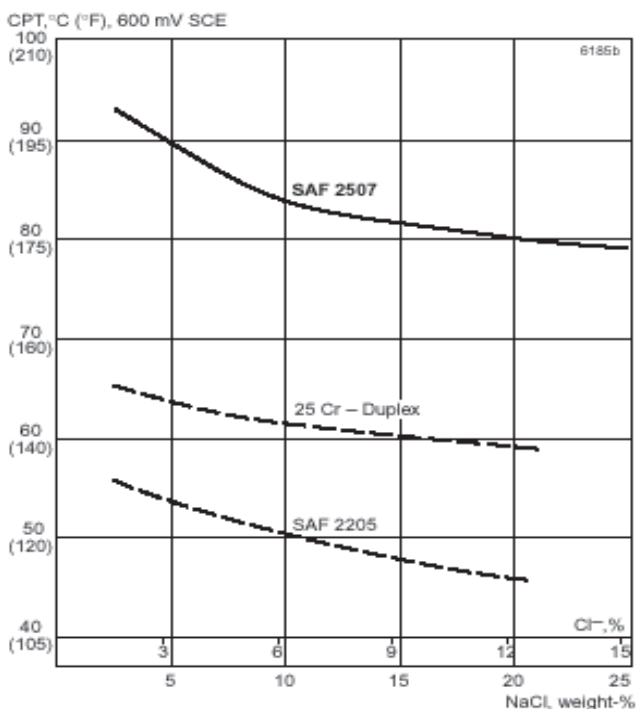


Figure 9. CPT-values at varying concentrations of sodium chloride, from 3 to 25%. A potentiostatic determination at +600 mV SCE.

Рис. 3. Критическая питтинговая температура, определенная при более высоком потенциале (+600 mV SCE), зачастую соответствующему содержанию хлора в морской воде, данные фирмы Sandvik

кого рода испытаний. Полученные данные систематизируются и регистрируются в соответствующих международных базах данных, доступных широкому кругу конечных потребителей. Следует отметить и то обстоятельство, что все перечисленные в статье марки сталей широко известны, их коррозионные и другие эксплуатационные свойства определены в специализированных сертифицированных лабораториях, доступны в многочисленных публикациях и не требуют дополнительных оценок стойкости к питтинговой коррозии. В качестве доказательства этого тезиса можно сослаться на рис. 1-3, где приведены результаты оценки склонности к питтинговой кор-

розии различных коррозионностойких марок сталей, приведенные фирмой Sandvik.

Нельзя согласиться и с утверждением, что ГОСТ 9.912-89 предусматривает испытание образцов только при комнатной температуре (22 °C). В пункте 2.7.2 этого стандарта предусмотрено проведение электрохимической оценки склонности к питтинговой коррозии при температурах 25 и 50 °C.

На основе оценок потери веса образцов из аустенитных и ферритно-аустенитных сталей при температурах 22 и 50 °C в статье сделан вывод, что метод А стандарта ASTM G-48 неприемлем для оценки широко распространенных аустенитных и ферритно-аустенитных сталей при повышенных температурах. Такое обобщение не вполне корректно. В многочисленных публикациях отмечается, что не приемлемо лишь определение склонности к питтинговой коррозии на основе оценки потери веса, а не метода А стандарта ASTM G-48 в целом. Для этих целей рекомендуется применять электрохимический способ оценки, предусмотренный упомянутым методом А стандарта ASTM G-48. Это в значительной мере связано с необходимостью точного определения момента зарождения питтингов и последующей оценки их размеров и количества [3].

На основании найденных значений потери веса, в статье рекомендуется в качестве основного критерия стойкости к питтинговой коррозии использовать её температурный порог. С таким выводом нельзя не согласиться, поскольку аналогичное мнение впервые было опубликовано 40 лет ранее и неоднократно подтверждалось в более поздних публикациях этого автора [5].

Не вдаваясь в дальнейшие детали, можно сделать вывод, что разработанная в ЧАО «СЕНТРАВИС ПРОДАКШН ЮКРЕЙН» методика не имеет юридической силы на международном уровне и в лучшем случае может быть отнесена к разряду «Для внутреннего пользования» и только на указанном частном предприятии.

Однако при этом следует учитывать ряд следующих требований:

- стандарт ASTM G-48 предназначен лишь для оценки коррозионной стойкости в средах содержащих ионы хлора, преимущественно в морской воде;
- питтинги зачастую образуются в местах наличия интерметаллических включений и поверхностных дефектов;
- основными факторами, ускоряющими образование питтинговой коррозии, являются: содержание ионов хлора, значение pH среды, температуры, наличие окисляющих сред;
- при сопоставительных оценках склонности к питтинговой коррозии заготовки, горячекатаных и холоднокатаных труб, а также различных технологических режимов необходимо обеспечить сопоставимое состояние поверхностей. В противном случае возникнут существенные погрешности [6].

Библиографический список

1. Большаков Вл.И., Дергач Т.А., Панченко С.А.

Разработка методики испытаний коррозионностойких сталей и сплавов на стойкость к питтинговой коррозии // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2013. – № 1. – С. 69–72.

2. Кузнецов Е.Д., Чигиринец Е.Э. Совершенствование технологии изготовления труб из коррозионностойких сталей для энергетических установок // *Сталь.* – 2010. – № 2. – С. 71–76.

3. Кузнецов Е.Д. Чигиринец Е.Э. Достоверность оценки коррозионной стойкости металлов // *Тр. X междунар. конф. «Проблемы коррозии и противокоррозионной защиты конструкционных материалов».* Львов, 8–11 июля 2010. – С. 549–555. Физико-механический институт им. Г.В. Карпенко.

4. Кузнецов Е.Д., Чигиринец Е.Э., Каменская

Т.А. Метрологические аспекты и оценки коррозионной стойкости труб, используемых в энергетических установках // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2011. – № 1. – С. 71–76.

5. R.J. Brigham, E.W. Tozer, *Corrosion*, 29, 1 (1973): p. 33.

6. Richard A. Corbett. Problems in utilizing ASTM G 48 to evaluate high-alloy stainless steels. *Corrosion Testing Laboratories.* 60 Blue Hen Drive Newark, DE 19713.USA.

Поступила 22.04.2013

УДК 621.892:621.774.35.016.2.004

Наука

Панасенко С.А., Иванов К.А., Стеба В.К., Корольков С.И.

ЧП «Научно - производственная фирма СВК»

Технологические смазки для прокатки бесшовных труб – назначение, составы, применение

В статье изложены результаты экспериментальных исследований по разработке новых технологических смазок для горячей прокатки стальных бесшовных труб. Представлены составы смазок и даны рекомендации по их конструированию и промышленному применению.

Ключевые слова: трубы, смазки, прокатка, применение

The article presents the results of experimental studies on the development of new technological lubricants for hot rolling of seamless steel tubes. Shows the compositions of lubricants and recommendations for their construction and industrial applications.

Keywords: pipe, lubrication rolling, the application of

Процессы обработки металлов давлением ведутся, как правило, с применением технологических смазок – многокомпонентных составов, разработанных с учетом требований технологии, экологии, охраны труда и техники безопасности, а также особенностей эксплуатации оборудования [1]. Это в полной мере относится к трубопрокатному производству, где применение смазок обязательно на непрерывных трубопрокатных агрегатах (ТПА), на ТПА с последовательным индивидуальным расположением прокатных клетей, на ТПА с автомат-станами, на ТПА с пилигримовой установкой.

В настоящей статье изложены результаты работ, проведенных ЧП «НПФ СВК», по разработке и внедрению новых технологических смазок:

- на основе полимерных фосфатов щелочных металлов для ТПА-140 с последовательным расположением прокатных клетей и ТПА-350 с автомат-станом;
- фосфатно-графитовых технологических смазок для непрерывных ТПА и ТПА с пилигримовыми установками.

1. Фосфатные смазки для процессов горячей прокатки труб на ТПА с автомат-станом.

До недавнего времени на ТПА России, Украины и других стран СНГ в качестве технологической смазки при горячей прокатке стальных бесшовных труб использовали преимущественно технический хлорид натрия [2]. Применение этого материала в качестве технологической смазки обусловлено особенностью его поведения в области высоких температур, которая заключается в быстром разрушении кристаллов двухводного кристаллогидрата $\text{NaCl} \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ с образованием мельчайших частичек, которые оплавляясь, покрывают пленкой расплава всю внутреннюю поверхность гильзы-трубы. Эта особенность хлорида натрия является «уникальной» в производстве труб на ТПА при отсутствии вращения заготовки в процессе прокатки.

Однако использование NaCl при горячей прокатке труб приводит к негативным последствиям, проявляющимся в дальнейшем на уровне качества производимой продукции, состоянии оборудования и металлоконструкций цеха, здоровье персонала прокатных цехов.

За счет насыщения поверхностного слоя деформируемого металла при прокатке ионами хлора

хлорид натрия является сильным активатором коррозии. Кроме того, при проведении гидроиспытаний значительная часть NaCl вымывается из труб и вносится в состав рабочей эмульсии, превращая ее в дополнительный активатор коррозии. Поэтому, в условиях ужесточающейся рыночной конкуренции и все возрастающих требований к качеству металлопродукции, применение NaCl в качестве технологической смазки при горячей прокатке труб становится проблематичным, нецелесообразным и даже вредным.

Более того, прокатка труб для нефтедобычи и нефтепереработки из сталей с большим содержанием хрома (13ХФА, 20ХФА и др.), во избежание проявления межкристаллитной коррозии, должна осуществляться с применением смазочных материалов, не имеющих в своем составе хлорсодержащих ингредиентов.

Основу технологических смазок для горячей прокатки бесшовных труб, разработанных ЧП «НПФ СВК», составляют неорганические полимерные фосфаты щелочных металлов, отличающиеся набором уникальных свойств, характерных только для этих соединений, а именно:

- способностью переходить в расплавленное состояние в области температур 650 – 1000 °С;
- сохранять термостабильность в расплавленном состоянии в области температур горячей деформации;
- в расплавленном состоянии хорошо смачивать металлическую поверхность и обеспечивать хорошую адгезию в системе «расплав полимерных фосфатов – поверхность деформируемого металла»;
- способностью в расплавленном состоянии растворять оксиды железа, никеля, вольфрама, хрома с формированием в процессе деформации тонкого слоя защитного фосфатного покрытия.

Все перечисленные свойства неорганических полимерных фосфатов щелочных металлов позволяют рассматривать их в качестве перспективного сырья для получения технологических смазок для горячей обработки металлов давлением.

При разработке технологических смазок нами были сформулированы основные требования, предъявляемые к смазкам, с учетом технологических осо-

бенностей прокатных станов, а именно:

- высокие антифрикционные свойства и удовлетворительная стойкость деформирующего инструмента (оправок);
- возможность подачи в гильзы и трубы инъекционным способом;
- обеспечение дезоксидации внутренней поверхности гильзы;
- обеспечение противокоррозионной защиты внутренней поверхности труб при их транспортировке и длительном хранении;
- простота изготовления и невысокая стоимость;
- отсутствие газовыделений при прокатке и экологическая безопасность для обслуживающего персонала.

Технология приготовления фосфатных смазок включает следующие основные стадии:

- приготовление солевой шихты фосфатов щелочных металлов;
- высокотемпературная дегидратация ортофосфатов с получением неорганических полифосфатов (солевой состав полифосфатов устанавливается методами ионообменной хроматографии и методом химического анализа [3, 4]);
- измельчение полифосфатов с последующей их модификацией антифрикционными, противокоррозионными и антислеживающими добавками.

По вышеприведенной технологии синтезировано 10 образцов технологических смазок для прокатки труб на станах продольной прокатки (СПП) и раскатных станах (РС) трубопрокатного агрегата ТПА-140. При разработке каждого последующего образца учитывали результаты опытно-промышленных испытаний ранее синтезированных образцов с внесением в них корректировок по содержанию тех или иных ингредиентов.

По результатам опытно-промышленных испытаний отобраны оптимальные составы смазок для СПП (смазка ВТС - 1) и РС (смазка ВТС - 5).

Результаты опытно-промышленных испытаний образцов смазок на ТПА-140 ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» (г. Днепропетровск) представлены в табл. 1.

Данные таблицы свидетельствуют о достаточно высоких антифрикционных характеристиках технологических смазок ВТС -1 и ВТС- 5.

Таблица 1. Результаты опытно-промышленных испытаний смазок ВТС- 1 и ВТС- 5 на ТПА-140.

Стан	Смазка	Размер труб	Марка стали	Количество прокатанных труб	Расход оправок	Расход смазки г/трубу
		168,3x11,0	15Г	1637	9	
		159,0x12,0	13ХФА	484	6	
СПП - 1	ВТС - 1	168,0x7,3	32Г2	360	1	35-50
		146,0x7,0	32Г2	200	1	
		121,0x5,0	Ст20	262	1	
		114,0x8,30	Ст20	198	1	
Всего:				3141	19	112 кг.
		168,3x11,0	15Г	1637	7	
		159,0x12x0	13ХФА	484	8	
РС – 1	ВТС - 5	140,0x9,0	Ст20	331	2	50-80
РС - 2		140,0x12,0	Ст20	360	2	
		121,0x5,0	Ст20	328	2	
		73,0x9,5	CrB42	860	2	
Всего:					4000	

Для сравнительной оценки противокоррозионных свойств смазок ВТС- 1, ВТС- 5 и NaCl в атмосферных условиях с переднего, середины и заднего концов труб, прокатанных с применением указанных смазок, были вырезаны темплеты.

Испытания на коррозионную стойкость внутренней поверхности труб (темплетов) проводили по ГОСТ 9.905-82 в герметичных камерах над 5% раствором NaCl. Кроме того, на коррозионную стойкость испытывали образцы, выдержанные в течение 5 минут в эмульсии, насыщенной NaCl, применяющейся на участке гидроиспытаний.

На темплетях, вырезанных из задних концов труб, прокатанных с использованием смазки ВТС- 5, первые признаки коррозионного поражения (~ 2-3% площади внутренней поверхности) выявлены только после 15 циклов (суток) испытаний. На образцах, вырезанных с передних концов труб и их середины, следы коррозии не обнаружены. На образцах, отобранных от труб, прокатанных с применением смазки ВТС-5 и выдержанных в эмульсии, следы коррозионного поражения после 15 циклов испытаний также не выявлены.

Сравнительные коррозионные испытания образцов, отобранных от труб, прокатанных с применением NaCl, подтвердили полное отсутствие противокоррозионной защиты их внутренней поверхности. Уже после 2-х циклов (суток) испытаний на 70-80% площади поверхности каждого образца зафиксированы очаги обильного, прогрессирующего в дальнейшем, коррозионного поражения (рис. 1).

Результаты проведенных коррозионных испытаний также показали, что технологическая смазка ВТС- 1 не обеспечивает надежную противокоррозионную защиту внутренней поверхности труб, что объясняется отсутствием в ее составе специальных ингредиентов, ингибирующих процессы коррозии. Вместе с тем, подача ВТС-1 в гильзу перед СПП - 1 обеспечивает процесс дезоксидации ее внутренней поверхности, сопровождающийся растворением вторичной окалины и образованием расплава смешанных фосфатов, обладающего так же удовлетворительными антифрикционными свойствами. Это подтверждается стойкостью оправок (табл. 1). Кроме того, сформировавшийся и сохранившийся в трубе слой смазки после прокатки на СПП -1 способствует улучшению режима трения на контакте «металл-оправка» при дальнейшей прокатке на стане СПП - 2.

Установлено, что специальные неорганические добавки, которые содержатся в составе смазки ВТС-5, обеспечивают противокоррозионную защиту внутренней поверхности труб. Применение этих добавок обусловлено их комплексным действием. С одной стороны компоненты добавок имеют значительную буферную емкость и позволяют поддерживать кислотность технологической смазки на уровне pH= 8,5 - 9,5.

С другой стороны, полифосфаты щелочных металлов в присутствии добавок ингибируют протека-

ние анодных реакций и, как следствие, ингибируют процессы коррозии на внутренней поверхности труб.

Механизм защитного действия полимерных фосфатов щелочных металлов обсуждался во многих работах.

По данным РосНИТИ (г. Екатеринбург) ответственными за противокоррозионную защиту являются фосфиды железа FeP₂. Однако, рентгенофазовыми исследованиями поверхности труб, прокатанных на ТПА- 140 ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» (г. Днепропетровск) не зафиксированы дифракционные максимумы на внутренней поверхности труб, характерные для FeP₂. Кроме того, образование фосфида железа при t = 800 – 1000 °С в системе NaPO₃ - Fe₂O₃ возможно только в присутствии эффективного восстановителя.

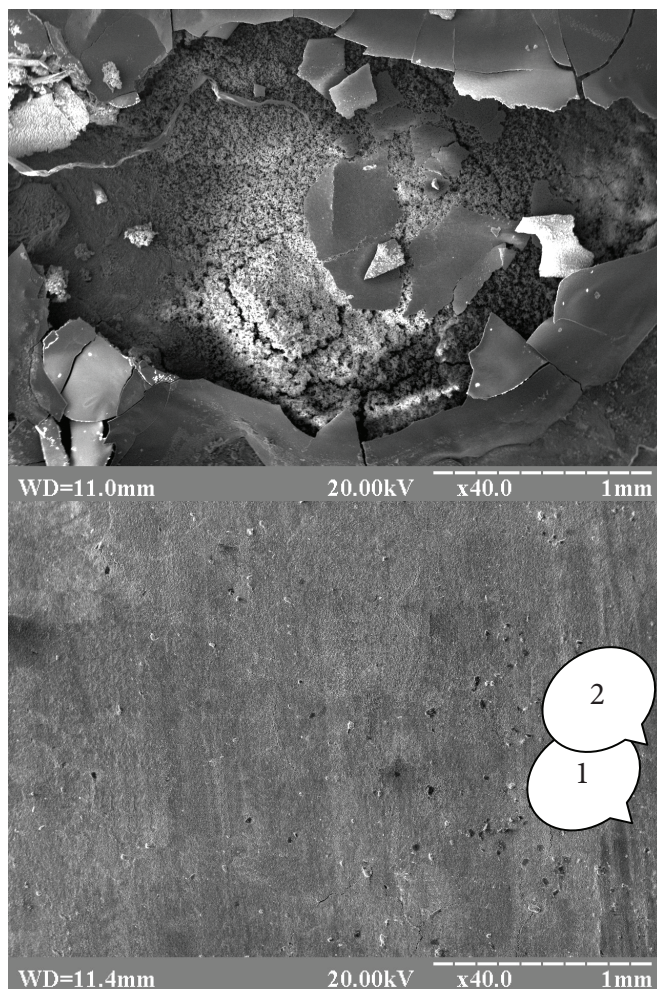
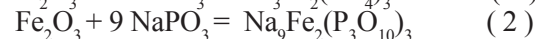
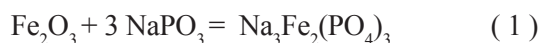


Рис. 1. Микрофотографии внутренней поверхности труб, прокатанных с использованием NaCl и ВТС. 1- NaCl; 2 – ВТС

На наш взгляд, ответственными за формирование термостойких защитных покрытий на поверхности труб являются смешанные фосфаты, образуемые при взаимодействии расплава полимерных фосфатов с окисленной металлической поверхностью при t=800 – 1000°С по реакциям:



Образование подобных соединений установлено сотрудниками ИОНХ АН Украины при изучении взаимодействия метафосфата натрия с порошкообразным Fe_2O_3 [5].

На рентгенограммах образцов труб, прокатанных на СПП и РС смешанным фосфатам отвечают дифракционные максимумы при $d_{HKL} = 2.99; 2.72; 3.11 \text{ \AA}$ (рис. 2).

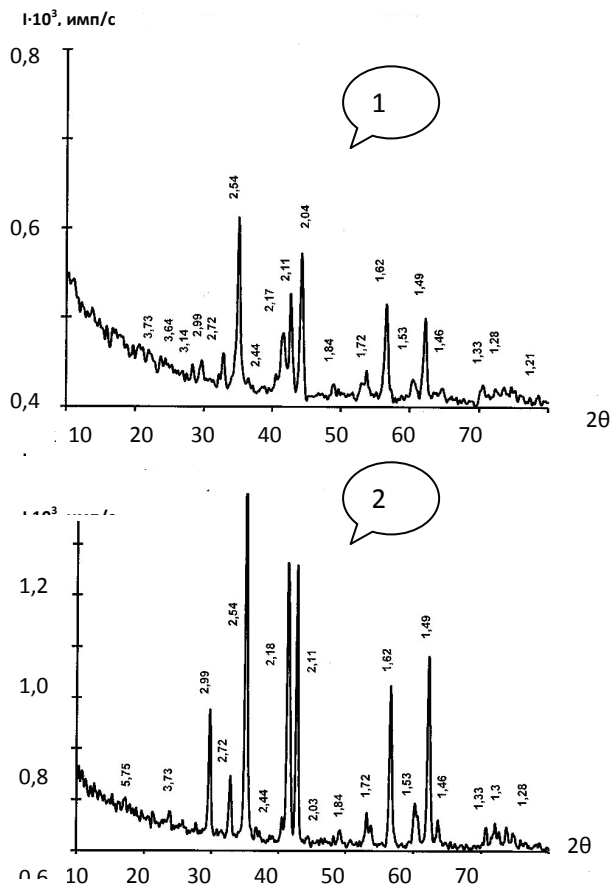


Рис. 2. Рентгенограммы внутренней поверхности труб, прокатанных на СПП и РС: 1 – на СПП; 2 – на РС

В расплавленном состоянии ($t_{пл. Na_9Fe_2(P_3O_{10})_3} = 908^\circ C$, $t_{пл. Na_3Fe_2(PO_4)_3} = 932^\circ C$) смешанные фосфаты распределяются оправкой по внутренней поверхности трубы, образуя фосфатный слой, ответственный, по нашему мнению, за её противокоррозионную защиту. Металлографические исследования, проведенные на микроскопе Olimpus GX 51, показали, что средняя толщина защитного слоя на внутренней поверхности труб находится в пределах 10 – 30 мкм.

Промышленное производство технологических смазок ВТС по ТУ У 24.6 – 20657936-059:2007 организовано на предприятии ЧП «НПФ СВК» в г. Днепропетровске. В промышленных условиях смазка ВТС-1 подается в гильзы перед СПП-1 и СПП-2 инъекционным способом с использованием установок, оборудованных автоматизированными системами управления. Оптимальный расход смазки составляет 35 – 50 г/гильзу.

Смазка ВТС-5 подается в трубы перед РС-1 и РС-2 с использованием аналогичных установок, управляемых вальцовщиком в ручном режиме. Опти-

мальный расход смазки составляет 50- 80 г/трубу.

Физико – химические свойства и состав смазок ВТС представлен в табл. 2.

Таблица 2. Физико – химические свойства и состав технологических смазок ВТС.

№ п/п	Наименование показателя	Норма	
		ВТС - 1	ВТС - 5
1	Внешний вид	Порошок от белого до серого цвета без механических включений	
2	Массовая доля фосфатов в пересчете на P_2O_5 , в %, в пределах	45,0 – 50,0	40,0 – 45,0
3	Массовая доля щелочных металлов (Na + K), в %, в пределах	30,0 – 40,0	30,0 – 40,0
4	Водородный показатель (рН) 0,1% раствора, в пределах	8,5 – 9,5	8,5 – 9,5

Смазки ВТС-1 и ВТС-5 внедрены:
 - на СПП-1, 2 и РС-1, 2 ТПА-140 ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» г. Днепропетровск;
 - на СПП -1, 2 и РС-1, 2 Днепропетровского трубопрокатного завода (ДТЗ);
 - на автомат-стане и РС-1, 2 ТПА-350 ООО «ИНТЕРПАЙП НИКО ТЬЮБ» г. Никополь;
 - на ТПА ЕС в Польше;
 - прошли промышленную апробацию на ТПА-140 СинТЗ ТМК России;
 - на ТПА-400 Грузии.

Смазки ВТС-1 и ВТС-5 и способ их получения защищены патентами Украины [6, 7].

2. Фосфатно-графитные смазки для процессов горячей прокатки труб на ТПА с непрерывным станом.

Прокатка труб на непрерывном стане невозможна без применения высокоэффективных технологических смазок. Однако состав смазок зависит, в значительной мере, от системы использования длинных оправок (плавающая, удерживаемая, частично удерживаемая).

Практика показывает, что эффективность смазки зависит не только от её состава, а так же от скорости относительного скольжения металла по оправке и чистоты поверхности последней, определяющих, в некоторой мере, качество внутренней поверхности прокатываемых труб. На последнем переделе (редукционно - растяжной, либо калибровочный стан) качество внутренней поверхности готовых труб зависит от состояния внутренней поверхности черновых, полученных при прокатке в непрерывном стане. При современных жёстких требованиях к качеству труб, прокатываемых на непрерывных станах, особое внимание должно быть уделено именно составу техноло-

гической смазки и способу её нанесения на поверхность длинной оправки.

Высокие температуры и давления в процессе деформации при прокатке труб на ТПА с непрерывным станом требуют создания оптимальных условий трения на контакте «металл-оправка» в каждой клетке, а также на контакте «труба – оправка» перед извлечением последней, что обусловлено значительным нестабильным градиентом температур по длине трубы. Последнее требование является определяющим качеством внутренней поверхности труб при извлечении оправок. Таким образом, эффективная технологическая смазка является одним из важных элементов, обеспечивающих стабильную работу стана.

Технология прокатки труб на непрерывном стане (раскатка гильзы на длинной плавающей оправке) включает следующие стадии:

- нанесение смазки на предварительно охлажденную до 100 – 300 °С поверхность оправки;
- внастановую зарядку смазанной оправки в гильзу;
- прокатку трубы в непрерывном стане;
- извлечение оправки из трубы и ее охлаждение;
- обрезка переднего и заднего концов трубы;
- прокатка трубы в калибровочном или редуционно-растяжном стане;
- разрезка трубы на мерные длины;
- охлаждение трубы на холодильнике;
- визуальный осмотр и проверка качества трубы на установке УЗК.

Смазки, наносимые на оправку ТПА с непрерывным станом, должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- высокая стабильность;
- высокая прочность и пластичность смазочного слоя, сформированного на поверхности оправок, обеспечивающие его защиту от повреждения при транспортировке рольгангом и задаче их в гильзу;
- высокая адгезия к поверхности оправок, имеющей температуру 100 - 300 °С;
- сохранение смазочного слоя на свободных передних концах оправок, интенсивно обливаемых охлаждающей валки водой, во время зарядки в гильзу;
- обеспечение оптимальных условий трения на контакте «металл - оправка» в процессе прокатки;
- снижение теплопередачи от гильзы с начальной температурой 1150 – 1200 °С к поверхности оправки;
- высокие подвижность и растекаемость смазки при её расплавлении;
- оптимальный режим трения на контакте «оправка-металл» при её извлечении из трубы;
- защита внутренней поверхности труб от механического повреждения при извлечении оправок;
- защита поверхности оправки от налипания окалины и продуктов износа.

Таким требованиям в полной мере соответствует технологическая смазка ВТС-1РГ, разработанная ЧП «НПФ СВК» и выпускаемая в промышленном масштабе предприятием по ТУ У 26.8 – 20257936 – 60 : 2008.

Физико-химические свойства и состав смазки

представлены в табл. 3.

Таблица 3. Физико - химические свойства и состав смазки ВТС-1РГ.

№ п/п	Наименование показателей	Норма по НТД
1.	Внешний вид	Жидкость черного цвета
2.	Условная вязкость по вискозиметру типа ВЗ – 246 (ВЗ - 4) при 20.0 ± 0,5°С, в пределах	20 – 25
3.	Массовая доля графита, %, в пределах	20.0 – 30.0
4.	Массовая доля фосфатов, %, в пределах	2,6 – 5,8

Смазка ВТС-1РГ изготовлена на основе графита с малой зольностью и солевой смеси фосфатов щелочных металлов с низкой температурой плавления. Использование графита в качестве смазочного материала на ТПА с непрерывным станом обусловлено стойкостью его к воздействию высоких температур, высокими антифрикционными свойствами в определенных условиях, экономичностью в использовании и отсутствием вредного влияния на здоровье обслуживающего персонала.

В очаге деформации смесь фосфатов щелочных металлов легко оплавляется и взаимодействует с окалиной с переводом ее в вязко-пластичное состояние. Для формирования прочного и пластичного слоя смазки при нанесении на оправку в ее состав введены водорастворимые кремнийорганические добавки, а для стабилизации водной суспензии в процессе хранения и применения – диспергаторы на основе октестеарата алюминия.

Все вышеперечисленные ингредиенты обеспечивают полный комплекс требуемых физико-химических, технологических и антифрикционных свойств смазки ВТС-1РГ.

Смазка ВТС-1РГ защищена патентом Украины [8].

Смазка ВТС-1РГ поставляется заказчиком в виде концентрата в герметичных пластиковых емкостях массой 30 кг. Перед применением концентрат следует развести водой до вязкости ~ 17 с по вискозиметру ВЗ – 4.

Результаты промышленных испытаний ВТС-1РГ, проведенных на непрерывном стане ТПА 30-102 ООО «ИНТЕРПАЙП НИКО ТЬЮБ» (г. Никополь) свидетельствуют о высокой эффективности смазки, разработанной ЧП «НПФ СВК», по сравнению с триполифосфатной, смеси триполифосфата с графитом и импортными смазками.

Так, при прокатке котельных труб размером 38,0 × 4,0 мм выход годной продукции с первого предъявления составил 96,7 %, при прокатке труб размером 60,0 × 4,0 мм – 90 %.

Эти показатели выше среднестатистических в 1,5 – 2,0 раза для данного сортамента труб, прокатываемых на ТПА 30 – 102.

На поверхность оправки смазку рекомендуется

наносить с помощью спреера.

После проведения широких промышленных испытаний смазка ВТС-1РГ внедрена:

- на горизонтальном прессе 2000 тс ТПА с пильгерстаном 5 – 12” ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ»;

- на ТПА с пильгерстаном 5 - 12” ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» для смазки дорнов.

Заключение

1. Основным разработчиком и производителем технологических смазок, удовлетворяющих требованиям производства горячекатаных труб, в Украине является ЧП «Научно- производственная фирма СВК», г. Днепропетровск.

2. Разработан и реализован ЧП «НПФ СВК» перечень требований, предъявляемых к технологическим смазкам, при конструировании их составов для горячей прокатки труб.

3. ЧП «НПФ СВК» разработаны и реализованы технологии изготовления фосфатно-графитовой смазки (ВТС-1РГ) и смазок на основе полимерных фосфатов (ВТС-1, ВТС-5).

4. Разработан и изучен механизм противокоррозионной защиты внутренней поверхности труб с использованием смазки ВТС-5.

4. На смазки ВТС-1, ВТС-5 и ВТС-1РГ ЧП «НПФ СВК» разработаны ТУ, разрешающие их применение и поставку потребителям в промышленных объемах.

5. Смазки ВТС-1, ВТС-5, ВТС-1РГ нашли широкое применение на ТПА ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» и ООО «ИНТЕРПАЙП НИКО ТЬЮБ».

6. Противокоррозионная смазка ВТС-5 нашла применение в ЕС на ТПА Польши и ТПА-140 СинТЗ ТМК России.

7. Считаю экономически и технологически целесообразным использование смазки ВТС-1РГ на современных ТПА (PQF, MPM).

Библиографический список

1. Fischer F. and Cron A. Solving lubrication problems in seamless tube rolling. Tube International, 1983, 2, № 4, 184-186.

2. Грудев А. П., Зильберг Ю.В., Тилик В. Т. Трение и смазки при обработке металлов давлением. Справочн. изд. – М : Металлургия, 1982, с. 312.

3. Пат. 50819 (Украина). Способ количественного определения смеси орто-, пиро-, триполи- и метафосфатов. Оpubл. Б.И. № 12, 2009 г.

4. Розробка методики визначення кількісного складу високотемпературних технологічних масил на основі неорганічних полімерних фосфатів методом елюентної іонообмінної хроматографії / А.О. Черемисінова, Я.В. Степневська, В.К. Стеба, П.Г. Сорока // Вопросы химии и химической технологии. – Днепропетровск: УГХТУ, 2009. – № 6. – С.100-103.

5. С.И. Беруль, Н.К. Воскресенская. Взаимодействие окиси железа с метафосфатом натрия // Неорганические материалы. – 1967. – № 3. – С. 534-538.

6. Пат. 83779 (Украина). Смазка для горячей обработки металлов давлением и способ её получения. Оpubл. Б.И. № 15, 2008 г.

7. Пат. 94340 (Украина). Смазка для прокатки стальных бесшовных труб и способ ее получения. Оpubл. Б.И. № 8, 2011 г.

8. Пат. 86730 (Украина). Смазка для горячей обработки металлов давлением. Оpubл. Б.И. № 9, 2009 г.

Поступила 01.10.2013



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



Научно-технологические аспекты производства катанки повышенной деформируемости из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА

Комплексными методами исследованы особенности микроструктуры катанки из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА. Характерная микроструктура исследуемой катанки состоит, в основном, из феррита, бейнито-мартенситных участков и незначительного количества перлита. Установленный факт высокого совершенства тонкой кристаллической структуры ферритной матрицы является одним из важных факторов обеспечения высокой технологической пластичности катанки в процессе ее переработки в сварочную проволоку. Ил. 3. Табл. 2. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: микроструктура, катанка сварочного назначения, свойства, технологичность при волочении

Complex methods investigated features of the microstructure of the steel rod of Sv - 08GNM and Sv-08G1NMA. The characteristic microstructure is studied rod consists essentially of ferrite, bainite, martensite, and small portions of perlite. Established fact that high perfection of the crystal structure of the thin ferrite matrix is an important factor in achieving high technological plasticity rod during its processing in the welding wire.

Keywords: microstructure, welding rod -purpose properties, processability at drawing.

Качество катанки сварочного назначения определяется широким комплексом характеристик, к которым относятся химический состав стали, макро- и микроструктура, состояние поверхности проката и т.д.

Микроструктура катанки совместно с другими показателями ее качества определяет, в конечном итоге, ее способность к волочению, а также комплекс потребительских свойств готовой проволоки. Соотношение структурных составляющих, их размер, однородность распределения по сечению катанки, а также их тонкое строение играют в этом отношении важное значение.

Ранее проведенными исследованиями [1-6] была разработана комплексная технология производства катанки из легированных сталей Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, которая обеспечивает способность к прямому (без предварительного и/или промежуточного умягчающего отжига) волочению готовой сварочной проволоки.

Низкие прочностные и высокие пластические свойства легированной катанки сварочного назначения, и, как следствие, ее высокая технологичность на метизном переделе, были достигнуты за счет комплекса мероприятий, включающих в себя следующее:

- оптимизацию химического состава сталей в рамках марочных требований;
- применение микролегирования стали бором;
- использование разупрочняющих режимов термомеханической обработки катанки на линии Стелмор.

Применение при производстве легированной

сварочной катанки указанного комплекса мероприятий обеспечило получение структурного состояния металла, характеризующегося повышенным количеством ферритной фазы (90-95 %) и низким количеством закалочных структур (менее 10 %). Немаловажным аспектом является обеспечение требуемой величины действительного зерна (№ 7-9) и, как следствие, уменьшение плотности дислокаций, а также количества и распределения дисперсных фаз, обусловленных микролегированием стали.

Испытания омедненной сварочной проволоки производились в условиях ОАО «Выксунский металлургический завод», ЗАО «Ижорский трубный завод» и ПАО «Харьковский трубный завод». Испытания показали высокую технологичность опытно-промышленной партии проволоки на трубосварочных станах при сварке труб класса прочности К65. Показатели механических характеристик сварных швов приведены в табл. 1.

Таблица 1. Показатели механических характеристик сварных швов труб класса прочности К65

Показатель	Механические характеристики	
	σ_s , Н/мм ²	KCV ^{-40°C} , Дж/см ²
Требования НД	≥ 640	≥ 70
Фактические данные	$\frac{681-710}{692}$	$\frac{162-195}{171}$

Примечание. В числителе приведены минимальные и максимальные значения, в знаменателе – среднее

При этом необходимо отметить, что при испытаниях на растяжение (поперек сварного шва) разруше-

Таблица 2. Химический состав и механические свойства исследуемой катанки

Марка стали	Химический состав, %							Механические свойства	
	C	Mn	Si	Ni	Mo	B	N	$\sigma_{в}^*$, Н/мм ²	ψ , %
Св-08ГНМ	0,06	0,73	0,25	0,67	0,96	0,0067	0,0080	610	69
Св-08Г1НМА	0,05	1,10	0,31	0,58	0,66	0,0056	0,0070	685	73

ние происходит, в большинстве случаев, по основному металлу. Это свидетельствует о том, что металл сварного шва имеет более высокие прочностные характеристики, чем основной металл.

Омедненная сварочная проволока из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, изготовленная из исследуемой катанки, аттестована российской Национальной ассоциацией контроля и сварки (НАКС).

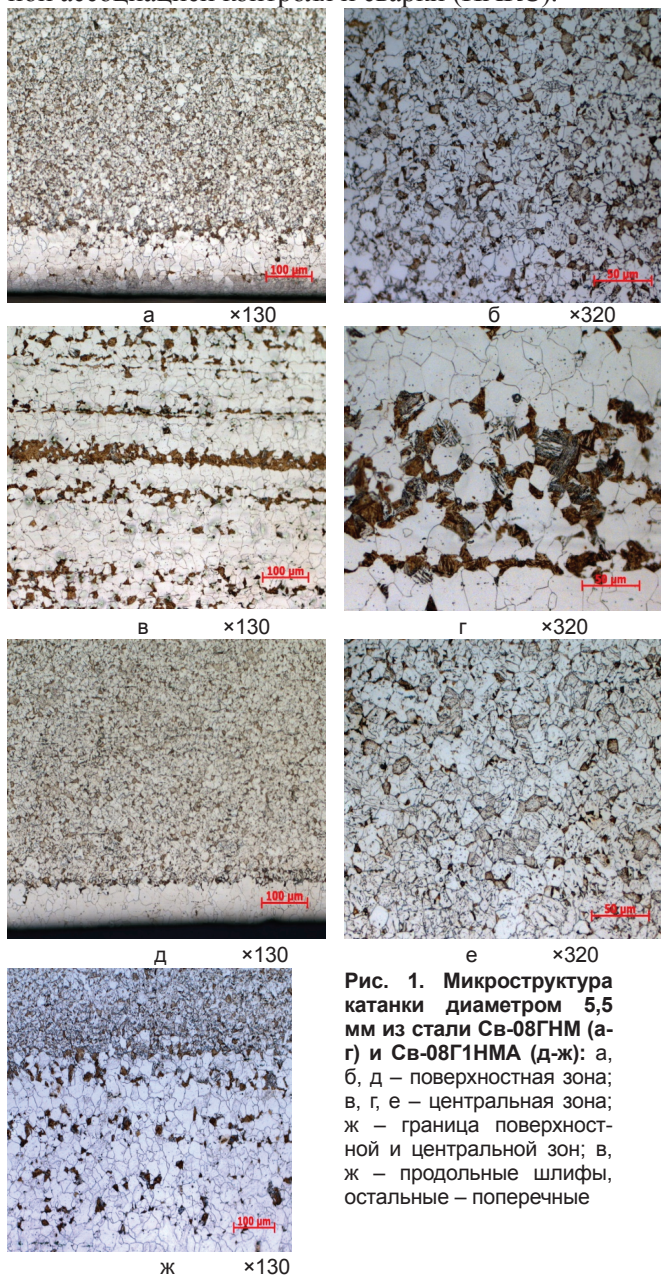


Рис. 1. Микроструктура катанки диаметром 5,5 мм из стали Св-08ГНМ (а-г) и Св-08Г1НМА (д-ж): а, б, д – поверхностная зона; в, г, е – центральная зона; ж – граница поверхностной и центральной зон; в, ж – продольные шлифы, остальные – поперечные

В связи с этим представляло интерес провести исследование и анализ тонкой структуры катанки из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, изготовлен-

ной по разработанной технологии. Химический состав и механические характеристики катанки диаметром 5,5 мм из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА представлены в табл. 2.

Микроструктуру катанки изучали с помощью современных светового (Axiovert 200M MAT) и растровых электронных (Karl Zeiss EVO-60 и Teskan TS 5130 MM) микроскопов,

а также просвечивающего электронного микроскопа УЭМВ-100К (анализ фольг из исследуемой катанки на просвечивающем электронном микроскопе)¹.

Проведенный анализ показал, что катанка из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА характеризуется выраженным разнообразием структуры. Характерная микроструктура исследуемой катанки состоит, в основном, из феррита, бейнито-мартенситных участков и незначительного количества перлита (рис. 1).

Для катанки из обеих марок стали (рис. 1а, д) характерно наличие тонкого ферритного слоя на поверхности. Глубина этого слоя составляет 0,10-0,12 и 0,06-0,08 мм для марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, соответственно.

Особенностью микроструктуры исследуемых сталей является наличие вытянутых вдоль оси катанки ферритных полос, более выраженных для стали Св-08Г1НМА (рис. 1в, ж). Наблюдаемые в структуре катанки из исследуемых сталей ферритные полосы могут возникать в результате микроликвации химических элементов, входящих в их состав. Проведенные на микроскопе «МС-46 Камека» микронзондовые исследования показали, что для обеих сталей распределение Mn, Si, Ni и Mo по сечению катанки, включая ферритные полосы и феррито-бейнито-мартенситные участки, практически равномерное. Следовательно, наблюдаемая особенность структуры катанки из исследуемых сталей обусловлена, в основном, неравномерным распределением углерода вследствие его микроликвации при дендритной кристаллизации стали.

Более мелкозернистая структура, определяющая повышенные показатели прочности при том же уровне пластичности, наблюдается в катанке из стали Св-08Г1НМА (рис. 1 д-ж). Размер ферритного зерна поверхностной зоны катанки Св-08ГНМ составляет 9,0-15,6 мкм (№ 9-10 по ГОСТ 5639-82), а для средней зоны – 18,5-25,0 мкм (№ 7-8). Аналогичные показатели для катанки из стали марки Св-08Г1НМА составляют 6,0-10,0 мкм (№ 10-11) и 9,0-12,0 мкм (№ 9-10), соответственно.

Электронная микроскопия фольг, полученных из катанки исследуемых сталей, позволила выявить особенности их тонкой структуры.

Установлено, что феррит в катанке из стали Св-08ГНМ низкодислокационный – на соответствующей микрофотографии (рис. 2а) наряду со скоплениями дислокаций незначительной плотности отчетливо просматриваются отдельные дислокации.

При анализе микроснимков бейнитной структуры этой стали различаются широкие пластины α-фазы тол-

¹В работе принимали участие А.М. Нестеренко и С.Ю. Жукова

щиной 0,2-0,4; 0,5-0,6 и 0,7-0,9 мкм нижнего (с микро-выделениями цементита внутри пластин – рис. 2б, в) и

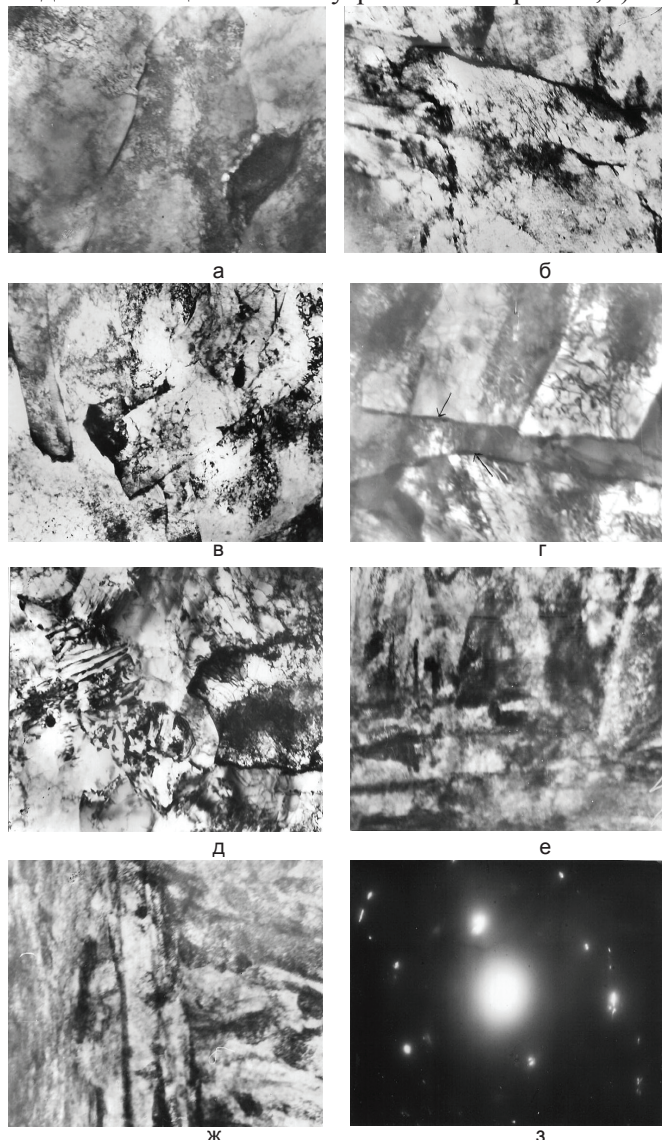


Рис. 2. Трансмиссионная электронная микроскопия катанки из стали Св-08ГНМ: а-д – $\times 25000$; е-ж – $\times 20000$

верхнего (с выделениями цементита в виде микрополос по границам пластин – показано стрелками на рис. 2г) бейнита. Следует отметить, что примыкающие к горизонтально расположенной пластине α -фазы верхнего бейнита на рис. 2г другие пластины α -фазы представляют собой, в основном, нижний бейнит. Это свидетельствует, с одной стороны, о выраженном микронеравномерном распределении углерода, а с другой – о неравновесных условиях $\gamma \rightarrow \alpha$ превращения. Микроучастки бейнита зачастую соседствуют с микроучастками перлита (рис. 2д). Объемная доля перлита в структуре стали незначительна (до 10 %).

Мартенситные пластины в стали Св-08ГНМ толщиной 0,2-0,8 мкм имеют размытые границы и насыщены дислокациями (рис. 2е, ж). Микроэлектронограмма одного из участков мартенсита (рис. 2е) показывает наличие дробных расщепленных рефлексов (рис. 2з). Это является свидетельством значительной разориентации соседствующих мартенситных пла-

стин, которая обусловлена неравновесными условиями их формирования при распаде аустенита.

В катанке из стали Св-08Г1НМА границы зерен феррита (рис. 3а) более обособлены (насыщены дислокациями), чем в катанке из стали Св-08ГНМ (рис. 2а). В катанке из стали Св-08Г1НМА более высокой является и внутризеренная плотность дислокаций. Широкие пластины α -фазы бейнита и мартенсита (показано стрелками на рис. 3б) в катанке из этой стали наблюдаются редко. Для нее характерно наличие мартенсита в виде насыщенных дислокациями пластин-игл толщиной 0,15-0,60 мкм (рис. 3в-е). Анализ микроэлектронограмм (рис. 3ж) от представленной на рис. 3з совокупности мартенситных кристаллов свидетельствует об имеющей место выраженной разориентировке пластин α -фазы.

Тонкодифференцированный перлит в катанке из стали Св-08Г1НМА наблюдается в виде микроучастков, соседствующих чаще всего с микроучастками мартенсита (рис. 3з – микроучасток мартенсита указан стрелкой).

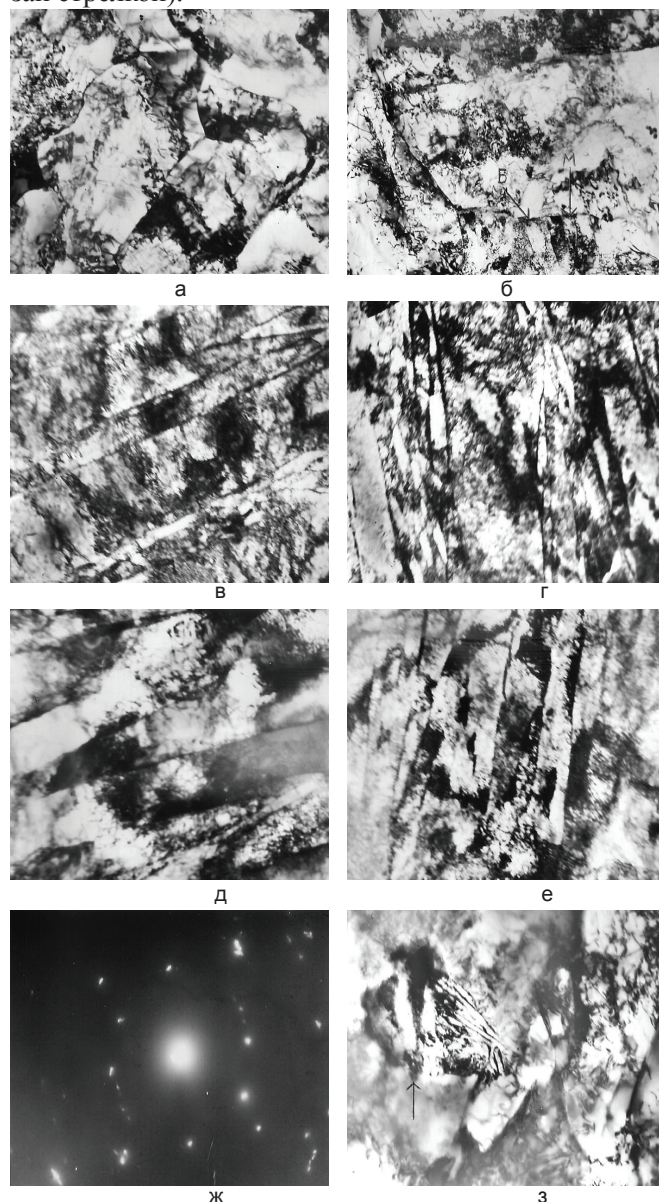


Рис. 3. Трансмиссионная электронная микроскопия катанки из стали Св-08Г1НМА: а-г, е, з – $\times 20000$; д – $\times 25000$

Полученные для катанки из стали Св-08Г1НМА данные также свидетельствуют о неравновесных условиях $\gamma \rightarrow \alpha$ превращения.

Выводы

1. Разработана комплексная технология производства катанки из легированных сталей Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, которая обеспечивает прямое волочение сварочной проволоки для труб нефтегазового сортамента класса прочности К65.

2. Нижние значения показателей механических характеристик сварных швов труб класса К65 превышает нормативные требования по σ_b на 41 Н/мм², а по КСV^{40°C} в 2,3 раза.

3. Показано, что микроструктура катанки прямого волочения из сталей Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА состоит, в основном, из феррита, бейнито-мартенситных участков и незначительного количества перлита. Наблюдаются вытянутые вдоль оси катанки ферритные полосы, образование которых обусловлено, в основном, ликвацией углерода.

4. Выраженное перераспределение Mn, Si, Ni и Mo между полосами феррита и основной структурой в исследованных образцах катанки не выявлено.

5. Для катанки из стали Св-08ГНМ в составе бейнито-мартенситных участков преобладает бейнитная составляющая в виде нижнего и верхнего бейнита, а для катанки из стали Св-08Г1НМА – пластинчатый (реечный) мартенсит.

6. Установленный факт высокого совершенства тонкой кристаллической структуры феррита – основной фазы катанки из стали Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА, является одним из важных факторов обеспечения прямого волочения сварочной проволоки.

Библиографический список

1. Освоение технологии производства катанки из стали Св-08ГНМ на Молдавском металлургическом заводе / И.Н. Чуйко, В.В. Парусов, О.В. Парусов и др. // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. труд. Вып. 41, ч. 2. – Днепропетровск: ПГАСА, 2007. – С. 129–134.

2. Разработка селективных требований к химическому составу и режимам термомеханической обработки катанки / В.В. Парусов, И.Н. Чуйко, О.В. Парусов и др. // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2007. – № 6. – С. 70–72.

3. Кинетика фазовых превращений в катанке из непрерывнолитой электростали Св-08ГНМ при непрерывном охлаждении / В.В. Парусов, И.Н. Чуйко, М.Ф. Евсюков и др. // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. ИЧМ. Днепропетровск: «Візіон». – 2007. – Вып. 14. – С. 228–234.

4. Структурообразование в катанке из легированных сталей сварочного назначения / В.В. Парусов, И.Н. Чуйко, О.В. Парусов и др. // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2008. – № 6. – С. 47–49.

5. Влияние химического состава на структуру, свойства и технологическую пластичность катанки сварочного назначения из стали Св-08ГНМ / В.В. Парусов, А.Б. Сычков, И.Н. Чуйко и др. // Теория и практика металлургии. – 2009. – № 1–2. – С. 98–102.

6. Структура и свойства катанки для изготовления электродов и сварочной проволоки / А.Б. Сычков, В.В. Парусов, А.М. Нестеренко и др. – Бендеры: Полиграфист, 2009. – 608 с.

Поступила 11.09.2013

УДК 669.046.558

Производство

Маркова І.А. /к.т.н./, Івченко Т.І. /к.т.н./, Татарко Ю.В., Полішко С.О. /к.т.н./
ДНУ ім О. Гончара

Дослідження стабільності хімічного складу та механічних властивостей сталей масового виробництва

Викладені результати дослідження ступеню стабільності хімічного складу і механічних властивостей серійних сталей 7 марок конвертерного, мартенівського і електросталеплавильного способів виробництва. Іл. 4. Табл. 2. Бібліогр.: 6 назв.

Ключевые слова: стабільність, хімічний склад, механічні властивості, модифікування, комплексні модифікатори

The results of research of degree of stability of chemical composition and mechanical properties of 7 serial steels were expounded brands of converter, martin and electro-steel-melting methods of production.

Keywords: stability, chemical composition, mechanical properties, modification complex modifiers

Сучасні сталі і сплави є багатокомпонентними системами зі значним розкидом складу як між плавками, так і в межах однієї плавки (не виходячи за границі нормативної документації), що призводить до

нестабільності механічних властивостей і не прогнозованого зниження експлуатаційних характеристик. Проблема стабілізації складу і властивостей залишається актуальною, незважаючи на використання тех-

© Маркова І.А., Івченко Т.І., Татарко Ю.В., Полішко С.О., 2013 г.

нологій вакуумування сплавів у рідкому стані, впровадження безперервного лиття, обробки розплавів алюмінієвою катанкою, силікокальцієм, ферокальцієм, порошковими проволочками тощо [1-3].

Для вирішення цієї проблеми, насамперед, необхідно мати чітку уяву про ступінь нестабільності кожного з параметрів хімічного складу та механічних властивостей реальних сталей і сплавів, закономірності впливу легуючих елементів і домішок на характеристики міцності, пластичності, ударної в'язкості.

Авторами було зібрано і систематизовано масив даних з хімічного складу і механічних властивостей 7 марок сталей конвертерного, мартенівського та електросталеплавильного способів виробництва, показники всіх плавів відповідали вимогам технічної документації. Для аналізу ступеня нестабільності кожної з характеристик металу визначено розкид (різниця між максимальним і мінімальним вмістом) та коефіцієнти варіації вмісту компонентів сталей, їхніх механічних властивостей. У табл. 1 представлені середні концентрації компонентів, розкид і коефіцієнти варіації їхніх значень. Відсутність значень вмісту супутніх та мікролегуючих елементів у ряді марок сталей не гарантує їх відсутності в реальному металі, а означає тільки, що ці елементи не контролюються заводськими лабораторіями. Побудовані ряди нестабільності концентрації компонентів у порядку зростання коефіцієнтів варіації: СВ08 - Al, Mn, C, S, Si, P; Б0мет - P, Mn, C, S, Si; Ст1кп - V, Mn, C, Si, S, Cr, P, Cu, Ni; R7 - C, Mn, Cr, Si, Ti, V, Al, Ni, S, Cu, P, Mo; 09Г2С - Mn, Si, C, S, P, Ti; КП-Т - Mn, C, Ti, Si, Cr, Ni, Al, V, Cu, S, P; 17Г1С - V, Al, Si, Cr, Mo, P, Mn, S, Ni, Cu, C.

У колісних сталях коефіцієнти варіації вмісту основних легуючих елементів мали невеликі значення (2-3 % для С та Mn і ~7 % для Si), розкид їх у

маловуглецевих сталях був більш значним (коефіцієнти варіації склали відповідно 10-15 % для С, для Mn ~10 % , та від 8 до 27 % для Si). Це пов'язано, ймовірно, з їх нерегламентованим витрачанням на розкислення при низькій концентрації вуглецю. Нестабільними в сталях усіх марок виявилися концентрації шкідливих домішок. Коефіцієнти варіації знаходилися в інтервалі від 16 до 32 % для сірки і від 25 до 43 % для фосфору. Сірка і фосфор присутні в різній кількості майже у всіх шихтових матеріалах, які використовують у процесі виплавки сталі та її позапічної обробки, що й обумовлює розкид їх концентрацій у виплавленій сталі. Коефіцієнти варіації залишкових концентрацій розкислювачів (алюмінію і титану) мали значення на рівні 10-15 %, тільки в сталях марок 09Г2С і 17Г1С розкид їх був більшим, коефіцієнти варіації склали до 70 % для алюмінію і ~30 % для титану. Значний розкид мав вміст мікролегуючих та супутніх елементів. Це могло викликати і нестабільність механічних властивостей.

Був визначений хімічний склад чотирьох коліс зі сталі марки R7, виготовлених з металу однієї плавки. Розкид концентрацій компонентів наведено в табл. 2.

Таблиця 2. Розкид концентрацій компонентів у межах однієї плавки сталі марки R7

Розкид концентрацій хімічних елементів, масова частка, %									
C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Mo	V
0,03	0,04	0,03	0,004	0,004	0,02	0,01	0,02	0,005	0,004

З наведених даних виходить, що навіть у межах однієї плавки розкид вмісту хімічних елементів був помітним, причому, більшою нестабільністю відрізнялись концентрації шкідливих домішок, мікролегуючих та супутніх елементів. Це збігається з даними, одержаними для концентрацій елементів між плавками в цій сталі.

Установлено в графічній і аналітичній формах

Таблиця 1. Характеристики стабільності хімічного складу сталі різних марок

Марка сталі	Параметр, %	Компоненти											
		C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	V	Al	Ti	Mo
Б0 мет	Середній вміст	0,09	0,43	0,017	0,036	0,016	-	-	-	-	-	-	-
	Коеф. варіації	11,2	7,6	24,7	21,2	7,3	-	-	-	-	-	-	-
	Розкид	0,06	0,14	0,050	0,033	0,013	-	-	-	-	-	-	-
СВ08	Середній вміст	0,093	0,405	0,011	0,027	0,012	-	-	-	-	0,005	-	-
	Коеф. варіації	10,5	10,3	29,4	18,2	32,7	-	-	-	-	9,0	-	-
	Розкид	0,03	0,15	0,01	0,15	0,016	-	-	-	-	0,001	-	-
Ст1кп	Середній вміст	0,081	0,39	0,05	0,022	0,015	0,03	0,02	0,03	0,005	-	0,005	-
	Коеф. варіації	15	10	26	26,5	32,7	31	55	42	0,1	-	0	-
	Розкид	0,05	0,24	0,04	0,022	0,01	0,05	0,05	0,06	0,002	-	0	-
09Г2С	Середній вміст	0,099	1,46	0,59	0,031	0,024	-	-	-	-	0,009	0,011	-
	Коеф. варіації	12,6	6,9	7,6	15,7	24,9	-	-	-	-	78,4	34,6	-
	Розкид	0,04	0,30	0,19	0,024	0,023	-	-	-	-	0,03	0,017	-
R7	Середній вміст	0,48	0,69	0,33	0,008	0,009	0,20	0,05	0,07	0,030	0,022	0,006	0,005
	Коеф. варіації	2	3	7	32,7	42,9	5	18	34	9,3	12,6	8,5	77,8
	Розкид	0,03	0,11	0,08	0,008	0,015	0,03	0,03	0,07	0,011	0,012	0,002	0,008
КП-Т	Середній вміст	0,66	0,77	0,33	0,009	0,012	0,183	0,124	0,066	0,093	0,023	0,006	-
	Коеф. варіації	3,3	2,9	7,4	35,5	31,9	9,1	10,1	25,7	12,5	11,9	6,7	-
	Розкид	0,21	0,17	0,12	0,014	0,015	0,16	0,10	0,10	0,037	0,015	0,02	-
17Г1С	Середній вміст	0,17	1,18	0,33	0,02	0,02	0,19	0,25	0,15	0,01	0,02	-	0,04
	Коеф. варіації	13,5	25,3	38,9	24,3	25,5	34	24,2	18,1	128	57,9	-	32,1
	Розкид	0,08	0,87	0,32	0,021	0,013	0,29	0,22	0,217	0,032	0,049	-	0,07

залежність коефіцієнтів варіації основних легуючих елементів сталі різних марок (C, Si) від їх вмісту, чим більшою була концентрація компоненту, тим нижчим її розкид, рис. 1.

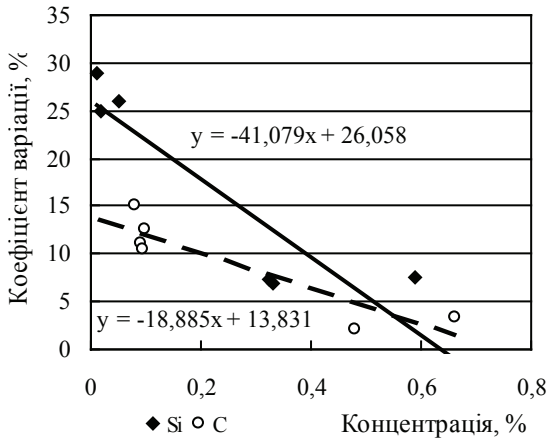


Рис. 1. Залежність коефіцієнту варіації концентрацій вуглецю та кремнію від їхніх значень

У табл. 3 наведено коефіцієнти варіації параметрів механічних властивостей сталей різних марок.

Таблиця 3. Коефіцієнти механічних характеристик сталей

Марка сталі	Коефіцієнти варіації, %					
	σ_s	σ_b	НВ	δ	ψ	KCU
Ст1кп	2,5	3,3	-	5,2	1,4	-
СВ08	3,1	-	-	-	0,7	-
09Г2С	4	-	-	6,2	-	-
17Г1С	6,6	12	-	12,5	14	73(-20 °С)
R7	2,4	2,8	2,4	7,6	-	8(+20 °С), 9(-20 °С)
КП-Т	3,1	-	2,6	19,6	38	30

Як виходить з табл. 3, найбільшими значеннями коефіцієнтів варіації параметрів механічних властивостей відрізнялася сталь 17Г1С, причиною такого великого розкиду, ймовірно, являвся масштабний фактор. З цієї сталі виготовляли великогабаритні вали, тоді як вироби зі сталі інших марок були менших розмірів. Аналогічні результати одержані авторами при аналізі впливу масштабного фактору на стабільність механічних властивостей титанових сплавів [4].

Характеристики міцності сталі всіх марок були достатньо стабільними, коефіцієнти варіації значень границі міцності коливалися від 2,4 до 3,1 %, границі плинності складали 2,8 % для сталі R7 і 3,3 % для сталі Ст1кп, твердості для колісних сталей – 2,4 та 2,6 %. Одержані результати обумовлені стабільністю вмісту основних зміцнювачів сталі – вуглецю, марганцю, кремнію.

Розкид значень структурно-чутливих параметрів, відносного подовження та відносного звуження, був меншим у маловуглецевих сталях, структура яких представлена, в основному, феритом з невеликою кількістю перліту. Найбільшою нестабільністю відрізнялися показники пластичності та ударної в'язкості сталі КП-Т. Ця сталь є багатокомпонентною системою з досить значними концентраціями деяких

легуючих. Як показано вище, розкид вмісту її компонентів був суттєвим, що не могло не вплинути і на стабільність механічних характеристик. Структура сталі КП-Т перлітна з наявністю невеликої кількості залишкового фериту. Коливання концентрацій легуючих елементів викликало зміну співвідношення структурних складових і, відповідно, зміну властивостей.

Було визначено розкид механічних властивостей коліс зі сталі R7, одержаних з металу однієї плавки, табл. 4.

Таблиця 4. Розкид механічних властивостей коліс, виготовлених з металу однієї плавки сталі R7

Розкид механічних властивостей обода коліс			
σ_s , МПа	σ_b , МПа	δ , %	KCU, кДж/м ²
60	51	6	60

З наведених даних виходить, що механічні властивості коліс, виготовлених з металу однієї плавки, мали помітний розкид, у більшому ступеню це стосується значень відносного подовження та ударної в'язкості.

Установлено залежність стабільності значень механічних характеристик від суми легуючих елементів сталі різних марок, рис. 2, 3. З графіків видно, що збільшення суми легуючих елементів приводить до зростання коефіцієнтів варіації як границі міцності, так і показника пластичності – відносного звуження.

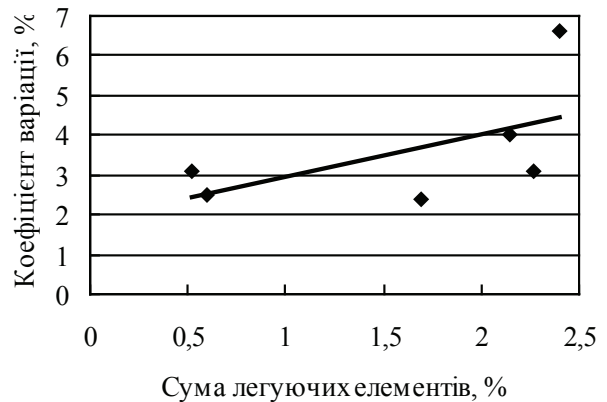


Рис. 2. Залежність коефіцієнта варіації значень границі міцності від суми легуючих елементів

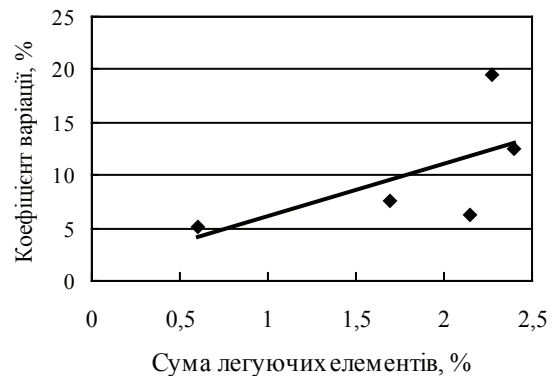


Рис. 3. Залежність коефіцієнта варіації значень відносного звуження від суми легуючих елементів

Отже, вибір марки сталі з мінімальною сумою легуючих елементів, яка забезпечить потрібний рівень механічних властивостей, сприятиме їх стабілізації.

Таким чином, встановлено, що показники хімічного складу та механічних властивостей всіх досліджених марок сталі, які відповідали вимогам відповідних ДСТУ та технічних умов, мали суттєвий їх розкид, що може привести до непрогнозованої поведінки готової металевої продукції при експлуатації. Щоб забезпечити стабільність механічних властивостей виробів зі сталей необхідно, насамперед, стабілізувати хімічний склад металу. Для цього бажано звужити інтервали концентрацій компонентів кожної марки сталі в технічній документації та дотримуватись її. Слід звертати увагу не тільки на вміст основних легуючих компонентів, але й на наявність та розкид концентрацій мікролегуючих і супутніх елементів.

Одним із ефективних шляхів підвищення стабільності характеристик металу є модифікування комплексними багатофункціональними розкислювачами-модифікаторами [5, 6]. Обробка ними без суттєвих додаткових затрат може забезпечити стабілізацію хімічного складу і властивостей за рахунок реалізації механізму об'ємної кристалізації розплаву, зменшення ліквідації, подрібнення структурних складових, зменшення вмісту шкідливих домішок. Так, у результаті обробки комплексними модифікаторами розкид значень границі міцності зменшився для сталі марки R7 з 96 до 25 МПа, для Ст1кп – з 40 до 25 МПа, значень границі плинності з 129 до 41 МПа і з 25 до 15 МПа, показники відносного подовження – з 8,6 до 1,4 % та з 8 до 3% відповідно.

Бібліографічний список

1. Голубцов В.А. Теория и практика введения добавок в сталь вне печи. - Челябинск, 2006. – 422 с.

2. Рябчиков И.В. Модификаторы и технологии внепечной обработки железоуглеродистых сплавов – М.: Экомет, 2008. – 400 с.

3. Современные методы ввода модификаторов в расплавы чугуна и стали / Жучков В.И., Шешуков О.Ю., Лозовая Е.Ю., Маршук Л.А. // Сб. докладов Литейного консилиума № 1 «Модифицирование как эффективный метод повышения качества чугунов и сталей» - Челябинск: Челябинский Дом печати, 2006. - С. 155-159.

4. Исследование стабильности механических свойств полуфабрикатов из двухфазных титановых сплавов / О.М. Шаповалова, И.А. Маркова, Т.И. Ивченко // Вестник двигателестроения. – Запорожье: Мотор Сич. - 2008. - № 2. - С. 44-50.

5. Пат. 91633 Україна МПК7 С22С 35/00 С21С 7/04 Розкислювач-модифікатор для обробки розплавів сталей та сплавів / Шаповалова О.М, Шаповалов В.П., Шаповалов О.В., Кушнір М.А., Татарко Ю.В. (Україна); заявник та патентовласник Дніпропетровський національний університет ім. О. Гончара. – № а 2009 00952; заявл.09.02.2009; опубл. 10.08.2010, Бюл. № 15.

6. Пат. 93684 Україна МПК (2011.01) С22С 35/00 С21С 7/04. Розкислювач-модифікатор для обробки розплавів сталей і сплавів / Шаповалова О.М, Шаповалов В.П., Шаповалов О.В., Полішко С.О. (Україна). Заявник та патентоутримувач Дніпропетровський національний університет ім. О. Гончара. - № а 200801124, заявл. 30.01.2008 р.; опубл. 10.03.2011, Бюл. № 5.

Поступила 07.08.2013

УДК 669. 15.781-194.3:621.78

Производство

Исаева Л. Е. /к.х.н./, Камкина Л. В. /д.т.н./, Лев И. Е. /д.т.н./

Национальная металлургическая академия Украины

Физико-химическое обоснование и методика определения микроколичеств бора в сталях с повышенной прокаливаемостью

Рассмотрены возможности повышения прокаливаемости сталей за счет бора, находящегося в растворенном состоянии в аустените. Предложена физико-химическая методика определения этой фракции бора в стали. Библиогр.: 8 назв.

Ключевые слова: сталь, бор, фазовый анализ, прокаливаемость

The possibilities for increasing hardenability of steels due to the boron present in dissolved form in the austenite have been considered. The physical and chemical method for determining this fraction of boron in steel had been proposed.

Keywords: steel, boron, phase analysis, hardenability

Введение

Высокие темпы развития современного металлургического производства связаны с расходом

природных ресурсов, что вызывает необходимость разработки ресурсосберегающих технологий получения металлопродукции при одновременном по-

вышении ее качества. В решении этой проблемы ведущая роль принадлежит микролегированным, в том числе борсодержащим, сталям. Хорошо известно положительное влияние микролегирования бором на прокаливаемость и закаливаемость конструкционных сталей. Способность интенсивно измельчать структуру при ускоренном охлаждении делает бор обязательным компонентом многих высокопрочных низколегированных сталей, разработка которых является одним из важнейших направлений в металлургии. Микродобавки бора позволяют экономить такие остродефицитные легирующие элементы как никель, хром и марганец не снижая качества стали.

Постановка проблемы

Важным свойством стали является ее способность к получению максимальной твердости при закалке. Глубина полученного при этом закаленного слоя с мартенситной или мартенситно-трооститной структурой зависит от многих факторов, в том числе от состава аустенита. Все элементы, растворяющиеся в аустените (за исключением Co), увеличивают прокаливаемость. Особая роль в этих процессах принадлежит бору. Ни один из этих элементов, при содержании порядка 0,0005 %, не может сравниться с бором по эффективности. На прокаливаемость оказывает влияние не весь бор, а только та его часть, которая не связана в оксиды, нитриды или в другие соединения, а находится в твердом растворе в аустените; так называемый «эффективный» бор. При содержании менее 0,007 % бор заметно повышает прокаливаемость стали, не оказывая вредного влияния на остальные свойства, поэтому стали содержащие 0,0005–0,007 % бора, имеют важное промышленное значение.

Быстрое внедрение и широкое применение за рубежом таких сталей объясняется главным образом экономической целесообразностью, т.к. отпадает необходимость введения применяемых ранее для этих целей легирующих элементов. Механизм повышения прокаливаемости стали за счет такого бора связан с торможением зарождения центров кристаллизации феррита и бейнита. Согласно современным теориям [1], механизм прокаливаемости сталей объясняется сосредоточением бора на границах зерен аустенита перед началом превращения.

В жидкой стали бор легко соединяется с кислородом, азотом и другими примесями. Если не предотвратить это взаимодействие, то в стали не останется свободного бора. Для сохранения части бора в свободном состоянии во время плавки, перед добавкой бора, сталь необходимо полностью раскислять алюминием, а при значительном содержании азота, перед добавкой бора или вместе с ним, добавить нитридообразующие элементы (титан или цирконий). Учитывая, что бор в печи обычно окисляется и удаляется в шлак, в производственных плавках бор почти всегда добавляют в ковш. Наиболее перспективно применение бора для сталей электросталеплавильного способа производства, содержащих наименьшие количества кислорода, серы, фосфора и других примесей.

Одной из причин, тормозящей, до определенного

времени, широкое применение бора для улучшения прокаливаемости стальных изделий, была трудность в определениях тысячных и десятитысячных процентов бора и, особенно в виде его свободной части. Если в настоящее время проблема определения общего содержания малых количеств бора в стали практически решена (в 2012 г. введен в действие ГОСТ [2], позволяющий относительно просто определять в стали от 0,0001 % бора и более), то определение содержания эффективного бора требует внедрения на металлургических заводах Украины специальных физико-химических методов фазового анализа. Отсутствие до последнего времени таких методик, в определенной мере, тормозит разработку и внедрение применения бора в сталеплавильных процессах в Украине.

Определение микроколичеств бора связано с преодолением ряда химических и металлургических сложностей. Во-первых, с высоким химическим сродством бора к кислороду и азоту (он легко окисляется и связывается в нитриды и оксиды в расплаве), а во-вторых, с тем, что в большинстве случаев требуется обеспечить очень малое содержание бора в стали и в узких пределах. Многолетняя практика применения для микролегирования сталей стандартного ферробора показала, что он не обеспечивает стабильных результатов даже при специальной технологии раскисления и дегазации стали. Более эффективны в применении комплексные борсодержащие лигатуры, одновременно включающие наряду с бором сильные раскисляющие и дегазирующие элементы. Однако, ни в Украине, ни в России такие сплавы не выпускаются. За рубежом освоено производство комплексных сплавов для микролегирования стали бором, таких как Grainal, Bast и др. Они характеризуются низким содержанием бора и высокой ценой. Поэтому их применение становится зачастую экономически невыгодно.

В Магнитогорском государственном техническом университете разработана и внедрена в условиях Магнитогорского металлургического комбината новая технология получения борсодержащих легирующих сплавов на основе боридов в режиме самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС) и показана экономическая и технологическая целесообразность применения таких сплавов для микролегирования стали бором взамен стандартных ферросплавов [3].

Определение фракции бора (0,0005–0,0070 % В), находящегося в металлическом растворе, химическим методом связано с некоторыми сложностями. Необходимо отделить это микроколичество бора от остатка нитридов, карбидов, оксидов и боридов. Свободная энергия образования этих соединений больше чем свободная энергия образования твердого раствора бора [4]. Это позволяет отделить «эффективный» бор электрохимическим фазовым анализом.

Основной особенностью боридов по сравнению с другими фазами внедрения является существование в них ковалентной химической связи В–В. Пока атомы бора остаются в решетке металлов изолированными, бориды еще можно отнести к фазам хеговского типа

[5], совершенно аналогичным по структуре с фазами атомов неметаллов меньшего размера (гидридами, карбидами, нитридами и др.). Однако, как только возникает связь В–В, и по мере того, как они становятся все более прочными, критерий отношения радиусов ($r_{\text{В}}/r_{\text{Мет}}$) становится менее важным фактором и на первый план выступает эволюция независимых связей между атомами бора (цепочка атомов бора, кольчатые цепочки, гексагональные сетки, трехмерные каркасы), приводящая к большей химической устойчивости боридов. Это дает возможность использовать устойчивость боридов в фазовом анализе сталей.

Сложность в определении количества эффективной фракции бора связана с тем, что с помощью существующих аналитических методов было невозможно точно отличить эффективную часть бора от неэффективной.

Экспериментальные исследования определения микроколичеств бора

При анализе иногда различают растворимую и не растворимую в кислотах части бора, считая [1], что эффективность бора определяет его растворимая часть. По некоторым данным [1], на прокаливаемость стали влияет и растворимая и не растворимая в кислотах часть бора, но различие между ними вызвано методикой химического анализа.

Практически во всех доступных нам за последние годы статьях, диссертациях и патентах, относящихся к влиянию бора на прокаливаемость стали, обычно не сообщается о том, что проводилось определение количества бора, находящегося в твердом растворе. Приводятся только данные о содержании общего бора и повышении прокаливаемости стали. По нашему мнению, это достигается за счет того, что жидкая сталь металлургическими методами предварительно была настолько очищена от кислорода и азота, что оставшийся бор, не связанный в нитриды, карбиды и оксиды, оказывался в твердом растворе. При этом об экономических затратах на такую обработку ничего не сообщается. Возможно, эффект повышения прокаливаемости за счет эффективного бора был бы более значимым. Однако отсутствие сведений о количестве бора в эффективной фракции не позволяет предсказать улучшение прокаливаемости стали за счет влияния бора.

Все это способствовало необходимости разработки физико-химической методики определения количеств эффективного бора. Поскольку неэффективная часть бора может быть связана с нитридами, оксидами, карбидами и боридами необходимо было подобрать такой электролит, в котором бы эти соединения не растворялись. Такими растворителями могли быть слабые кислоты.

Данных о зависимости между типом соединений бора в стали и их растворимостью при обработке стали различными электролитами нет. Имеются сведения только о чистых химических соединениях. Так, нитриды и карбиды бора при нормальных условиях в разбавленных кислотах не растворяются. Fe_2B и FeB хотя и растворяются в HCl , HNO_3 и H_2SO_4 , особенно

в горячих концентрированных растворах, но почти не растворяются в H_2O при кипячении.

Нами установлено [6], что при электрохимическом растворении малолегированных сталей можно растворить металлическую основу стали, оставив в сохранности различные соединения нитридов, карбидов и оксидов. Это связано с тем, что они термодинамически более устойчивы, чем металлическая основа. Не исключением являются и соединения бора.

Вместе с тем, это позволяет при электролизе, выделить фракцию бора в электролит.

Применяемая в США технология производства стали, содержащей бор, тщательно защищена (патентами и секретами производства). Быстрое внедрение и широкое применение бористых сталей в 1937–1952 гг. объясняется главным образом необходимостью экономии легирующих элементов. Разработка и внедрение бористых сталей стала там возможной после того как научились контролировать количество эффективного бора и находить корреляцию между его содержанием и получаемой прокаливаемостью.

Это сложная научно-техническая задача, для решения химико-аналитической части которой предлагается один из вариантов [7]. Он заключается в том, что с помощью электрохимического метода фазового анализа, отделяется эффективный бор, находящийся в твердом растворе стали от бора, связанного в оксиды, нитриды и другие соединения. Содержание эффективного бора определяется по ГОСТу, [2] также как и общее содержание бора, но в составе электролита, полученного после электролиза. Эта методика была апробирована на Нижнеднепровском трубопрокатном заводе. Химический состав исследованной стали по данным завода (общее содержание, % масс.): 0,24 C; 0,53 Mn; 0,09 Si; 0,012 P; 0,020 S; 0,09 Cr; 0,04 Ni; 0,03 Cu; 0,037 Al; 0,002 Ti; 0,003 B. По данным НМетАУ содержание общего бора 0,0024 % В, а содержание эффективного бора 0,0010 % В.

Получен Патент Украины на это изобретение [8], который делает возможным совместно с заводами Украины разработать и внедрить выплавку новых высококачественных борсодержащих сталей. Об актуальности этой проблемы свидетельствует публикация все новых патентов на производство за рубежом разных марок бористых сталей.

Выводы

1. Приведено физико-химическое обоснование влияния бора на прокаливаемость сталей. Прокаливаемость улучшается за счет влияния не всего бора, а только той его части, которая не связана в оксиды, нитриды или в другие соединения, а находится в твердом растворе в аустените; так называемый «эффективный» бор. Механизм повышения прокаливаемости стали за счет такого бора связан с торможением зарождения центров кристаллизации феррита и бейнита.

2. Установлена возможность определения эффективной фракции бора, находящегося в растворенном состоянии в аустените. Свободная энергия образования твердого раствора бора меньше чем свободная

энергия образования нитридов, карбидов, оксидов и боридов, что дает возможность, отделить «эффективный» бор электрохимическим фазовым анализом.

3. Разработана физико-химическая методика определения эффективной фракции бора в стали. С помощью электрохимического метода фазового анализа, отделяется «эффективный бор», находящийся в твердом растворе стали от бора, связанного в оксиды, нитриды и другие соединения. Получен патент Украины на это изобретение.

Библиографический список

1. Бор, кальций, ниобий и цирконий в стали и чугуне / под. ред. С.М. Винарова. – М.: Metallurgizdat, 1961. – 459 с.
2. ГОСТ Р ИСО 10153–2011 – Сталь. Определение содержания бора. Спектрофотометрический метод с применением куркумина. Опубликовано 31.08.2012.
3. Минашев И.Р., Шатохин И.М., Зиатдинов М.Х., Бигеев В.А. Особенность микролегирования стали бором и новый материал для его осуществления // Сталь. – 2009. – №10. – С. 34-38.
4. Могутнов Б.М., Томилин И.А., Шварцман Л.А. Термодинамика железоуглеродистых сплавов. – М.: Metallurgiya, 1972. – 328 с.
5. Гольдшмид Х. Дж. Сплавы внедрения. – М.: Мир, 1971. – Т. 1. – 424 с.
6. Исаева Л.Е., Грещик А.М., Лев И.Е. Исследование процесса изолирования нитридов молибдена из стали // Научно-технический журнал. Изд. УГХТУ Вопросы химии и химической технологии. – 2005. – № 1. – С. 163-176.
7. Малюк А.А., Исаева Л.Е., Лев И.Ю. Определение свободного бора в стали // Вопросы химии и химической технологии. – 2005. – № 2. – С. 33-35.
8. Пат. № 79966 Україна, МПК (2006) G01N 21/78(2007.01) G01N31/22 G01N 33/20. Спосіб визначення вільного бору в сталі / А.А. Малюк, І.Ю. Лев; заявник та патентовласник НМетАУ. – Опубл. 15.12.2006, Бюл. № 12.

Поступила 12.06.2013



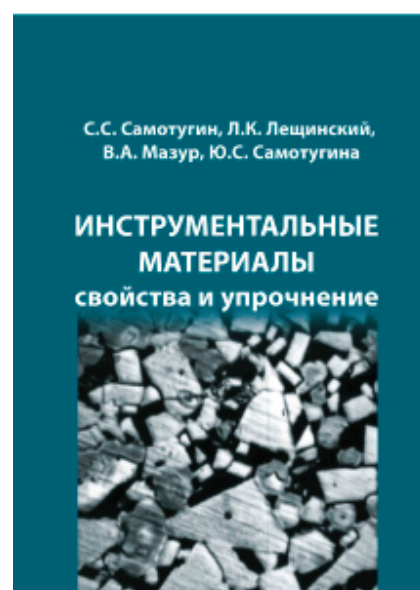
Самотугин С.С., Лещинский Л.К., Мазур В.А., Самотугина Ю.С.
Учебное пособие. – Мариуполь: ПГТУ. – 2013. – 430 с.

Новая книга

ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ - свойства и упрочнение

В пособии рассмотрены и изложены теоретические основы упрочнения инструментальных материалов, обобщён отечественный и зарубежный опыт объёмной и поверхностной термической обработки, а также модифицирования инструментальных сталей и сплавов путём воздействия высококонцентрированных источников нагрева.

Представлены данные научных исследований и практического применения материалов и процессов наплавки для упрочнения сменного технологического инструмента (прокатных валков, штампов, ножей горячей и холодной резки). Подробно рассмотрено влияние процессов плазменного упрочнения и наплавки на структуру, свойства и сопротивление разрушению инструментальных материалов.





УДК.622.647.21

Производство

Монастырский В.Ф. /д.т.н./, Кирия Р.В. /к.т.н./,
Номеровский Д.А. /аспирант/, Брагинец Д.Д. /м.н.с./
ИГТМ НАН Украины

Обоснование параметров крутонаклонных конвейеров на горных предприятиях

Приведены результаты применения крутонаклонных конвейеров на карьерах, рудниках, шахтах. Показаны возможности их применения для вертикальных стволов, особенность конструкции и расчет параметров для насыпных грузов. Предложена конструкция конвейера нового производственного качества для крупнокусковых грузов, разработаны рекомендации, принципы конструирования конвейеров и требования, предъявляемые к конвейеру в целом и к отдельным элементам. Ил. 3. Библиогр.: 8 назв.

Ключевые слова: конвейер, лента, емкость, насыпной груз, поперечина, барабан, тяговый орган, угол наклона, борта, параметр, фактор

The results of application of steep sloping conveyers on careers, mines, mines are resulted. Possibilities of their application for vertical trunks, feature of construction and calculation of parameters, for piled up loads are shown. Construction of conveyer of a new production quality for large loads is offered, recommendations are developed, principles of constructing of conveyers and requirement, produced to the conveyer on the whole and to the separate elements.

Keywords: conveyer, ribbon, capacity, piled up load, cross-piece, drum, hauling organ, angle of slope, cushions, parameter, factor.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Крутонаклонные конвейеры (КНК) в настоящее время широко применяются на открытых разработках [1, 2], на рудниках, шахтах [3] и обогащительных фабриках рудных и нерудных материалов [4]. Наибольшее распространение получили конструкции КНК с перегородками [2], с глубокой желобчатостью [2], с прижимной лентой [1, 2] и с карманами или специальными сосудами фирмы Metso Minerals [5]. По способу удержания насыпного груза на ленте конструкции КНК подразделяются на следующие группы [1, 2, 4]:

А – увеличение сил сцепления между насыпным грузом и лентой путем создания на ее поверхности рифов, выступов, перегородок;

В – создание дополнительного давления на насыпной груз за счет изменения желобчатости ленты и применения прижимных ленты и роликов;

С – создание специальных КНК с карманами на ленте, сосудами на приводной и несущей лентах, скрепленных между собой.

Анализ существующих и запатентованных конструкций [2, 3], а также опыт эксплуатации КНК на горных предприятиях [1–4] свидетельствуют об ограничении области их применения в зависимости от крупности кусков, предельного угла транспортирования и устойчивости насыпного груза на ленте. Так, по данным зарубежных источников [6] КНК с лентами разнообразного профиля рифов или невысокими перегородками могут применяться в условиях обогащительных фабрик, карьеров, рудников (шахт) для

транспортирования насыпных грузов с максимальной крупностью куска до 250 мм и при угле наклона 22–25°. Конвейеры с лентой замкнутого контура (трубчатые) [2, 6] позволяют повысить максимальный угол транспортирования насыпных грузов до 30°. Однако их эффективное применение ограничивается крупностью груза (не более $0,2D_{mp}$, где D_{mp} – диаметр замкнутого контура) и долговечностью ленты и роликкоопор. Особенностью таких КНК является необходимость создания элементов для сворачивания ленты в трубу и скрепление ее бортов разъемными соединениями. Предельный угол транспортирования насыпных грузов можно повысить путем применения КНК с глубокой желобчатостью [2] и перегородками [2, 4]. Как показал опыт эксплуатации указанных конвейеров [3, 6], они, в основном, применяются для транспортирования мелкокусковых насыпных грузов при сравнительно небольших производительностях.

На открытых разработках нашли применение КНК с прижимной лентой [1]. Такие конвейеры отечественного и зарубежного производства могут транспортировать грузы крупностью до 250 мм при углах наклона от 30 до 70 градусов. В условиях рудников (шахт) КНК с прижимной лентой возможно заменять подъемные машины в капитальных наклонных выработках или «слепых стволах». Однако сложность конструкции и большие геометрические размеры, недостаточная надежность основных элементов и ограниченная тяговая способность привода снижают применение КНК с прижимной лентой на горных предприятиях. Многих из указанных выше недостатков лишены конструкции КНК фирмы Metso Minerals

[5], которые оснащены ковшовым транспортером, состоящим из двух бесконечных металлокордовых лент, соединенных между собой поперечинами треугольной формы. К поперечинам жестко прикреплены ковши из резинотканевого материала. Конвейеры фирмы Metso Minerals нашли широкое применение на открытых разработках, обогатительных фабриках, рудниках, шахтах для транспортирования насыпных грузов крупностью до 300 мм при углах наклона 0–90°. С повышением крупности груза эффективность применения таких конвейеров резко снижается из-за малой долговечности ковшей и недостаточной надежности опорных элементов.

В то же время на горных предприятиях разрабатываются месторождения с прочными и крепкими породами и рудами, отбойка которых от массива требует больших энергий воздействия. При этом крупность горной массы при добыче взрывным способом остается достаточно большой и требует дополнительной переработки дроблением для последующей транспортировки конвейерами от забоя до бункеров обогатительной фабрики груза различного грансостава с крупностью кусков свыше 300 мм.

Целью настоящей работы является обоснование конструкции и параметров КНК, позволяющих транспортировать крупнокусковые грузы при углах наклона 0–90°.

Постановка задачи

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

1. Разработка рекомендаций по обоснованию параметров КНК групп А и В при транспортировании насыпных крупнокусковых грузов.
2. Создание КНК группы С с углами наклона 0–90° и обоснование его параметров при транспортировании насыпного груза различного грансостава.

Изложение материала и результатов

Предельный угол транспортирования насыпного груза КНК определяется при потере им устойчивости на ленте. При этом необходимо рассматривать раздельно мелкокусковые фракции и крупные куски.

Рассматривая насыпной груз как недеформированное твердое тело, которое удерживается на ленте конвейера силами трения Nf , равными сдвигающей силе – тангенциальной составляющей груза ($F_m = mg \sin j_k$), где $N = mg \cos j_k$ – реакция ленты на воздействие груза; f – коэффициент трения скольжения груза о ленту; m – масса груза; g – ускорение свободного падения; j_k – угол наклона конвейера. Насыпной груз будет устойчив на ленте при выполнении условия: $\text{tg} j_k \leq f$, а предельный угол транспортирования определяется из выражения

$$\phi_{пред} = \text{arctg} f. \tag{1}$$

Если насыпной груз рассматривать как сыпучую среду, максимальный размер куска которой не превосходит $0,1B_{лп}$, то предельный угол транспортирования определяется при условии равенства угла наклона КНК углу внутреннего трения, при котором возникает напряженно-деформированное состояние насыпного груза на ленте $\tau = \sigma \text{tg} \rho$, где ρ – угол есте-

ственного откоса груза в движении [2] (рис. 1а).

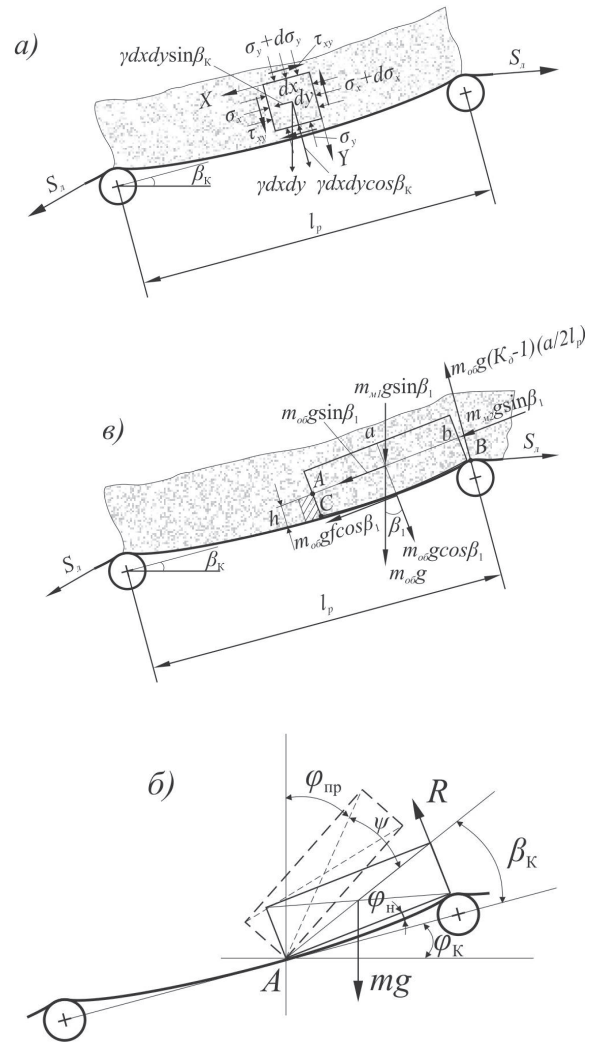


Рис. 1. Схема для определения предельного угла транспортирования крупных кусков на ленте: а) при напряженно-деформированном состоянии насыпного груза; б) при взаимодействии крупного куска с роликоопорами; в) при перегородках на ленте

Согласно рис. 1а, нормальные и касательные напряжения, действующие на площадке, наклоненной под углом α к оси X, определяются из выражений

$$\sigma = \sigma_x \cos^2 \alpha_k + \sigma_y \sin^2 \alpha_k + 2\tau_{xy} \sin \alpha_k \cos \alpha_k ;$$

$$\tau = (\sigma_x - \sigma_y) \sin \alpha_k \cos \alpha_k + \tau_{xy} (\sin^2 \alpha_k - \cos^2 \alpha_k) ,$$

где $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ – нормальные и касательные напряжения, действующие на вертикальную и горизонтальную площадки.

Рассматривая предельный случай $\phi_k = \rho$, получим

$$\text{tg} \phi_k = \text{tg} \rho = \frac{\tau_{xy}}{\sigma_y} . \tag{2}$$

Следовательно, предельный угол транспортирования мелкокусковых грузов при удержании его на ленте силами сопротивления возникает при равенстве углов внутреннего трения и естественного откоса груза в движении.

На рис. 1б представлена расчетная схема для

определения предельного угла транспортирования крупных кусков в форме параллелепипеда на ленте без перегородок. Экспериментально установлено, что в зависимости от скорости движения ленты траектория крупных кусков представляет собой «перекатывание» их по ролику, вращение относительно точки контакта куска и ленты, поворот передней грани куска на угол ψ и их «всплывание» при сегрегации насыпного груза.

Условие предельного равновесия крупного куска на ленте КНК при взаимодействии его с роликоопорой запишется в следующем виде

$$0,5\sqrt{a^2 + b^2} = 0,5\sqrt{a^2 + b^2} \sin(\phi_\kappa + \beta_\kappa + \psi),$$

где a, b – стороны параллелепипеда; $\phi_\kappa, \beta_\kappa, \psi$ – соответственно углы наклона КНК, устойчивости куска на ленте конвейера и подъема куска над роликом после взаимодействия. Условие (5) выполняется только при $\phi_\kappa + \beta_\kappa + \psi = 90^\circ$.

Следовательно, предельный угол транспортирования крупных кусков на ленте определяется из выражения

$$\phi_{\kappa \text{ пред}} = 90^\circ - (\beta_\kappa + \psi), \quad (3)$$

а при $\psi = 0$ имеем $\phi_{\kappa \text{ пред}} = 90^\circ - \beta_\kappa$. Значение угла ψ определяется из уравнения баланса кинетической энергии вращения куска после взаимодействия и суммы работ потенциальных и внешних сил

$$\frac{I_\kappa \omega^2}{2} = -m_\kappa g h_{cp} + m_\kappa g (K_\delta - 1) \frac{a^2}{2l_p}, \quad (4)$$

где $I_\kappa = m_\kappa \frac{a^2 + b^2}{3}$ – момент инерции куска относительно точки вращения, кг/м²; ω – угловая скорость вращения, 1/с; $h_{cp} = (h_0 + h_1)/2$ – средняя высота подъема центра тяжести куска над роликом, м; h_0, h_1 – соответственно составляющие подъема куска в точках А и В при прохождении роликоопоры, м; K_δ – коэффициент динамического взаимодействия куска с роликоопорой.

Из выражения (4) определяем значение h_{cp}

$$h_{cp} = \frac{a^2}{2l_p} (K_\delta - 1) - \frac{I_\kappa \omega^2}{2m_\kappa g}$$

Угловая скорость вращения куска (ω) определяется, согласно [8], из выражения $u_\kappa = \omega \times a$, где u_κ – скорость куска после взаимодействия с роликоопорой, который перемещается на ленте со скоростью V_λ

$$u_\kappa = \frac{K_\epsilon (m_p - m_{np})}{m_p + m_{np}} V_\lambda \sin \phi_\kappa,$$

где ϕ_κ – угол набегания ленты на роликоопору; m_p

– масса ролика; K_ϵ – коэффициент восстановления;

$m_{np} = \frac{m_\kappa (a^2 + b^2)}{6a^2 g}$ – приведенная масса крупного куска, величина которой определяется как частное от

деления энергии вращающегося куска на квадрат скорости его вращения после взаимодействия [8].

В случае наличия на ленте КНК перегородок высотой H_{nep} угол предельного транспортирования крупных кусков в виде параллелепипеда определяется из условия равновесия моментов сил, действующих на кусок относительно точки «А» (рис. 1в)

$$m_\kappa g \sin \phi_\kappa \left(\frac{b}{2} - H_{nep} \right) = m_\kappa g \cos \phi_\kappa \frac{a}{2}, \quad (5)$$

где β – угол, образованный вертикалью и линией, соединяющей центр тяжести куска и вершины перегородки.

После преобразований выражения (5) получим $\text{tg} \phi_{\kappa \text{ пред}} = \text{tg} \beta = (0,5b - H_{nep}) / 0,5a$. (6)

Следовательно, предельный угол транспортирования крупных кусков ограничивается углом, определяющим высоту h_{cp} . Для овальных кусков условие равновесия на ленте КНК определяется из выражения: $\text{tg} \phi_{\kappa \text{ пред}} = f_\kappa$, где f_κ – коэффициент трения качения. При сегрегации крупных кусков в общем потоке насыпного груза происходит уменьшение предельного угла их транспортирования из-за «всплывания» кусков относительно перегородки на величину h_{cp} . В этом случае выражение для предельного угла примет вид

$$\text{tg} \phi_{\kappa \text{ пред}} = \text{tg} \beta_2. \quad (7)$$

Таким образом, при выборе предельного угла транспортирования КНК крупнокузовых грузов необходимо принимать наименьшее расчетное значение по формулам (1), (2), (3), (6), (7).

В ИГТМ НАНУ создан КНК для насыпных крупнокузовых грузов (рис. 2а-г), содержащий две тяговые металлокордовые ленты, огибающие приводные и натяжные барабаны, которые установлены на отдельных рамах. Две резинокордовые полосы соединяются между собой жесткими поперечинами треугольного сечения, между которыми расположена резинотканевая конвейерная лента, опирающаяся на поперечины с провисанием в каждом пролете. По периметру прогиба ленты с двух сторон жестко прикреплены к ее торцам упругие гофрированные борта, края которых выполнены в виде параболы с разной длиной ветвей. Превышение ветвей относительно друг друга определяется углом наклона КНК и формой образования емкостей, расположенных между лентой и бортами. Загрузка КНК насыпным грузом происходит непрерывно на конвейерную ленту при помощи загрузочного устройства. При этом каждая поперечина охватывается конвейерной лентой, которая к ним прижимается жестко без нарушения целостности ленты. Для предотвращения просыпей груза при загрузке его на КНК на загрузочном устройстве установлены направляющие борта из плотной резины, а в месте загрузки крупных кусков установлены устройства с амортизаторами. Разгрузка КНК происходит в верхней его части через приводной барабан самотеком из каждой емкости в бункер.

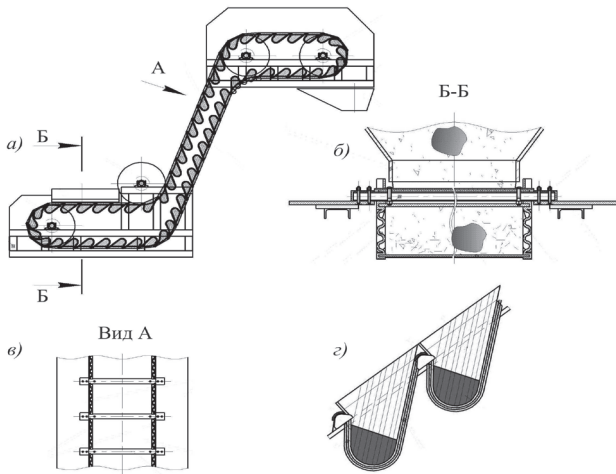


Рис. 2. Крутонаклонный конвейер конструкции ИГТМ НАН Украины: а) общий вид конвейера; б) поперечный разрез; в) вид сбоку; г) емкости с грузом в разрезе

Конвейер работает следующим образом: грузевая ветвь с емкостями, образованными конвейерной лентой и бортами, непрерывно заполняется крупнокусковым насыпным грузом и транспортируется тяговым органом при помощи приводного барабана. На линейной части КНК провисание резинокордовых полос с каждой стороны конвейера предотвращается отклоняющими барабанами и опорами скольжения. Крупность транспортируемого груза регламентируется расстоянием между поперечинами, размерами и конфигурацией бортов, и в каждом конкретном случае формируются емкости, соизмеримые с крупностью кусков.

Опыт создания и проектирования КНК конструкции ИГТМ НАНУ показал, что по сравнению с существующими конструкциями впервые получена возможность транспортировать крупнокусковые грузы, соизмеримые с шириной ленты. К основным параметрам КНК ИГТМ НАНУ можно отнести: производительность, шаг расстановки поперечин, геометрические размеры емкостей, сопротивление движению ленты и предельный угол транспортирования при заданных условиях. Геометрические параметры емкостей КНК определяются шириной ленты (B_n), которая принимается из соображений устойчивого движения тягового органа по направляющим, и вероятностью попадания двух крупных кусков одновременно в одно сечение потока насыпного груза. Согласно [7], крупнокусковый насыпной груз представляет собой непрерывный поток мелкокусковых фракций и размещенных в нем крупных кусков, соизмеримых с шириной ленты. Период следования крупных кусков друг за другом – случайная величина, и поэтому на практике практически не наблюдаются два крупных куска в одном сечении потока. Поэтому, исходя из условий нормальной загрузки груза в емкости КНК, необходимо выбирать шаг расстановки поперечин в следующих пределах

$$d_{\max} \leq l_n \leq 2d_{\max}$$

где d_{\max} – максимальный размер куска, м.

Производительность КНК определяется из выражения

$$Q = 3,6 \frac{FB_n}{l_n} \gamma V_n$$

где F – площадь поперечного сечения груза в емкости, m^2 ; B_n – ширина ленты, м; l_n – шаг расстановки треугольных поперечин, м; γ – плотность насыпного груза, t/m^3 ; V_n – скорость транспортирования груза, м/с.

Площадь поперечного сечения груза в емкостях определяется из выражений (рис. 3):

– для углов наклона КНК от 0 до 45° (рис. 3б)

$$F = \left[\pi R^2 + (2R + a)H_{np} + (R + a)^2 \cdot \operatorname{tg} \rho \right]; \quad (8)$$

– для углов наклона КНК от 45 до 75° (рис. 3в)

$$F = \left[\pi R^2 + (2R + a)H_{np} + \left(R + \frac{a}{2}\right)^2 \cdot \operatorname{tg} \rho \right]; \quad (9)$$

– для углов наклона КНК 75-90° (рис. 3г)

$$F = \left[\pi R^2 + 2R \left(\frac{H}{\cos \gamma} - R - h_{\min} \right) \right], \quad (10)$$

где $R = d_{\max}/2$ – радиус нижней части емкости, м; h_{\min} – допустимый зазор между грузом и размерами емкости, м; $(2R+a)$ – основание трапеции емкости, м; ρ – угол между вертикалью и короткой стороной емкости, град.

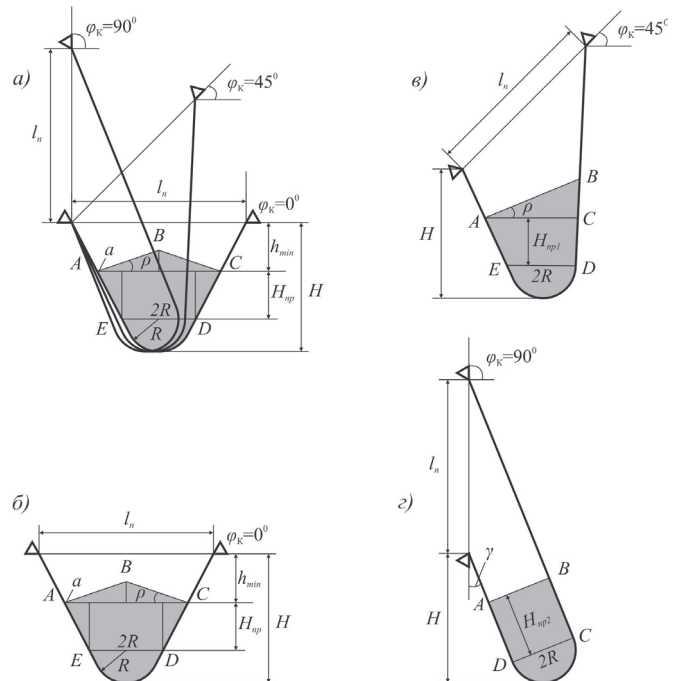


Рис. 3. Схема для определения площади поперечного сечения емкостей при различных углах наклона КНК: а) при различных углах наклона КНК; б) при угле наклона $\rho_k = 0^\circ$; в) при угле наклона $\rho_k = 45^\circ$; г) при угле наклона $\rho_k = 90^\circ$

Сравнивая расчетные данные по формулам (8)–(10) для площади поперечного сечения емкостей, получим погрешность не более 5 %, что вполне приемлемо для практических расчетов. Поэтому для рас-

чета площади поперечного сечения емкостей КНК конструкции ИГТМ НАНУ принимаем наиболее простую формулу (3).

Выводы и направление дальнейших исследований

На основании выполненных исследований можно сформулировать следующие выводы:

1. Разработаны рекомендации для расчета основных параметров КНК при проектировании для условий транспортирования крупнокусковых насыпных грузов.

2. Предложена конструкция КНК нового качества, позволяющая транспортировать насыпной груз крупностью свыше 300 мм при угле наклона конвейера от 0 до 90°.

Библиографический список

1. Перспективы крутонаклонного подъема на горных предприятиях / Е.Е. Шешко, В.И. Морозов, Н.Г. Картавий // Горный журнал. – 1996. – № 6. – С. 56–59.

2. Пертен Ю.А. Крутонаклонные конвейеры. – Л.: Машиностроение (Ленингр. отделение), 1977. – 216 с.

3. Паноян Р.Л. Крутонаклонные и вертикальные конвейеры (патентный обзор). – М.: ЦНИЭИуголь, 1987. – 62 с.

4. Анализ конструкций крутонаклонных конвейеров для глубоких карьеров / Е.Д. Николаев, В.Н. Дмитрин, А.С. Кастерин, А.И. Федоренко // Горный журнал. – 1999. – № 11–12. – С. 78–82.

5. ROCKETLIFT®... Передовая система крутонаклонной и вертикальной транспортировки на высоту до 500 метров / Metso minerals // [Проспект] №1809-05-04-WPC / St. Petersburg, 2004. – 21 с.

6. Крутонаклонные и вертикальные конвейеры за рубежом / В.А. Гендон, Ю.А. Пертен. – М.: ЦНИЭИуголь, 1972. – 62 с.

7. Управление процессом формирования насыпного груза в элементах загрузочных устройств конвейера / В.Ф. Монастырский, С.В. Монастырский // Сб. тр. «Математические заметки». – Якутск: Новосибирск СО РАН. – 1998. – С. 152–159.

8. Влияние соударения груза с роликоопорами на максимальный угол наклона конвейера / Г.К. Демин, О.Е. Шкарбун, Ю.А. Рыхальский, Э.Г. Кайтанджан // Транспортные и горные машины: Сб. научн. тр. – К.: Наукова думка, 1983. – С. 57–62.

Поступила 24.04.2013

УДК 622.73

Пилов П.И. /д.т.н./
ГВУЗ «НГУ»

Прядко Н.С. /к.т.н./
ИТМ НАН и ГКАУ

Наука

Моделирование замкнутых циклов измельчения руд на основе баланса контрольного класса крупности

Выполнен анализ замкнутых циклов тонкого измельчения руд с позиций решения главной технологической задачи – обеспечения раскрытия вкрапленных минералов при минимальных затратах энергии. На основе баланса расчетного класса составлены модели основных типов замкнутых циклов измельчения, используемых при обогащении железистых кварцитов, адекватность которых проверена по показателям измельчения, достигнутым на обогатительных фабриках Кривбасса. С помощью разработанных моделей установлена степень влияния granulометрического состава измельчаемого материала на производительность мельницы, выявлен рост производительности мельниц при снижении содержания готового класса в их питании, что определяется эффективностью гидравлической классификации в замкнутом цикле. Ил. 3. Табл. 2. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: тонкое измельчение руд, замкнутый цикл, баланс расчетного класса, удельная производительность, эффективность классификации

The analysis of the thin grinding closed cycle of minerals is carried out from position of the main technological problem decision - maintenance of the interspersed mineral disclosing at the minimal expenses of energy is executed. On the basis of a design class balance basic type models of the grinding closed cycles used at ferrous quartzite enrichment are made, its adequacy is checked up on the grinding parameters achieved at Krivbas concentrating factories. With the help of created models the influence degree of grinding material size distribution on mill productivity is established, a growth of mill productivity is revealed at decrease in the ready class contents of their feed that is determined by the hydraulic classification efficiency in the closed cycle.

Keywords: thin grinding of minerals, the closed cycle, design class balance, specific productivity, efficiency of classification.

Введение

Снижение энергопотребления при измельчении полезных ископаемых всегда являлось актуальной за-

дачей, поскольку этот процесс капиталоемкий, энергоемкий и оказывает существенное влияние на себестоимость продукции обогатительных фабрик.

© Пилов П.И., Прядко Н.С., 2013 г.

Технологической задачей измельчения на обогатительных фабриках является раскрытие минералов тонковкрапленных руд. Раскрытие должно осуществляться при минимальном переизмельчении вкрапленных. На переизмельчение дополнительно расходуется энергия, а образовавшиеся тонкодисперсные частицы ухудшают условия сепарации минералов, что приводит к потерям полезного компонента.

Для снижения влияния указанных факторов в промышленности используют технологии измельчения в замкнутых циклах. Идеология замкнутых циклов состоит в том, что из мельницы за счет движения транспортирующей среды (вода, воздух) извлекают заведомо недоизмельченный материал, который во внешнем классификаторе (гидравлические и пневматические классификаторы, циклоны, грохоты) разделяется на готовый по крупности продукт и крупный, направляемый на доизмельчение в ту же мельницу. Этот продукт является циркулирующей нагрузкой.

К измельчаемому материалу в мельнице через измельчающую среду с определенной интенсивностью (например, пропорциональной мощности электропривода) подводится энергия, которая расходуется на деформацию измельчаемого материала и образование новой поверхности при его разрушении. Удельные энергозатраты на единицу массы измельченного материала при этом составят $e = N/Q$, кВт·ч/т, следовательно, снижение энергопотребления при измельчении в данном агрегате возможно при увеличении его производительности при условии выполнения технологической задачи – получение измельченного продукта с заданной дисперсностью.

Анализ предыдущих публикаций и постановка задачи

Исходя из идеологии замкнутых циклов, из измельчаемого материала (исходный материал, циркулирующая либо комбинированная нагрузка) перед подачей его в мельницу необходимо удалить частицы, крупностью менее крупности готового продукта. Кроме того, при мокром измельчении необходимо кондиционировать пульпу по содержанию твердой фазы,



Рис. 1. Схема замкнутого цикла измельчения руд с контрольной классификацией разгрузки мельницы

т.е. классификация по крупности должна осуществляться перед подачей материала в мельницу и при выходе из него. Однако, технологическая необходимость применения предварительной классификации, либо совмещения ее с контрольной классификацией определяется конкретными условиями измельчения.

Из опыта обогащения руд [7, 8] следует, что для первой стадии измельчения, когда в мельницу поступает дробленая руда, целесообразно применять замкнутый цикл с контрольной классификацией слива мельницы и возвратом в мельницу песков классификатора в виде циркулирующей нагрузки (рис. 1).

Для тонкого измельчения руд (вторая и последующие стадии) целесообразно применение замкнутых циклов с предварительной и контрольной классификациями, совмещенными в одном аппарате, например, в гидроциклоне (рис. 2). Каждый из продуктов замкнутых циклов измельчения характеризуется величиной массового расхода Q, поверхностью S и функцией распределения частиц по крупности φ(x). Операция классификации измельченных продуктов по крупности имеет сепарационную характеристику E(x) – зависимость вероятности извлечения частиц от их крупности.

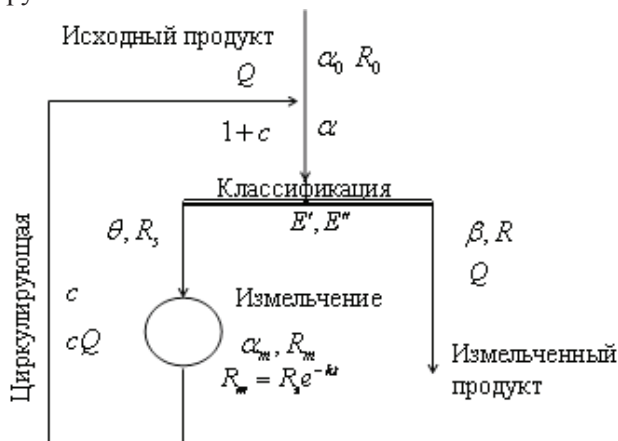


Рис. 2. Схема замкнутого цикла тонкого измельчения руд с совмещением предварительной и контрольной классификации

В мельнице к измельчаемому материалу через измельчающую среду подводится энергия ΔN, что вызывает разрушение частиц и образование новой поверхности ΔS, при этом, согласно гипотезе Риттингера [1] ΔN ~ ΔS.

Моделирование замкнутых циклов измельчения с целью оптимизации их параметров для увеличения производительности мельницы нами предпринято в работе [4]. Основой моделирования является то, что согласно гипотезе Риттингера прирост вновь образованной поверхности пропорционален количеству подведенной энергии. А увеличившейся поверхности соответствует новая дисперсность, которая описывается соответствующей функцией распределения.

Дальнейшее развитие такого подхода должно осуществляться после установления функций распределения частиц по крупности в измельченном продукте и взаимосвязи гранулометрического состава с удель-

ной поверхностью, а также получения уравнения кинетики измельчения на основе пропорциональности величины вновь образованной поверхности измельченных частиц времени процесса.

В единицу времени в мельницу поступает материал в количестве Q . Его разделение на готовый по крупности продукт и тот, который должен поступить на повторное измельчение (циркулирующая нагрузка C), осуществляется в операции классификации. Ее результаты зависят от сепарационной характеристики классификатора $E(x)$, определяемой сочетанием конструктивных и режимных параметров аппарата.

Учитывая изложенные выше сложности описания замкнутых циклов измельчения, в работе рассматривается упрощенная модель, сущность которой состоит в том, что процесс измельчения рассматривается как превращение крупных классов в мелкие. При этом часть энергии, подводимой к измельчаемому материалу, продуктивно расходуется именно на это превращение. Другая часть энергии расходуется на переизмельчение уже готового продукта. Пропорции между этими энергозатратами определяются содержанием контрольного класса в продукте, поступающем в мельницу θ , т.е. продуктивные затраты энергии пропорциональны $1-\theta$. Здесь и далее содержания расчетного класса представлены в долях единицы.

Для снижения энергопотребления при тонком измельчении руд необходимо для данной руды с ее физико-механическими свойствами выбрать режим измельчения, обеспечивающий максимально возможную производительность по образованию контрольного класса крупности при обеспечении такого его содержания, которое позволяет получить необходимую степень раскрытия вкрапленных минералов.

Основной материал исследования

Для выяснения степени влияния управляемых факторов на производительность мельницы рассмотрим замкнутые циклы измельчения (рис. 1, 2), применяемые на современных обогатительных фабриках. К управляемым факторам мы относим время пребывания измельчаемого материала в мельнице и сепарационную характеристику классификатора. Исходя из принятого формата рассмотрения процесса измельчения, эту сепарационную характеристику целесообразно представить в виде показателей вероятности извлечения в готовый продукт (слив классификатора) класса крупности менее E' и более расчетного E'' .

Модели рассматриваемых замкнутых циклов измельчения составим на основе уравнений баланса расчетного класса в операции классификации и смешения продуктов. В качестве показателя, характеризующего крупность продукта, используем величину остатка R на контрольном сите в размерности долей единицы.

Кинетику измельчения, т.е. закономерности уменьшения во времени остатка R на контрольном сите, примем на основании принятого в практике уравнения [1, 6-9]

$$R = R_0 e^{-kt}, \tag{1}$$

где R_0 - начальный остаток на контрольном сите; k - константа скорости измельчения; t - время измельчения.

Рассмотрим замкнутый цикл измельчения с контрольной классификацией измельченного продукта с получением готового по крупности и циркулирующей нагрузки (рис. 1).

Баланс остатка контрольного класса в операции классификации по крупности описывается уравнением

$$(1+c)R_m = R + cR_s, \tag{2}$$

откуда остаток контрольного класса в измельченном продукте

$$R = \frac{(1+c)R_m E''}{(1+c)R_m E'' + (1+c)(1-R_m)E'} = \frac{R_m E''}{R_m E'' + (1-R_m)E'}, \tag{3}$$

либо

$$R = R_m (1+c) E'', R_m = \frac{R}{E''(1+c)}. \tag{4}$$

С другой стороны, остаток контрольного класса в разгрузке мельницы R_m можно определить по кинетике измельчения, зная, что на измельчение поступает комбинированная загрузка (исходный продукт и циркулирующая нагрузка) с остатком контрольного класса R_n

$$R_m = R_n e^{-kt}. \tag{5}$$

Остаток контрольного класса в загрузке мельницы определяется из уравнения его баланса

$$R_n = \frac{R_0 + R(1-E'')/E''}{1+c}. \tag{6}$$

Учитывая (5), после преобразований, получаем

$$e^{kt} = E'' \left(\frac{R_0}{R} - 1 \right) + 1 = A. \tag{7}$$

Поскольку время пребывания измельчаемого материала в мельнице определяется ее рабочим объемом V_m и объемным расходом материала и транспортирующей среды через мельницу Q_v , то:

$$t = \frac{V_m}{Q_v (1+c)} = \frac{1}{q_v (1+c)}. \tag{8}$$

Здесь q_v - удельная объемная производительность мельницы по исходному продукту. Ее значение может быть получено с учетом (7) в виде

$$q_v = \frac{k}{\ln A(1+c)}. \tag{9}$$

В практике обогащения полезных ископаемых принято использовать в качестве комплексного критерия, отображающего способность данной мельницы измельчать крупные частицы (крупнее контрольного класса) данного материала, удельную производительность по вновь образованному классу

$$q_a^V = q_v (R_0 - R) = \frac{k(R_0 - R)}{\ln A(1+c)}. \tag{10}$$

Выражение $(1+c)$ может быть определено из баланса крупного в операции классификации

$$1 = (1+c)R_m E'' + (1+c)(1-R_m)E', \tag{11}$$

тогда с учетом (4) получаем

$$1 + c = \left(1 + R \frac{E' - E''}{E''}\right) / E' \quad (12)$$

Во второй и последующих стадиях измельчения применяют замкнутые циклы с совмещением предварительной и контрольной классификации (рис. 2). Отличительной особенностью таких циклов является то, что в мельницу поступают только пески классификатора после выделения готового продукта, как из исходного материала цикла, так и из разгрузки мельницы.

Используя, как и в предыдущем случае, уравнения баланса по остатку контрольного класса крупности при аналогичных преобразованиях, получаем

$$(1 + c) R_n = R_m c + R_0; \quad (13)$$

$$R = \frac{R_n E''}{R_n E'' + (1 - R_n) E'} = R_n E'' (1 + c); \quad (14)$$

$$R_n (1 + c) = R + R_s c; \quad (15)$$

$$R_m = R_n e^{-kt}; \quad (16)$$

$$e^{kt} = \frac{1 - E''}{1 - \frac{R_0}{R} E''} = A; \quad (17)$$

$$q_a^V = \frac{k(R_0 - R)}{\ln A(1 + c)}; \quad (18)$$

$$1 + c = \left(1 + R \frac{E' - E''}{E''}\right) / E'. \quad (19)$$

Сопоставляя представленные модели замкнутых циклов измельчения, следует отметить, что формулы (10) и (18) для расчета производительности мельницы по вновь образованному классу q_a^V и формулы (12) и (19) для определения величины комбинированной нагрузки $(1 + c)$ идентичны. Отличны лишь выражения для параметра А, определяемого соотношением остатка контрольного класса до и после измельчения и степенью извлечения этого класса в слив классификатора. Для замкнутого цикла измельчения с контрольной классификацией разгрузки мельницы (рис. 1) он определяется исходя из формулы (7), а для

Таблица 1. Показатели работы рудоразмольных мельниц железорудных обогатительных фабрик [8]

	q	q ₇₄	q ₇₄ ^V	α	β	g	R ₀	R _s	R	E'	E''	q _{a расч} ^V
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
I	1,98	1,07	0,3057	28,27	60	11,3	0,7173	0,887	0,4	0,7395	0,1943	0,3114
	2,5	0,837	0,186	43,04	80	30,6	0,5696	0,694	0,2	0,4682	0,0884	0,1902
	1,95	0,234	0,0468	81,53	96,4	77,6	0,1847	0,224	0,036	0,263	0,0611	0,0451
	2,15	0,9	0,2571	29,51	68	14,7	0,7049	0,853	0,32	0,6402	0,1261	0,3057
	1,51	0,55	0,1375	41,1	94,5	27,4	0,589	0,726	0,055	0,4782	0,0354	0,1385
	2,06	1,12	0,32	28,72	60	14,5	0,7128	0,855	0,4	0,6529	0,1754	0,3071
	2,63	0,96	0,2133	41,34	85	28	0,5866	0,72	0,15	0,4811	0,0598	0,2013
II	2	0,28	0,056	81,06	95,5	76,5	0,1894	0,235	0,045	0,2887	0,065	0,0577
	2,49	1,38	0,3943	30,68	63	14,5	0,6932	0,855	0,37	0,6955	0,2052	0,4381
	2,38	0,98	0,2178	49,32	83	26,8	0,5068	0,732	0,17	0,6743	0,1344	0,2223
	1,74	0,29	0,058	81,54	96	71,2	0,1846	0,288	0,04	0,5063	0,1177	0,0595
	2,79	1,48	0,4229	32,67	56,3	14,5	0,6733	0,855	0,437	0,7492	0,2822	0,438
	2,8	0,77	0,1711	54,7	88	41,7	0,453	0,583	0,12	0,4687	0,103	0,1727
	2,03	0,293	0,0586	82,77	97,8	77,5	0,1723	0,225	0,022	0,3167	0,0471	0,0622
III	4,53	2,13	0,6086	24,9	62,5	10,1	0,751	0,899	0,375	0,709	0,1411	0,5873
	1,7	0,58	0,1289	61,09	86	49	0,3891	0,51	0,14	0,5106	0,2004	0,1295
	1,78	0,3	0,06	88,16	94,5	85,5	0,1184	0,145	0,055	0,3338	0,1587	0,0595
	3,5	1,6	0,4571	34,19	62	20,8	0,6581	0,792	0,38	0,6137	0,2357	0,4875
	2,75	0,95	0,2111	52,09	89	38,2	0,4791	0,618	0,11	0,4842	0,0929	0,2122
	1,81	0,4	0,08	86,62	97	83,2	0,1338	0,168	0,03	0,2772	0,0555	0,0827
IV	3,25	1,95	0,5571	30,18	61	11,7	0,6982	0,883	0,39	0,7407	0,1541	0,5466
	2,53	0,78	0,1733	50,14	92,8	39,2	0,4986	0,608	0,072	0,3971	0,0597	0,1746
	2,06	0,17	0,034	84,85	98,3	79,2	0,1515	0,208	0,017	0,3677	0,0702	0,0346
	3,77	1,97	0,5629	28,11	63	5,4	0,7189	0,946	0,37	0,8782	0,1654	0,5571
	2,44	0,91	0,1936	47,27	94,2	35,4	0,5273	0,646	0,058	0,4139	0,0412	0,2038
	1,83	0,33	0,066	90,9	96,5	85	0,091	0,15	0,035	0,506	0,1295	0,0647
V	2,6	1,63	0,4657	32,34	55	10,2	0,6766	0,898	0,45	0,8718	0,4605	0,4689
	2,62	0,75	0,1667	46,77	88	36	0,5323	0,64	0,12	0,4278	0,106	0,1714
	1,8	0,24	0,048	76,26	98	67,8	0,2374	0,322	0,02	0,3815	0,0564	0,0492

замкнутого цикла измельчения с совмещением предварительной и контрольной классификации (рис. 2) – из формулы (17).

Таким образом, в результате моделирования получена зависимость для удельной производительности мельницы по вновь образованному контрольному классу при выполнении технологического задания получения требуемой дисперсности измельченного продукта. Рост производительности в данных условиях обеспечивается повышением эффективности классификации по крупности разгрузки мельницы за счет улучшения сепарационной характеристики. Для данной модели это достигается при увеличении степени извлечения E' в слив частиц крупностью менее контрольной и снижении степени извлечения частиц крупностью более контрольной E'' . При неизменной мощности электропривода с ростом производительности мельницы снижаются и удельные энергозатраты

$$e = \frac{N}{Q} = \frac{N(\beta - \alpha_0)}{q_a^V \delta V} = \frac{N(R_0 - R)}{q_a^V \delta V}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т} \quad (25)$$

Таким образом, дальнейшие задачи исследований сводятся к доказательству адекватности моделей замкнутых циклов и их использование для выбора конструктивных и режимных параметров, обеспечивающих снижение энергозатрат на измельчение за счет роста производительности (табл. 1).

В первой колонке табл. 1 помещены номера горно-обогажительных комбинатов Криворожского железорудного бассейна: I – Южный, II – Ново-Криворожский, III – Центральный, IV – Северный, V – Ингулецкий.

Колонки 2 и 3 содержат значения удельной производительности (т/ч·м³) по исходному продукту q и по вновь образованному классу -74 мкм q_{74}^V из источника [8]. В колонке 4 приведены значения удельной объемной производительности по вновь образованному классу -74 мкм q_{74}^V (м³/ч·м³), полученные путем деления значений из колонки 3 на плотность измельчаемого материала. Содержание класса крупности менее 74 мкм в питании гидравлического классификатора α , в его сливе β и в песках \mathcal{G} в колонках 5, 6 и 7 соответствуют значениям из источника [8].

В колонках 8, 9, 10 в долях единицы представлены рассчитанные значения остатка контрольного класса в исходном продукте цикла измельчения R_o , в песках классификатора R_s и в его сливе (готовом, измельченном продукте) R . В колонках 11 и 12 представлены параметры сепарационной характеристики классификатора: извлечение в слив частиц крупностью менее E' и более контрольной E'' .

Анализ данных, приведенных в табл. 1, позволяет сделать вывод о том, что наиболее тесная корреляционная связь удельной объемной производительности по вновь образованному расчетному классу наблюдается с его содержанием в песках классификатора, образующих циркулирующую нагрузку. Коэффициент достоверности аппроксимации колеблется от 0,9557 до 1 (табл. 2). Это свидетельствует о высокой степени корреляции сопоставляемых величин и о наличии, при более детальном рассмотрении, их нелинейной связи.

Таблица 2. Результаты аппроксимации зависимости удельной производительности по вновь образованному классу -74 мкм от его содержания в песках классификатора

	Уравнение	R^2	$q_a^V \text{ max}$
1	2	3	4
I	$q_{74}^V = 0,4037e^{-0,027,\mathcal{G}}$	0,9557	0,4037
II	$q_{74}^V = 0,6055e^{-0,032,\mathcal{G}}$	0,9829	0,6055
III	$q_{74}^V = 0,7315e^{-0,029,\mathcal{G}}$	0,9570	0,7315
IV	$q_{74}^V = 0,6837e^{-0,033,\mathcal{G}}$	0,9346	0,6837
V	$q_{74}^V = 0,6939e^{-0,039,\mathcal{G}}$	1,0000	0,6930

Такая нелинейность, вероятно, связана с тем, что гипотеза Риттингера в области тонкого измельчения не подтверждается, о чем отмечается в [1]. Вместе с тем, приведенная аргументация свидетельствует о снижении удельной производительности мельниц по вновь образованному классу при увеличении его содержания в питании мельницы. Когда содержание расчетного класса равно нулю, то удельная производительность мельницы будет иметь максимальное значение (колонка 4 табл. 2).

Эта величина может быть принята в качестве константы мельницы при измельчении данной руды и используется в уравнении кинетики измельчения (6) и в формулах (11) и (22) для расчета производительности замкнутых циклов измельчения. Ее применение в расчетах совместно с данными табл. 1 позволило рассчитать удельную производительность мельниц в замкнутом цикле (колонка 13 табл. 1). Сопоставление полученных результатов со значениями, достигнутыми в промышленности (колонка 4 табл. 1) представлено на рис. 3.

Высокое значение коэффициента надежности аппроксимации и угловой коэффициент линейного уравнения, близкий к единице, позволяют утверждать, что разработанные модели замкнутых циклов измельчения адекватны во всем рассмотренном диапазоне изменения режимных параметров.

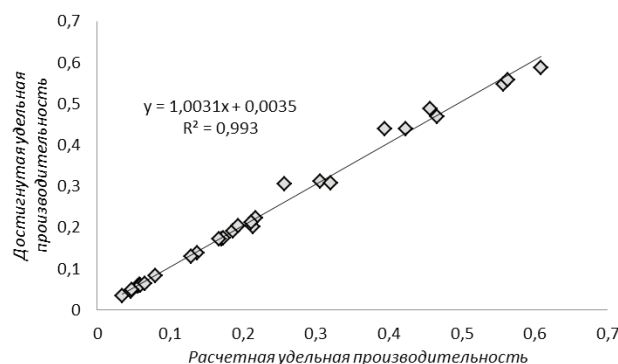


Рис. 3. Результаты сопоставления расчетной и достигнутой в промышленности удельной объемной производительности мельниц по классу - 74 мкм

Анализ разработанных моделей позволяет

сделать вывод о значительной роли классификации по крупности в циклах измельчения, эффективность которой предопределяется ее сепарационной характеристикой (в данных моделях это извлечения в слив классификатора мелкого F^r и крупного F^n классов), а также соотношение крупности исходного и готового продуктов цикла измельчения.

Этот анализ, а также приведенная выше экспериментальная зависимость удельной производительности мельницы от содержания расчетного класса в песках классификатора подтверждают, что снижению этого содержания способствует повышение эффективности классификации разгрузки мельницы. Для мокрого измельчения разработаны и апробированы в промышленных условиях технологии гидравлической классификации [3, 5], применение которых обеспечит повышение производительности замкнутых циклов измельчения и снижение удельных энергозатрат. Безусловно, применение более совершенных технологий гидравлической классификации потребует дополнительных энергозатрат, но они на порядок ниже, чем их экономия при измельчении.

Выводы

Разработанные математические модели замкнутых циклов измельчения, подтвержденные показателями измельчения железных руд в промышленных условиях, могут использоваться для проектирования технологий измельчения и совершенствования существующих, путем повышения эффективности классификации по крупности измельчаемых продуктов.

Библиографический список

1. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. - М.: Недра, 1981. – 343 с.

2. Измельчение. Энергетика и технология / Г.Г. Пивняк, Л.А. Вайсберг, В.И. Кириченко и др. - М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2007. – 296 с.

3. Пилов П.И. Принципы минимизации водопотребления при обогащении магнетитовых кварцитов // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 1998. – № 4. – С. 60–63.

4. Пилов П.И., Прядко Н.С. Моделирование замкнутых циклов измельчения на основе гипотезы Риттингера // *Обогащение полезных ископаемых.* – 2012. – №51(92). – С. 98–107.

5. Пилов П.И., Ширяев А.А., Салищева Е.П. Разработка технологии тонкого измельчения окисленных железных руд с получением плотных сливов классификации В кн.: *Обогащение слабомагнитных руд черных металлов.* - М.: Недра, 1984. – С. 3–11.

6. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик / Уч. для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. – 518 с.

7. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского. 2-е изд., перераб. и доп. // М.: Недра, 1982. – 366 с.

8. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е. П. Белецкий, А. А. Ширяев и др. 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - М.: Недра, 1980. – 527 с.

9. H. Schubert. Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe / Band 1. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie. Leipzig, 1968.

Поступила 07.10.2013



ЖУРНАЛ "МГП" - ДЛЯ ТЕХ, КТО РАБОТАЕТ В МЕТАЛЛУРГИИ И ДЛЯ МЕТАЛЛУРГИИ!

Стоимость рекламы (в гривнах):

<i>Площадь, формат</i>	<i>Чёрно-белая</i>	<i>Полноцветная</i>
<i>1 стр. обложки (½ стр)</i>		5 000
<i>4 стр. обложки:</i>		
<i>страница (A4)</i>	-	5 000
<i>на страницах журнала:</i>		
<i>страница (A4)</i>	1 000	2 000
<i>½ стр.</i>	500	1 000
<i>Вложение в журнал рекламных листовок: A4 – 1 грн.; A5 – 0,5 грн.</i>		
<i>Публикация статьи на правах рекламы – 750 грн за страницу.</i>		

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**

УДК 622.831: 624.131 (043.3)

Васильев Л.М. /д.т.н./, Васильев Д.Л. /к.т.н./, Усов О.А. /к.т.н./

ИГТМ НАН Украины

Аналитическое построение диаграмм «напряжение – деформация» образцов горных пород при их усеченно – клиновой форме разрушения

Разработан аналитический метод расчёта предела прочности и построения диаграмм «нормальное напряжение–продольная деформация» при усеченно-клиновой форме разрушения образцов с использованием экспериментальных значений трёх показателей свойств горных пород – предела сопротивляемости сдвигу, коэффициентов внутреннего и внешнего трения. Достоинством метода является его доступность и оперативность получения исходных данных для построения диаграмм «напряжение–продольная деформация» и определения предела прочности горных пород непосредственно в производственных условиях на горных предприятиях. Ил. 2. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: горная порода, предел прочности, разрушение, трещина, диаграмма «напряжение–деформация»

An analytical method for calculating of breaking point and charting «normal stress-longitudinal deformation» at the form of a truncated wedge destruction of samples from the experimental values of the three indicators of the properties of rocks - the limit of shear strength, coefficients of internal and external friction - was developed. The advantage of this method is available and efficiency get the initial data for charting «stress-longitudinal deformation» and determined of breaking point of rock directly under production conditions at the mining enterprises.

Keywords: mountain breed, breaking point, destruction, crack, a diagram is «stress–deformation».

Постановка проблемы

Одной из важных информационных характеристик, необходимых для осознанного управления напряжённо-деформированным состоянием массива горных пород, является диаграмма «напряжение – продольная деформация» разрушения образцов горных пород.

В 1960-е гг. в бывшем СССР и за рубежом для получения достоверных данных по пределу прочности и запредельным кривым были созданы специальные прессы, оснащённые необходимой аппаратурой регистрации напряжений и перемещений. В бывшем СССР такие прессы имелись в отдельных НИИ (ВНИМИ, ИГТМ НАНУ, ИФГП НАНУ, ИГД им. Скочинского, ИГМОН НАН Киргизстана и др.). Но они требуют высококвалифицированного обслуживания и находятся вдали от горных предприятий, где и как раз нужна оперативная информация о свойствах горных пород. Поэтому имеется необходимость в разработке метода теоретического построения упомянутых диаграмм при знании свойств горных пород, определяемых более простыми способами, доступными для лабораторий производственных предприятий. Известно, что при одноосном сжатии образцов квадратного сечения образуется 5 форм разрушения. Наиболее распространённая из них – усеченно – клиновая.

Цель работы - разработать метод построения и построить диаграммы «нормальное напряжение – продольная деформация» для усеченно–клиновой формы разрушения образцов горных пород с использованием показателей свойств горных пород, измерения которых доступны в лабораториях горных предпри-

ятий.

Анализ публикаций, посвящённых тематике работы

В [1] отражён анализ запредельных кривых на основе условия Кулона-Мора, но без учёта контактного трения. Анализ построен на формальной процедуре оценки характеристик запредельных кривых. Автором рассмотрены частные случаи этих кривых без связи с формами разрушения горных пород. Например, случай идеально хрупкого материала (модуль спада равен бесконечности), когда характеристики совпадают с главными направлениями составляющих тензора напряжений, а так же частный случай при угле внутреннего трения и угле спада, равным нулю.

В [2] предпринята попытка изыскания подхода к построению аналитических запредельных кривых разрушения. Сформулированы условия на границах раздела областей упругого, пластического и запредельного деформирования. Показано, что в задаче о трещине при бесконечном значении модуля спада вместо падения максимального касательного напряжения наблюдается его неограниченный рост. Однако, изложенных положений недостаточно для построения запредельных кривых и диаграмм «напряжение – продольная деформация», тем более при наличии контактного трения. Поэтому нам не пришлось встречать в публикациях автора упомянутые диаграммы в законченном виде.

Построение запредельных кривых предлагается определять по следующей методике. Предполагаем, что в вершине трещины хрупкий материал породы подчиняется закону Гука [3]. По мере развития тре-

щины часть материала выходит из-под нагрузки (рис. 1). При знании значений координат вершины одной или двух трещин в каждый момент их развития можно определить несущую часть материала образца, которая равна первоначальной длине последнего за вычетом части, вышедшей из-под нагрузки. Вышедшая из-под нагрузки часть легко определяется по геометрии линии скольжения (ЛС). При знании предельных средних нагрузок несущей части образца можно определить по закону Гука величину деформации.

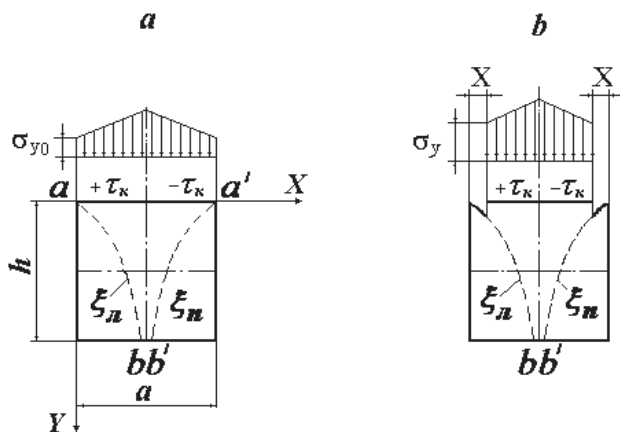


Рис. 1. Схема развития трещин и формирования нормальных контактных нагрузок: а – в исходном положении; б – в момент развития трещин

Математически это можно изобразить в виде простых формул. Запишем текущее значение суммы единичных нормальных напряжений – силу, действующую на контактную поверхности – в виде

$$P = 2 \int_x^{0,5a} \sigma_{y0} \cdot F(x) dx \quad (1)$$

где σ_{y0} – нормальное напряжение, при котором развивается трещина по усеченно-клиновидной форме при $x = 0$; $F(x)$ – функция приращения нормального напряжения на единичной контактной поверхности образца, не вышедшей из-под нагрузки.

Коэффициент, равный двум, означает две симметричные половины образца. Вышедшая из-под нагрузки часть образца определяется по значениям абсциссы вершины трещины как $x_\xi = n \cdot \Delta h \cdot \text{ctg } \alpha$, где n – число слоев по ординате y ; α – угол наклона ЛС в вершине трещины относительно оси абсцисс x ; Δh – высота слоя. Разделив значение силы на длину несущей части, найдем текущее значение среднего давления

$$p = 2 \int_x^{0,5a} \sigma_{y0} \frac{F(x) dx}{a_i} \quad (2)$$

где a_i – длина единичной несущей части образца.

В свою очередь, продольная деформация по закону Гука является функцией среднего давления p и модуля упругости E , т.е.

$$\varepsilon = \frac{p}{E} \quad (3)$$

Используя формулы (2) и (3), можно записать

$$\varepsilon = 2 \int_x^{0,5a} \sigma_{y0} \frac{F(x) dx}{a_i \cdot E} \quad (4)$$

Следовательно, мы получили связь фактического (истинного) удельного давления (напряжения) с деформацией, которая позволяет построить линейную (истинную) диаграмму «нормальное напряжение – продольная деформация».

Теперь, используя эту диаграмму, можно перейти к напряжениям по начальной длине a для построения общепринятой условной диаграммы. Для построения запредельных кривых по начальной длине следует значение текущего среднего давления уменьшить соответственно соотношению несущей площадки к первоначальной единичной длине. Тогда на основании (4), получим

$$\sigma_c = 2 \int_x^{0,5a} \sigma_{y0} \frac{F(x) dx}{a_i} \cdot S = \varepsilon \cdot E \cdot S \quad (5)$$

где S – относительная несущая площадка, равная $\frac{a_i}{a}$.

С использованием значения продольной деформации ε и напряжения σ_c по соотношению (5) осуществляется построение диаграммы «напряжение – продольная деформация». Надо отметить, что формулы (1)–(5) корректируются для каждой формы разрушения.

Следовательно, зная значение напряжения σ_c и продольной деформации в каждый момент положения трещины в образце представляется возможным построение аналитической зависимости $\sigma_c = \Psi(\varepsilon)$. Угол наклона запредельной кривой $\sigma_c = \Psi(\varepsilon)$, так называемый модуль спада M , будет определяться модулем упругости, интенсивностью роста p и относительной несущей длины S образца.

В качестве примера возьмем усеченно-клиновидную форму разрушения (рис. 1), получаемую экспериментально при раздавливании образцов на прессах. Усеченно-клиновидная форма разрушения образцов горных пород характеризуется отсутствием пересечения трещины с вертикальной линией симметрии. Как видно из формулы (5), для расчета нужно иметь расчетные формулы для напряжений в вершине трещины в каждый момент её развития.

Изобразим образец кубической формы, на контактных плоскостях которого приложены касательные напряжения τ_k от трения, направленные против деформации. Для верхней части левой половины образца направление τ_k со знаком «плюс» принимается против поперечной деформации по контакту образца, для нижней части – со знаком «минус». Для правой половины образца знаки τ_k принимаются противоположные. Образец вследствие деформации приобретает выпуклую форму, что позволяет в угловых областях образца учесть правило парности касательных напряжений.

Закономерности распределения нормальных и касательных принимаем по Л. Прандлю [4]: касатель-

ные напряжения принимаются постоянными, а нормальные – линейными. Распределение контактных нормальных напряжений описывается формулой

$$\sigma_{yi} = \sigma_{y0} \left(1 + \frac{2f \cdot x}{h} \right) \quad (6)$$

где f – коэффициент контактного трения; h – высота образца.

В [5] изложен метод определения напряжения σ_{y0} и предела прочности применительно к этому распределению. Несколько пояснений относительно метода. Он основан на теории линий скольжения и на критерии эффективных касательных напряжений τ_3 в вершине трещин согласно Кулону

$$\tau_3 = \tau_a - \mu \sigma_a \quad (7)$$

где τ_a и σ_a – активные касательные и нормальные напряжения на наклонной площадке в вершине трещины; μ – коэффициент внутреннего трения.

Напряжения τ_a и σ_a описываются известными формулами [6]. После исследования на экстремум и соответствующих преобразований по известному правилу Генки получено важное дифференциальное уравнение

$$\frac{d\sigma_a}{d\alpha_{ba}} = 2(k_n + \mu\sigma_a) \quad (8)$$

где k_n – предел прочности материала сдвигу; α – угол наклона ЛС ζ .

Для решения этого уравнения получены формулы для расчета нормальных напряжений в любой точке на линии скольжения ζ

$$\sigma_{\alpha_\zeta} = \tau_y \cdot \cos \rho \cdot \sqrt{1 - b_\zeta^2}, \quad (9)$$

где $\rho = \arctg \mu$ – угол внутреннего трения; τ_{xy} – касательные напряжения в вершине трещины.

На нижней контактной плоскости в точке b (рис. 1)

$$\sigma_{\alpha_b} = \sigma_y (1 - \sin \rho \sqrt{1 - b_b^2}) - \tau_\kappa \cdot \cos \rho \sqrt{1 - b_b^2}; \quad (10)$$

$$b_\zeta = \frac{\tau_{xy}}{k_n + \mu\sigma_y}; \quad (11)$$

$$b_b = \frac{\tau_\kappa}{k_b + \mu\sigma_{yb}}, \quad (12)$$

где σ_y – нормальное напряжение в вершине трещины; $\sigma_{yb} = \sigma_y \left(1 + \frac{2f \cdot x_b}{h} \right)$ – нормальное напряжение в точке b ; x_b – абсцисса в точке b ; τ_κ – контактное касательное напряжение; k_b – эффективное касательное напряжение в точке b .

Напряжение k_b меньше k_n до тех пор, пока трещина не выйдет на нижнюю контактную поверхность в точку b , в которой $k_b = k_n$.

Касательное напряжение τ_{xy} определяется по принципу линейного затухания от контактных плоскостей. С учетом закона Кулона-Амонтона это на-

$$\tau_{xy} = \tau_\kappa \left(1 - \frac{2Y}{h} \right) = f\sigma_y \left(1 - \frac{2Y}{h} \right). \quad (13)$$

Угол наклона ЛС ζ определяется по формуле

$$\alpha = \frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2} + \beta_\zeta, \quad (14)$$

где β_ζ – угол поворота ЛС от контактного трения.

Параметр β_ζ в любой точке ЛС ζ определяется по формуле

$$\beta_\zeta = \frac{1}{2} \arctg \frac{f\sigma_y \cdot \left(1 - \frac{2Y}{h} \right) \cos \rho}{(k_n + \mu\sigma_y) (\sin \rho - \sqrt{1 - b_\zeta^2})}, \quad (15)$$

а β_b на нижней контактной плоскости в точке b – по формуле

$$\beta_b = -\frac{1}{2} \arctg \frac{f\sigma_{yb} \cdot \cos \rho}{(k_n + \mu\sigma_{yb}) (\sin \rho - \sqrt{1 - b_b^2})}. \quad (16)$$

Угол поворота ЛС ζ для уравнения (8) определяется по выражению

$$\alpha_b = \beta_b + \beta_\zeta. \quad (17)$$

Используя выражения (9)–(17) при решении дифференциального уравнения (8) и опуская громоздкие преобразования, получим систему уравнений для расчета нормального сжимающего напряжения на линии скольжения ζ в образце правильной формы (например, для параллелепипеда)

$$\left\{ \sigma_{y0} = \frac{1}{\mu} \left[\frac{k_n (1 + \sin \rho \cdot \sqrt{1 - b_\zeta^2}) \cdot \exp(2\mu(\beta_\zeta + \beta_b))}{1 - \sin \rho \cdot \sqrt{1 - b_\zeta^2}} - k_b \right]; \quad (18) \right.$$

$$\left. k_b = \frac{(k_n + \mu\sigma_y) (1 - \sin \rho \cdot \sqrt{1 - b_b^2})}{(1 + \sin \rho \cdot \sqrt{1 - b_b^2}) \cdot \exp(4\mu\beta_b)}. \quad (19) \right.$$

Уравнения (18) и (19) позволяют определить нормальное напряжение в вершине трещины в динамике ее развития. Условие предельного состояния в вершине трещины является равенство активного касательного напряжения пределу сопротивляемости материала сдвигу, равному сумме сопротивления материала от сцепления и фрикционной составляющей $\mu\sigma_a$. Для расчета напряжений разработана программа для ПЭВМ с использованием метода итераций.

Теперь рассмотрим динамику развития трещин (рис. 1). Представим, что развивается одна или две трещины по ЛС ζ . Часть материала по мере ее движения уходит из-под нагрузки на величину x . Тогда несущая площадка образца будет для одной трещины

$$a_1 = a - x,$$

$$a \text{ относительная площадка} - \\ S_1 = \frac{a - x}{a}.$$

Для двух трещин

$$a_2 = a - 2x,$$

$$S_2 = \frac{a - 2x}{a} \quad (20)$$

Как только возникла одна трещина, она сразу же вызывает симметрично вторую. С выходом трещин из-под нагрузки происходит и изменение распределения контактной нагрузки и среднего давления на образец. Среднее давление согласно схеме (рис. 1б) и выражению (6) определяется по формуле

$$p = \frac{2\sigma_y}{a - 2x_\xi} \int_0^L \left(1 + \frac{2f \cdot L}{h} \right) dL = \frac{\sigma_y}{0,5 - x_\xi} \left(0,5 - x + \frac{f \cdot (0,5a - x_\xi)^2}{h} \right) \quad (21)$$

где $L = 0,5a - x_\xi$.

Теперь по формулам (1-5) с использованием выражения (21) можно построить запредельные кривые условной диаграммы «нормальное напряжение–продольная деформация» при различных значениях коэффициентов внешнего и внутреннего трения. Для этого принимаем условие соответствия деформации напряжению по закону Гука в вершине трещины согласно выражению (3). Умножая согласно уравнению (5) выражение (21) на значение относительной площадки, рассчитываемой по формуле (20), представляется возможным построение условной диаграммы «напряжение-деформация», которую получают исследователи на прессах при усечено-клиновой форме разрушения. Для подтверждения достоверности расчёта запредельных кривых позаимствуем из книги [7] четыре экспериментальные диаграммы «напряжение – продольная деформация» (рис. 2).

Экспериментальная диаграмма 1 аппроксимируется расчетной диаграммой 2 при $k_n = 60$ МПа, $\mu = 1,0$, $f = 0,02$, $E = 5,1 \cdot 10^4$ МПа; диаграмма 3 – расчетной диаграммой 4 при $k_n = 69$ МПа, $\mu = 1,0$, $f = 0,02$, $E = 5,8 \cdot 10^3$ МПа; диаграмма 5 – расчетной диаграммой 6 при $k_n = 59$ МПа, $\mu = 1,0$, $f = 0,02$, $E = 5,9 \cdot 10^3$ МПа; диаграмма 7 – расчетной диаграммой 8 при $k_n = 15$ МПа, $\mu = 1,0$, $f = 0,35$, $E = 3,5 \cdot 10^3$ МПа. Сходимость расчётных данных с экспериментальными по пределу прочности составляет 82–90 %.

Сопоставление расчетных диаграмм с экспериментальными диаграммами «напряжение–продольная деформация», полученными при одноосном сжатии, убедительно свидетельствуют о высокой результативности предлагаемого метода расчета предела прочности и построения запредельных кривых разрушения горных пород.

Выводы

Разработан метод построения диаграммы «нормальное напряжение–продольная деформация» для усечено-клиновой формы разрушения образцов горных пород с использованием трех экспериментальных их характеристик (предела сопротивляемости сдвигу, коэффициентов контактного и внутреннего трения), доступных для определения в лабораториях горных предприятий. Достоинство метода - доступность и оперативность получения результатов непосредственно на предприятиях.

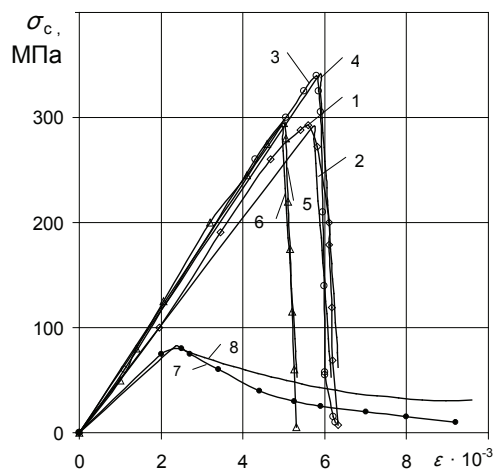


Рис. 2. Диаграмма «напряжение–продольная деформация»: 1 – биотитовый плагиогранит (Южуралзолото); 3 – плагиогранит (Южуралзолото); 5 – диабаз (Братская ГЭС); 7 – коелганский мрамор; 2, 4, 6, 8 – соответствующие расчётные диаграммы

В основу метода положен усовершенствованный критерий прочности Кулона, дополненный параметрами контактного трения. Расчетные запредельные кривые разрушения образцов горных пород сопоставлены с экспериментальными диаграммами «нормальное напряжение–продольная деформация». Сходимость по пределу прочности образцов горных пород составила 85–90 %. Это позволяет нам рекомендовать метод для использования при определении предела прочности и построения диаграмм «напряжение–деформация» образцов горных пород и других целей, например, для определения несущей способности целиков на горных предприятиях. В перспективе планируется проверка метода при других формах разрушения: клиновой, диагональной, продольной и взрывоподобной.

Библиографический список

1. Чанышев А.И., Абдулин И.М. Характеристики и соотношения на характеристиках на запредельной стадии деформирования горных пород / ФТПРПИ. – 2008. – № 5. – С. 27–41.
2. Чанышев А.И. Запредельное деформирование материалов при антиплоской деформации и его учёт в задаче о распространении прямолинейной полубесконечной трещины. Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках. – Симферополь: Таврический НУ им. В.И. Вернадского, 2010. – С. 349–354.
3. Панасюк В.В. Предельное равновесие хрупких тел с трещинами. – К.: Наукова думка, 1968. – 246 с.
4. Сторожев М.В., Попов Е.А. Теория обработки давлением. – М.: Машиностроение, 1977. – 423 с.
5. Васильев Д.Л. Метод расчета предела прочности на сжатие образцов горных пород при постоянстве контактного касательного напряжения. Зб. наук. пр. НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009. – № 33, т. 1. – С. 111–117.
6. Сопротивление материалов / И.А. Биргер, Р.Р. Мавлютов. – М.: Наука, 1986. – 560 с.
7. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

Поступила 04.02.2013



Пинчук С.И. /д.т.н./, Внуков А.А.
НМетАУ

Влияние функциональных добавок в электролит на химическую стабильность медных порошков

Рассмотрен синтез медного электролитического порошка с высокой химической стабильностью. Исследовано влияние введения функциональных добавок в электролит - бензотриазола, бензойной кислоты, тиомочевины, нафталиндисульфоната натрия и полиэтиленгликоля, на коррозионную стойкость и химический состав медного порошка. Ил. 4. Табл. 2. Библиогр.: 6 назв.

Ключевые слова: медный порошок, электролиз, химическая стабильность, функциональные добавки, поверхностно-активные вещества, катодный осадок, бензотриазол, бензойная кислота, тиомочевина, полиэтиленгликоль

Consider the synthesis of electrolytic copper powder with high chemical stability. Study the effect of the functional additives in the electrolyte (benzothiazole, benzoic acid, thiourea, sodium naphthalene disulphonate and polyethylene glycol) introduction on the copper powder corrosion resistance and the chemical composition.

Keywords: copper powder, electrolysis, chemical stability, functional additives, surfactants, a cathode precipitate, benzothiazole, benzoic acid, thiourea, sodium naphthalene disulphonate, polyethylene glycol.

Постановка проблемы

Стабильность химического состава металлических порошков является одной из важнейших характеристик их потребительских свойств. Традиционно, для изготовления большинства изделий из порошковых металлов удовлетворительным является содержание основного металла в порошке 98-99 %, а для изготовления изделий, обладающих специальными свойствами, требуются порошки еще более высокой чистоты.

Предельное содержание примесей в порошках определяется допустимым содержанием их в готовой продукции. Исключение составляют оксиды, которые могут быть удалены при спекании изделий из порошков. В большинстве порошков допускается содержание кислорода в пределах 0,2-1,5 %, что соответствует содержанию оксидов в пределах 1-10 %. Более высокое содержание оксидов снижает прессуемость порошка и прочность формовок из него, затрудняет спекание и ухудшает механические свойства получаемых изделий.

Наиболее высокая химическая чистота металлических порошков достигается при получении их электролитическим методом. В частности, в большинстве марок производимой в настоящее время порошковой меди содержится свыше 99,5 % основного компонента. Однако, для ряда современных технологий требуются еще более высокое содержание основного металла Cu - до 99,9 % и даже выше.

Порошковая медь легко окисляется на воздухе и подвергается воздействию также других коррозионно-активных агентов. В результате развитой удельной поверхности порошок меди содержит довольно большое количество поверхностных примесей, главным образом оксидов. Последние обладают способностью поглощать влагу из атмосферы, что ускоряет корро-

зию.

В числе операций синтеза электролитического медного порошка, активно влияющих на его химический состав и степень окисленности поверхности частиц, важное место занимает стабилизация, т.е. нанесение на поверхность частиц тончайшего слоя специальных веществ, защищающих их от окисления и придающих порошку гидрофобные свойства. Процесс стабилизации осуществляют после промывки катодного осадка металла нагретой водой. Стабилизация достигается за счет обработки осадка специальными растворами. В качестве стабилизаторов традиционно применяют мыльный раствор и раствор мылонафта [1, 2].

После процедуры стабилизации промытый медный порошок, содержащий от 10 до 35 % влаги, поступает на сушку. Процесс удаления влаги из сырого медного порошка осложняется его исключительно легкой окисляемостью при нагреве, чему способствует высокоразвитая поверхность частиц. При этом взаимодействие меди с кислородом сопровождается выделением тепла, что постоянно поддерживает процесс окисления.

Путем введения некоторых функциональных добавок в электролит можно снизить степень окисленности готового порошка, т.е. стабилизировать его в процессе синтеза, и исключить специальную операцию стабилизации из технологического процесса. Оптимизация химического состава электролита позволяет также влиять на структуру, размеры, форму частиц и химический состав порошка. В частности, введение в состав электролита химически-активных соединений, таких, как комплексообразователи и поверхностно-активные вещества, дает возможность влиять на форму частиц, их удельную поверхность, массу катодного осадка, а также на такие технологи-

ческие свойства порошка, как насыпная плотность, уплотняемость и др. [1-3]. Удаётся получить порошок с размером частиц менее 50 мкм [4].

Цель и задача исследований

Цель исследований – установление возможности синтеза химически стабильного электролитического порошка меди с регулируемой формой и размерами частиц, с требуемыми структурными, физическими и функциональными свойствами при введении в электролит специальных функциональных добавок.

Задача исследований – изучить эффективность введения функциональных добавок разной природы на химическую стабильность и другие технологические свойства синтезируемого электролитического медного порошка.

Результаты исследований

Исследовано влияние добавок различной природы в электролит, на химические свойства синтезируемых порошков меди. Исследовали как традиционно используемые в гальванотехнике поверхностно-активные вещества (ПАВ), так и иные функциональные добавки, а именно: бензойная кислота (**БК**), бензотриазол (**БТА**), тиомочевина (**ТМ**), нафталин-дисульфонат натрия (**НДС**), полиэтиленгликоль (**ПЭГ**). Их характеристики, а также свойства синтезированных электролитических медных порошков представлены в табл. 1.

В процессе электролиза на поверхности частиц меди, осажденных на катоде, образуются тончайшие

пленки введенных в электролит ПАВ, которые могут выполнять защитные функции при соприкосновении частиц порошка и изделий из него с агрессивной окислительной средой.

Для синтеза медного порошка были приняты следующие параметры электролитического осаждения меди на катоде:

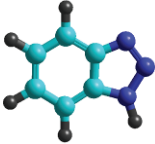
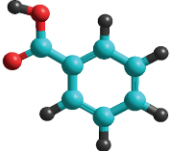
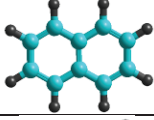
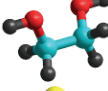
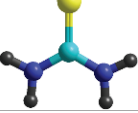
- состав электролита в электролизере, г/л – $130 H_2SO_4 + 40 CuSO_4$;
- температура электролита, °С – 45 - 50;
- скорость циркуляции электролита, л/мин – 1;
- катодная плотность тока, А/дм² – 15;
- материал катода – медь;
- длительность процесса осаждения, час – 1.

Результаты электрохимических исследований

Важной характеристикой коррозионного поведения металла в электролитических средах является зависимость его электродного потенциала от анодного тока растворения. Для изучения механизма защитного действия различных добавок, которые вводили в сернокислый электролит при синтезе медных порошков, были рассмотрены потенциодинамические анодные кривые, представленные на рис. 1 (методика получения и обработки данных соответствует рекомендациям, приведенным в [5]).

Из рассмотрения приведенных на рис. 1 анодных поляризационных кривых видно существенное влияние различных добавок на формирование пленок на поверхности синтезируемых порошков и, следова-

Таблица 1. Характеристики добавок в электролит и медного порошка, полученного при их использовании

Наименование добавки, концентрация, г/л	Вид молекулы добавки	Цель введения добавки в электролит	Морфология катодного осадка	Цвет медного порошка без стабилизации	Средний размер частиц, мкм
Отсутствие добавок	-	-	Крупные частицы и их конгломераты со сглаженной поверхностью дендритов	Темно коричневый	155-160
Бензотриазол C ₆ H ₅ N ₃ , 0,1		Предотвращение окисления поверхности частиц медного порошка	То же	Очень светлый оранжевый	130-135
Бензойная кислота C ₆ H ₅ COOH, 0,2		Стабилизация процесса электролиза, ингибирование поверхности меди	То же	Светлый оранжево-розовый	120-125
Нафталин C ₁₀ H ₈ , 0,1		Получение мелкокристаллического катодного осадка	То же	Оранжевый	85-90
Этиленгликоль ONCH ₂ CH ₂ OH, 1		Получение мелкокристаллического осадка	Тонкий порошок с сильно развитой удельной поверхностью	Черный	85-90
Тиомочевина CS(NH ₂) ₂ , 0,025		Получение мелкокристаллического катодного осадка	То же	Темно коричневый	90-95

тельно, образцов прессовок, и на их электрохимическое поведение в однонормальном растворе сульфата натрия. Пленки, сформированные в растворах в присутствии *БТА*, *БК* и *ПЭГ* (рис. 1, кривые 2, 3 и 4 соответственно), снижают предельную плотность тока $i_{кр}$ (сравнить с кривой 1), что свидетельствует о торможении анодной реакции растворения меди.

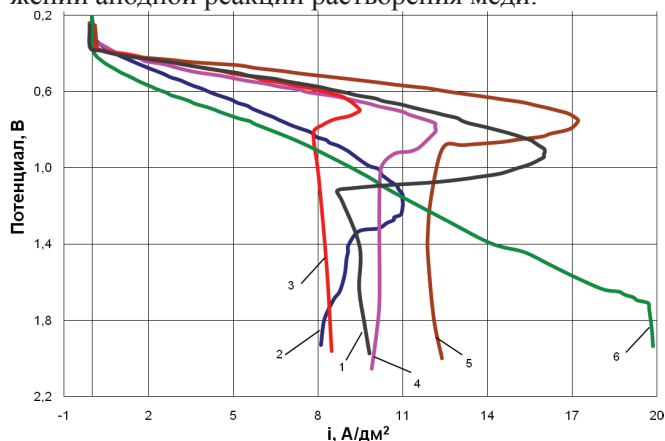


Рис. 1. Анодные поляризационные кривые прессовок из порошков меди, синтезированных в присутствии в электролите добавок: без добавок (1); *БТА* (2); *БК* (3); *ПЭГ* (4); *НДС* (5); *ТМ* (6)

Пленки, полученные из электролита с добавкой *НДС* (кривая 5), приводят к увеличению критической плотности тока, а на прессовке с пленкой, полученной из раствора с добавкой *ТМ*, пассивация электрода вообще не происходит (кривая 6). Таким образом, пленка *ТМ* не только не тормозит анодный процесс растворения меди, но и благоприятствует его ускорению.

В системах, тормозящих коррозию меди (кривые 2, 3, 4), наблюдается снижение тока в пассивной области. Данный эффект наибольшей степени проявляется у образца с пленкой *БТА* (кривая 2). Согласно данным [6], данное вещество практически не взаимодействует с медью и ее оксидами, образуя на поверхности частиц осадка сплошную адсорбированную пленку, выполняющую защитную функцию.

Максимальное торможение скорости анодного растворения меди также наблюдается на прессовках из медного порошка с пленкой *БТА*. Т.е. именно это вещество формирует пленку, обладающую наиболее высоким защитным действием.

Результаты натуральных коррозионных испытаний

Исследовали коррозионную стойкость медных порошков, подвергнутых стабилизации, а также не прошедших такую обработку после электролиза. С этой целью пробы порошков выдерживали в атмосфере городского воздуха.

Стабилизацию медных порошков производили в 1,5 %-ном растворе мылонафта при температуре 80 °С в течение 1 ч. Длительность экспозиции порошков в атмосферных условиях составила 720 ч. Оценку степени окисленности поверхности частиц порошка после натуральных испытаний производили по его цвету. На рис. 2 и 3 приведен внешний вид порошков после натуральных испытаний.

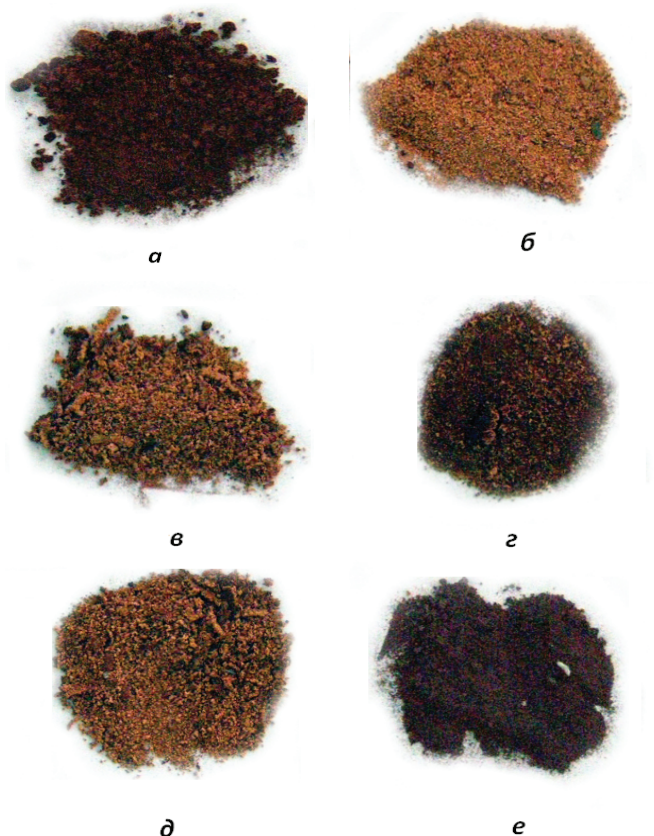


Рис. 2. Внешний вид нестабилизированных порошков меди, осажденных из электролитов без (а) и с добавками *БТА* (б), *БК* (в), *ТМ* (г), *НДС* (д) и *ПЭГ* (е), после натуральных коррозионных испытаний

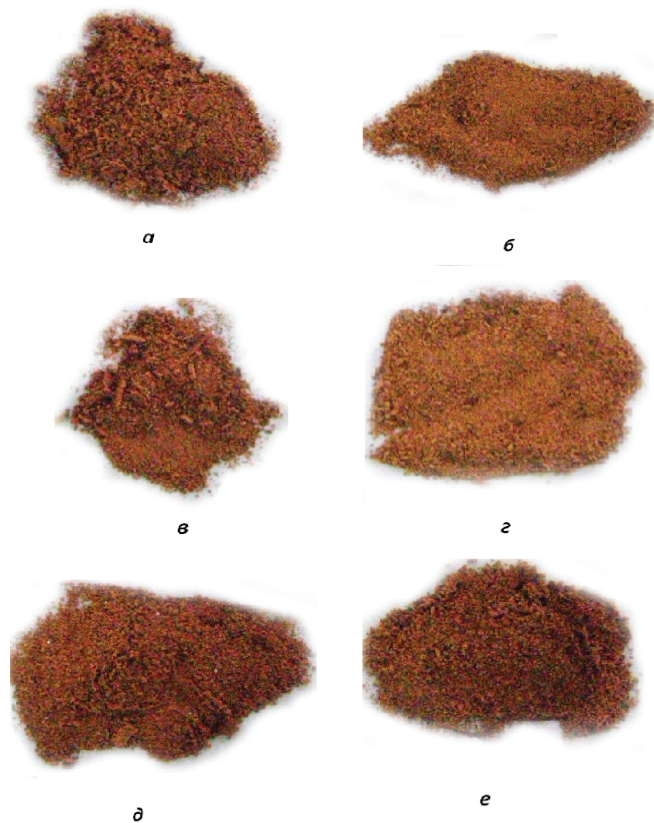


Рис. 3. Внешний вид стабилизированных порошков меди, осажденных из электролитов без (а) и с добавками *БТА* (б), *БК* (в), *ТМ* (г), *НДС* (д) и *ПЭГ* (е), после натуральных коррозионных испытаний

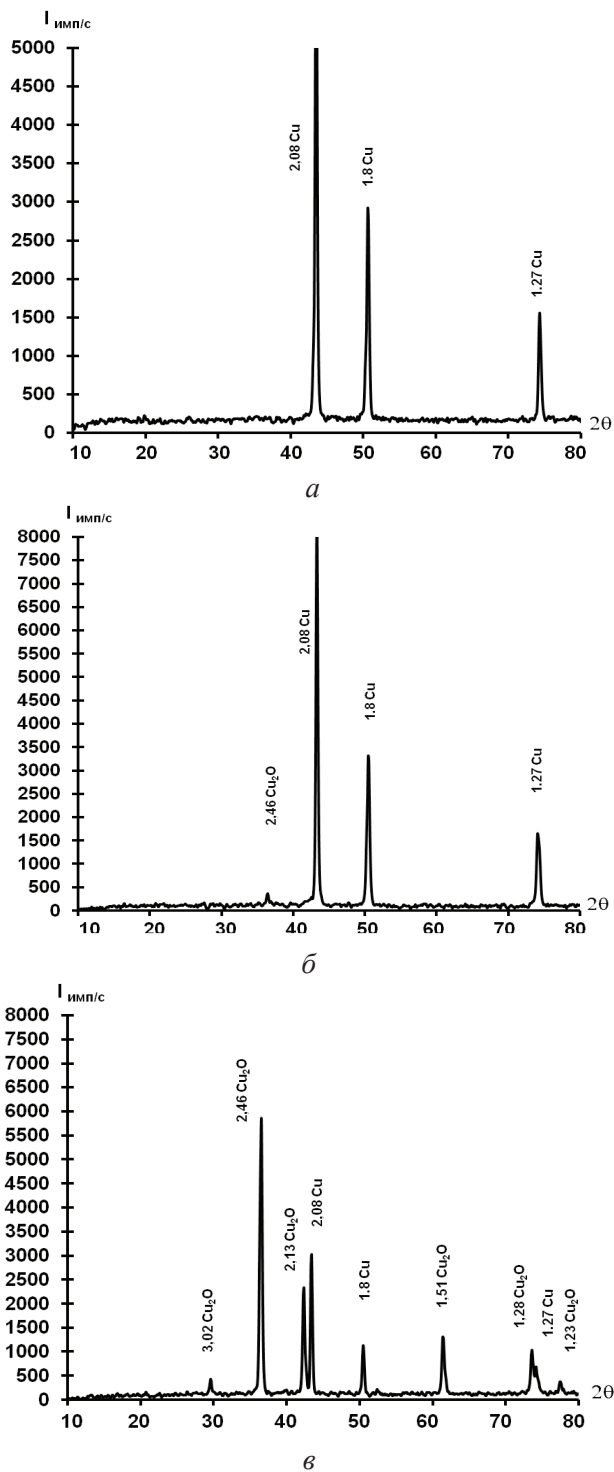


Рис. 4. Дифрактограммы нестабилизированных медных порошков, осажденных из электролитов с добавками **БТА** (а), **ТМ** (б) и **ПЭГ** (в)

Таблица 2. Химический состав медных порошков, полученных из электролитов без и с различными добавками

Характеристика электролита		Содержание элементов в порошке, %								
		Cu	Fe	Zn	Si	P	Sb	S	Co	Se
Без добавки, лабораторный		99,500	0,107	0,035	0,039	0,0044	0,028	0,084	0,001	0,010
Без добавки, промышленный		99,500	0,018	-	-	-	0,005	-	-	-
С добавкой	БТА	99,600	0,056	0,032	0,022	0,0036	0,015	0,029	0,001	0,0012
	ПЭГ	99,350	0,211	0,128	0,052	0,0049	0,0035	0,099	0,001	0,013
	ТМ	99,410	0,115	0,123	0,044	0,0047	0,032	0,092	0,001	0,012

Порошки, полученные из электролитов, содержащих добавки бензотриазола и бензойной кислоты, как при использовании стабилизации, так и без нее имеют медный цвет с розовым оттенком.

Стабилизированные порошки, полученные из электролитов с добавками желатина, тиомочевины, сульфата натрия, нафталиндисульфоната натрия, также имеют характерный медный цвет, что свидетельствует об отсутствии окисленности частиц порошка. Нестабилизированные порошки, полученные из электролитов с этими добавками, более темные и имеют в своем составе частицы коричневого цвета, что свидетельствует о начале окисления порошков после операции их сушки.

Образцы порошков, полученных из электролитов без добавок, а также из электролитов с добавкой **ПЭГ**, окисляются даже при использовании стабилизации, а без нее окисляются в процессе сушки практически полностью, о чем свидетельствует темно-коричневый цвет образцов.

Результаты рентгеноструктурного фазового анализа

Для определения химического состава продуктов коррозии порошков меди, осажденных из электролитов с различными добавками, был проведен рентгеноструктурный фазовый анализ. На рис. 4 представлены дифрактограммы нестабилизированных медных порошков.

Как видно на дифрактограммах, при окислении поверхности частиц меди, синтезированных из электролитов с добавками **ТМ** и **ПЭГ** (рис. 6б, в), в процессе электроосаждения и при последующей обработке осадка (сушке, промывке) образуется оксид меди I (**Cu₂O**). На дифрактограмме порошка, осажденного из электролита с добавкой **БТА**, пики **Cu₂O** отсутствуют, что свидетельствует о высокой защитной способности образующейся пленки на поверхности частиц порошка.

Результаты химического анализа состава порошков

В табл. 2 приведен химический состав медных порошков, полученных из электролитов с различными добавками, а также порошка марки ПМС-1, промышленное производство которого осуществляет ООО «Электрохимпром», Новомосковск. Химический анализ проведен с использованием атомно-адсорбционной масс-спектрометрии.

Как видно из данных табл. 2, введение в электролит добавки **БТА** приводит к повышению содержания

меди в порошке и снижению содержания в нем оксидов меди. Добавки в электролит *ПЭГ* и *ТМ* снижают его химическую стабильность, а также способствуют увеличению содержания в порошке вредных примесей железа и цинка.

Таким образом, данные о влиянии функциональных добавок на химическую стабильность синтезируемого электролитического медного порошка, полученные в результате электрохимических и натуральных коррозионных испытаний, подтверждаются химическим анализом образцов порошков.

Выводы

1. Наиболее эффективными добавками в электролит, позволяющими повысить химическую стабильность и снизить склонность медного порошка к окислению, являются бензотриазол и бензойная кислота. В процессе электроосаждения частиц порошка меди они образуют на их поверхности пленки, обладающие защитными свойствами.

2. Согласно данным рентгенофазового анализа, основной загрязняющей примесью в медном порошке является Cu_2O , который образуется при окислении поверхности частиц дисперсной меди в процессе электроосаждения и последующей промывке и сушке осадка.

3. Эффективным для предотвращения окисления электролитических медных порошков в процессе электроосаждения на катоде и при последующей обработке является введение в электролит добавок бензотриазола, при котором может быть исключена из технологического процесса синтеза электролитического медного порошка традиционная операция стабилизации.

Библиографический список

1. Номберг М.И. Производство медного порошка электролитическим способом. – М.: Металлургия, 1971. – 134 с.
2. Ничипоренко О.С., Помосов А.В., Набойченко С.С. Порошки меди и ее сплавов. – М.: Металлургия, 1988. – 204 с.
3. Помосов А.В., Усольцева Е.Е. О влиянии добавок некоторых органических веществ на свойства электролитической порошкообразной меди // Порошковая металлургия. – 1969. – Т. 83. – № 11. – С. 6–11.
4. Внуков А.А., Чигиринец Е.Э., Рослик И.Г. Влияние режима электролиза и функциональных добавок в электролит на свойства и морфологию поверхности частиц медных электролитических порошков // Вестник НТУ «ХПИ». – 2009. – № 21. – 2009. – С. 15–20.
5. Жук Н.П. Курс теории коррозии и защиты металлов. Учебное пособие. М.: Металлургия, 1976. – 472 с.
6. Внуков А.А., Гальченко Г.Ю., Чигиринец Е.Э. и др. Исследование химического состава и разработка мероприятий по защите от окисления электролитического медного порошка в процессе получения // Проблеми корозії та протикорозійного захисту матеріалів. – 2010. – № 8. – С. 487–492.

Поступила 24.09.2013



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.;**

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 сырье – сталь – металлообработка – потребление: ГОКи, КХЗ, ферросплавные заводы, производители чугуна, стального проката, труб, метизов, конечные потребители базовых отраслей металлургической и горнорудной промышленности.

Совершенствование контроля истечения шихтовых материалов из бункеров бесконусного загрузочного устройства доменной печи объемом 3000 м³

Выполнена оценка показаний средств контроля процесса загрузки и выгрузки шихтовых материалов из бункеров бесконусного загрузочного устройства доменной печи объемом 3000 м³. Разработаны и опробованы рекомендации по совершенствованию работы радиолокационных уровнемеров. Ил. 5. Табл. 2. Библиогр.: 3 назв.

Ключевые слова: доменная печь, бесконусное загрузочное устройство, бункер, шихтовые материалы, радиолокационный уровнемер

The evaluation of evidence process controls for loading and unloading of charge materials from bins beskonusnogo boot device blast furnace with capacity of 3000 m³. Developed and tested recommendations to improve the work of radar transmitters.

Keywords: blast furnace, beskonusnoe feeder, hopper, charge materials, radar level gauge.

Применение бесконусных загрузочных устройств (БЗУ) обеспечивает широкие возможности управления распределением шихтовых материалов. Программа загрузки является основным инструментом управления радиальным и окружным распределением шихты и газов в доменной печи (ДП) [1]. Успешная реализация управляющих воздействий с помощью программы загрузки существенно зависит от фактических параметров работы оборудования системы загрузки, которые обеспечиваются необходимыми средствами контроля ее работы. Одними из основных параметров работы БЗУ, которые необходимо контролировать для обеспечения надежной и бесперебойной загрузки печи, являются уровень шихтовых материалов в бункерах загрузочного устройства и скорость их истечения.

ДП № 1 ПАО «АМК» объемом 3000 м³ оснащена двухтрактовым БЗУ конструкции «Азовмаш» с вращающимся лотковым распределителем. Согласно проекту загрузочного устройства контроль процесса истечения шихтовых материалов из бункеров БЗУ должен осуществляться с помощью радиоизотопных датчиков и взвешивающих устройств. Однако, по ряду причин, контроль истечения по взвешиванию не был реализован, а радиоизотопные датчики были укомплектованы маломощным источником излучения и не обеспечивали стабильный контроль наличия материалов в бункерах. Таким образом, на исследованной ДП отсутствовала возможность эффективно оценивать продолжительность выгрузки порций шихтовых материалов, что приводит к уменьшению резерва пропускной способности. На ДП большого объема оснащенных БЗУ обычно применяются дублирующие средства контроля процесса истечения материалов из бункеров (вибродатчики, взвешивающие устройства, радары), что позволяет увеличить надежность и достоверность контроля.

Поэтому по рекомендации ИЧМ для контроля уровня шихтовых материалов и процесса их истечения на бункерах БЗУ были установлены радиоволновые уровнемеры. На начальном этапе экспериментального освоения на промежуточных бункерах БЗУ были установлены различные типы измерителей производства фирмы «Лимако» (Тула): на левом бункере был установлен датчик типа УЛМЗ1-А2, а на правом – УЛМ-11А1, которые, главным образом, отличаются характеристиками излучаемого радиосигнала.

Во время одной из остановок ДП на ППР сотрудниками Института были выполнены инструментальные измерения геометрических параметров установки радиоволновых уровнемеров. Полученные данные в трех проекциях были сопоставлены с характеристиками излучаемых радиосигналов и конструктивными параметрами бункеров. Результаты измерений показаны на рис. 1.

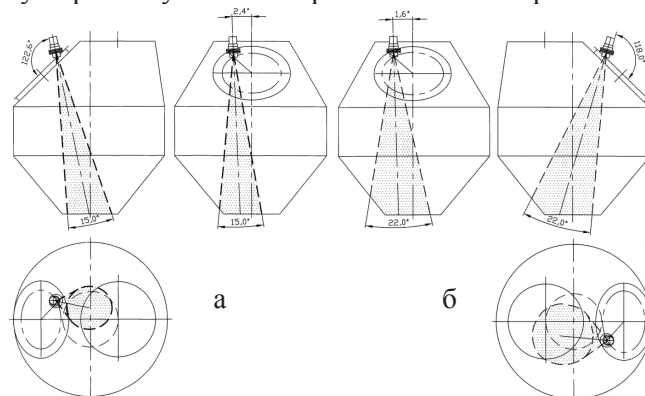


Рис. 1. Результаты измерений геометрических параметров установки радиоволновых уровнемеров на правом (а) и левом (б) бункерах БЗУ исследованной печи

В процессе эксплуатации установлено, что радар типа УЛМЗ1-А2 не обеспечивал достаточно надеж-

ного контроля уровня шихты в бункере, что выражалось в частых случаях недостоверной индикации «кострения» и «переполнения» бункера. Поэтому на плановом ремонте печи на левом бункере радар типа УЛМ31-А2 был заменен на УЛМ-11А1, аналогичный установленному на правом бункере.

Оснащение БЗУ радиоволновыми уровнемерами предоставило возможность контроля процессов загрузки и выгрузки шихтовых материалов из бункеров. При этом практический интерес представляет разработка и реализация в системе контроля и управления надежных алгоритмов и соответствующих подсистем: оценки фактического количества (массы, объема) материала в бункерах БЗУ, сигнализации о переполнении бункеров БЗУ и «кострении» материала, оценки фактического времени выгрузки (истечения) материала из бункера БЗУ.

На рис. 2 представлены зависимости уровня поверхности засыпи в бункерах БЗУ исследованной печи от массы загруженных в них шихтовых материалов. На рис. 2а, в видно, что между уровнем в бункерах и массой загруженного в них кокса существует тесная взаимосвязь, которая характеризуется линейной прямо пропорциональной зависимостью с коэффициентом корреляции $r = 0,99$. Подобные зависимости также были зафиксированы при загрузке в бункер порций железорудных материалов, которые характеризуются линейной прямо пропорциональной взаимосвязью с коэффициентами корреляции $r = 0,934$ и $r = 0,863$ для левого и правого бункеров соответственно (рис. 2б, г). Менее тесная взаимосвязь для железорудных материалов, по-видимому, обусловлена изменениями доли окатышей в составе порций.

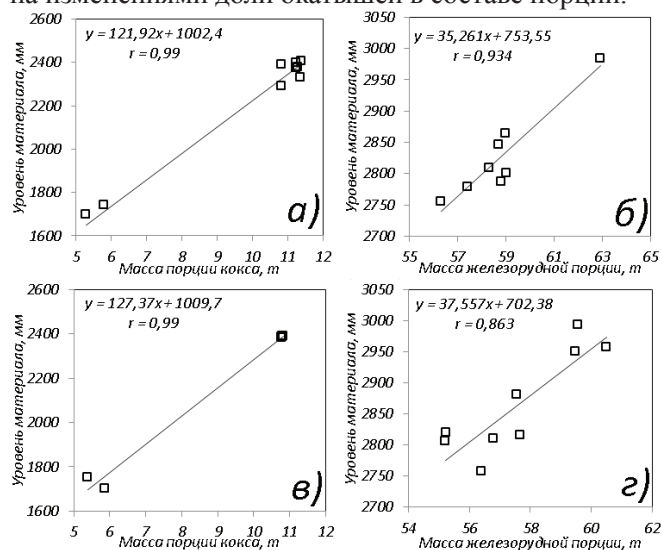


Рис. 2. Зависимость уровня в левом (а, б) и правом (в, г) бункерах БЗУ от массы загруженного в них материала

Для определения предельно допустимого уровня шихты в бункерах (по показаниям радаров) были выполнены дополнительные исследования с использованием информации, полученной из результатов предпусковых исследований, выполненных ранее [2, 3]. Установлено, что предельная масса кокса загружаемого в бункерах БЗУ соответствует 18 т. Основной

задачей оценки предельных масс порций являлось обеспечение безопасной работы верхнего газоплотнительного клапана, что определялось принятой величиной зазора между поверхностью засыпи шихты и нижней кромкой клапана при его открывании – не менее 500 мм.

Для определения предельного уровня засыпи кокса в бункерах были использованы зависимости, показанные на рис. 2. Так, уровень засыпи 18 т кокса в левом бункере составил 3196 мм, в правом – 3300 мм. Эти значения могут быть использованы в качестве уставок в подсистеме сигнализации о переполнении бункера БЗУ.

Учитывая особенность радиолокационного способа определения уровня шихтовых материалов, которая заключается в наличии расширяющегося пучка радиоволн, образующих на облучаемой поверхности условное «пятно» (рис. 1), важно определить, какая из областей отраженного от поверхности «пятна» является наиболее характерной для фактического уровня шихты в бункере. Для этого предполагаемые траектории излучаемых радиоволн были сопоставлены с профилями поверхности засыпи в бункерах БЗУ, полученными на предпусковых исследованиях (рис. 3) [2]. На отрезках, соответствующих горизонтальным проекциям условных «пятен», образующихся при пересечении радиолокационного сигнала и поверхности шихты, выделены три характерные точки – 1, 2 и 3.

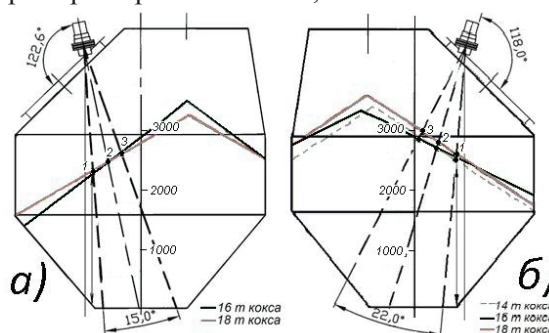


Рис. 3. Расположение радиолокационных датчиков-уровнемеров и изменение геометрических параметров засыпи шихты в правом (а) и левом (б) бункерах БЗУ при различном количестве загружаемого в них кокса (вид со стороны монтажного люка)

В табл. 1 приведены расчетные уровни расположения точек 1-3 и прогнозные показания радаров при загрузке в бункера БЗУ порций кокса различной массы: 14, 16 и 18 т. Прогнозные значения уровня шихты по показаниям радаров получены из зависимостей, показанных на рис. 2.

Из результатов сравнительного анализа данных табл. 1 следует, что для радара, установленного на левом бункере БЗУ, наиболее характерными для фактического уровня шихты в бункере являются точки 2 и 3, т.е. показания датчика соответствуют расположению наиболее близких точек поверхности шихты. Однако для правого бункера расчетные расположения точек 1-3 и прогнозные показания радара имеют значительную невязку 450 мм, что, по-видимому, объясняется конструкцией самого бункера (измеренный диаметр на 200 мм больше, чем у левого бункера).

Таблица 1. Расчетный уровень расположения точек поверхности засыпи и прогнозные показания радаров при загрузке в бункера БЗУ различных масс кокса

Масса кокса, т	Расчетный уровень, мм						Прогнозный уровень по показаниям радара, мм	
	Левый бункер			Правый бункер			Левый бункер	Правый бункер
	1	2	3	1	2	3		
14	2500	2714	2918	н.д.	н.д.	н.д.	2708,6	н.д.
16	2659	2715	2968	2249	2421	2588	2952,4	3045,8
18	2712	2914	3127	2309	2421	2558	3196,2	3300,4

Это может вносить существенные изменения в процессы формирования поверхности засыпи шихты в бункере, которые выражаются в большем выравнивании поверхности материалов при их загрузке.

По инициативе сотрудников ИЧМ на нижних шихтовых затворах бункеров БЗУ были восстановлены цифровые кодовые датчики, предусмотренные проектом. Данное мероприятие позволило увеличить точность контроля и позиционирования углов открывания затворов. Для оценки стабильности времени выгрузки материалов из бункеров БЗУ был выполнен сравнительный статистический анализ периодов до и после их установки (табл. 2). Так, период работы до установки кодовых датчиков характеризовался средним временем выгрузки порции железорудных материалов (55,3 т) – 53,2 с, а кокса (11,7 т) – 33,7 с. После установки цифровых датчиков среднее время выгрузки железорудных материалов и кокса составило 73,2 и 45,2 с, соответственно. Таким образом, удалось добиться увеличения времени выгрузки порций шихты и, соответственно, количества оборотов на которые она выгружается. Так, для железорудных материалов с ~7 до ~9,8 оборота, а для кокса с ~4,5 до ~6 оборотов. Это позволило увеличить эффективность использования возможностей БЗУ по управлению распределением шихтовых материалов на колошнике.

На рис. 4 приведены типичные показания радарных уровнемеров, установленных на бункерах БЗУ исследованной печи. Из указанного рисунка видно,

Таблица 2. Параметры выгрузки шихтовых материалов из бункеров БЗУ до и после установки цифровых датчиков на нижние шихтовые затворы БЗУ исследованной печи

Параметр	До установки кодового датчика на ШЗ						После установки кодового датчика на ШЗ						Δ		
	Левый бункер		Правый бункер		Среднее		Левый бункер		Правый бункер		Среднее				
	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	ЖРМ	Кокс	
Масса материала	54,7	11,1	55,9	12,2	55,3	11,7	53,7	12	54,4	12	54,1	12	-	-	
Время выгрузки	Max, с	65,1	38,3	67,3	38,4	66,2	38,4	132	54	81,7	51,3	107	52,7	40,4	14,3
	Min, с	28,7	29,5	42,7	30,8	35,7	30,1	42,1	42	58,1	35,6	50,1	38,8	14,4	8,64
	Сред., с	52,2	33,4	54,2	33,9	53,2	33,7	78,7	47,9	67,7	42,6	73,2	45,2	20	11,6
	σ, с	9,62	2,28	5,13	2,28	7,38	2,28	15,7	3,4	6,19	4,04	10,9	3,72	3,54	1,44
	v, %	18,4	6,82	9,47	6,71	14	6,77	19,9	7,11	9,14	9,47	14,5	8,29	0,56	1,52
Массовый расход	Max, т/с	2	0,38	1,24	0,41	1,62	0,39	1,24	0,29	0,95	0,35	1,1	0,32	-0,52	-0,1
	Min, т/с	0,81	0,29	0,84	0,31	0,83	0,3	0,42	0,22	0,62	0,23	0,52	0,22	-0,31	-0,1
	Сред., т/с	1,1	0,33	1,04	0,36	1,07	0,35	0,71	0,25	0,81	0,28	0,76	0,27	-0,31	-0,1
	σ, м³/с	0,29	0,02	0,09	0,03	0,19	0,02	0,14	0,02	0,08	0,03	0,11	0,03	-0,08	0
	v, %	26,1	6,81	8,47	7,41	17,3	7,11	20,4	8,14	9,69	11,1	15,1	9,63	-2,24	2,52

что процесс выгрузки шихты в интервале от исходного уровня материалов (в момент начала открывания ШЗ) до уровня 500-600 мм характеризуется достаточной постоянной скоростью схода (опускания поверхности шихты).

Определение момента фактического окончания выгрузки шихты из бункера является важной задачей, от решения которой зависит как надежность работы аварийной сигнализа-

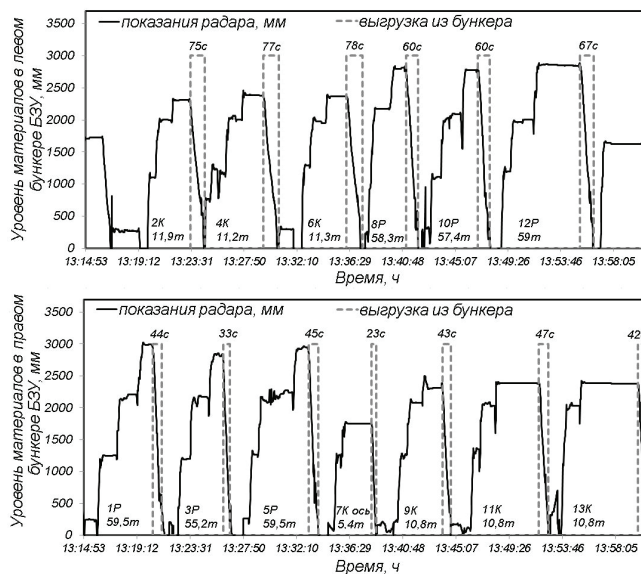


Рис. 4. Показания радарных уровнемеров, установленных на бункерах БЗУ исследованной печи

ции, так и стабильность формирования рационального распределения на колошнике печи. Одним из возможных способов решения этой задачи является задание обоснованной временной выдержки (ΔТ) между моментом достижения уровня в бункере 500 мм (Т_{нач.выгр.}) и закрыванием ШЗ (рис. 5). По нашей оценке, в качестве временной выдержки (ΔТ) на закрывание ШЗ достаточно 10 с. Таким образом, можно определять с достаточной точностью и,

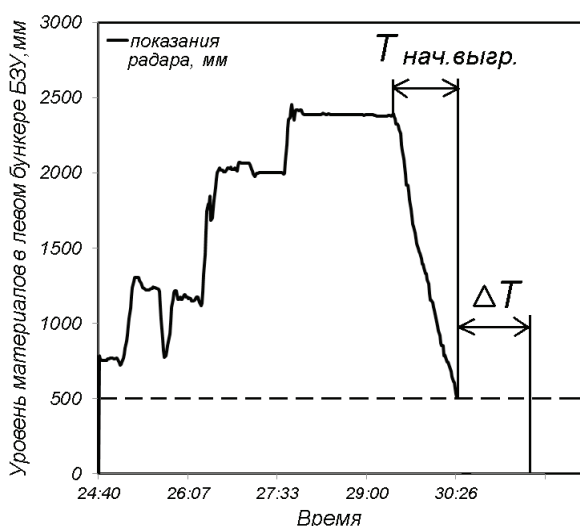


Рис. 5. Способ определения момента фактического окончания выгрузки шихты из бункера БЗУ ДП № 1

главное, надежностью продолжительность истечения шихты из бункера БЗУ.

Заключение

Эффективность использования возможностей БЗУ по управлению распределением шихтовых материалов на колошнике ДП в значительной степени зависит от достоверности контроля различных параметров работы системы загрузки. Одними из важнейших параметров работы БЗУ, которые обеспечивают надежную и бесперебойную загрузку печи, являются уровень и количество шихтовых материалов в бункере устройства и скорость их истечения.

Оснащение БЗУ исследованной печи радиолока-

ционными датчиками уровня предоставило возможность контроля процессов загрузки и выгрузки шихтовых материалов из бункеров. Комплексное научно-техническое сопровождение работы исследованной печи, которое включало проведение предпусковых исследований, позволило специалистам ИЧМ совместно с персоналом доменного цеха разработать и реализовать в системе контроля и управления надежные алгоритмы и соответствующие подсистемы, эксплуатируемые с ноября 2011 г. до настоящего времени, с последующей разработкой и освоением рациональных режимов загрузки печи.

Библиографический список

1. Большаков В.И. Технология высокоэффективной энергосберегающей доменной плавки. - К.: Наукова думка, 2007. – 412 с.
2. Большаков В.И., Лебедь В.В., Жеребецкий А.А. Исследование формирования поверхности шихтовых материалов в бункерах бесконусного загрузочного устройства // Сб. науч. тр. ИЧМ «Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии». – 2010. – № 22. – С. 27-32.
3. Большаков В.И., Лебедь В.В., Жеребецкий А.А. Новая методика предпусковых исследований на доменной печи // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2011. - № 3. – С. 86-90.

Поступила 30.09.2013

УДК 621.874.001.4.

Производство

Будиков Л.Я. /д.т.н./, Бойко Г.А. /к.т.н./, Медведев Г.М., Бойко Т.В.
Восточноукраинский национальный университет им. В. Даля

Интегральный метод оценки несущей способности мостового крана

Для повышения точности измерения прогиба главных балок мостовых кранов предлагается новый способ проведения статических испытаний. Величина упругого прогиба главных балок используется для определения фактических механических напряжений, а регулярный контроль величины указанного прогиба позволяет оценить фактическую несущую способность главных балок и её возможное изменение в ходе длительной эксплуатации кранов. Ил. 3. Библиогр.: 2 назв.

Ключевые слова: мостовой кран, статические испытания, упругий прогиб, несущая способность

The size of the resilient bending of main beams is used for determination of actual mechanical tensions, and regular control of size of the indicated bending allows to estimate actual bearing strength of main beams and her possible change during the protracted exploitation of faucets.

Keywords: travelling crane, static tests, resilient bending, bearing strength.

Многолетний опыт экспертных обследований (технического диагностирования) грузоподъемных кранов свидетельствует о том, что одним из наиболее

важных этапов диагностирования является проведение статических испытаний кранов.

Правильность проведения испытаний и точность

© Будиков Л.Я., Бойко Г.А., Медведев Г.М., Бойко Т.В., 2013 г.

измерения прогиба главных балок кранов мостового типа при испытаниях может дать ценную информацию о фактическом состоянии главного элемента конструкции крана – несущей металлоконструкции. Справедливо сказано [1], что статические испытания крана являются достаточно надёжным интегральным методом оценки фактического состояния несущей способности всего грузоподъёмного крана.

Для мостовых кранов металлургического производства, фактический накопительный режим эксплуатации которых тяжёлый и весьма тяжёлый (А6 и А7 по ISO 4301/1), точность в определении прогиба главных балок кранов весьма важна, ибо по её величине можно судить как о несущей способности металлоконструкции в частности, так и об оценке остаточного ресурса крана в целом.

Как известно, согласно Правил [2] установлен следующий порядок проведения статических испытаний мостовых кранов. Кран устанавливается над опорами крановых путей или в положение, отвечающее наименьшим изгибающим нагрузкам на крановый путь, а его тележка (тележки) – в положение, отвечающее наибольшему прогибу. Испытательный груз поднимается на высоту 200–300 мм с выдержкой в таком положении в течение 10 мин, затем груз опускается, после чего проверяется отсутствие остаточной деформации моста крана. Способ измерения деформации моста не регламентирован. На практике наличие (или отсутствие) остаточной деформации моста крана измеряется с помощью струны с натяжным грузом на конце. Струна крепится к главным балкам, а натяжной груз при деформации моста перемещается в проградуированной направляющей. Иногда к струне крепится линейка, а наличие остаточной деформации измеряется с помощью нивелира.

Этот способ проведения статических испытаний кранов имеет ряд недостатков, а именно: обладает недостаточной точностью, ибо при испытаниях определяется не только упругий прогиб и остаточная деформация (если такая имеется) металлоконструкции крана, но и подкрановых балок, элементов между подошвой рельсов и подкрановыми балками и др.; сопряжён со сложностью проведения испытаний в условиях металлургического производства из-за наличия в подкрановом пространстве основного и вспомогательного оборудования.

Указанных выше недостатков можно избежать, если проводить испытания кранов по разработанному и апробированному нами, в том числе и в условиях металлургического производства, способу.

Статические испытания мостовых кранов следует проводить следующим образом. На верхнем поясе главной балки примерно в середине сечения концевой балки устанавливается нивелир (вместо оптического нивелира может быть использовано приспособление с лазерной указкой или лазерный уровень). На линейке фиксируется расстояние от опорной поверхности до оси трубки нивелира (рис. 1, точка «а» на линейке). Затем линейка устанавливается над противоположной концевой балкой крана, а нивелир наводится на отметку «а» линейки (рис. 1а). С помощью

нивелира и второй линейки замеряется расстояние f_1 от верхнего пояса главной балки до линии **ab** в середине пролёта. Затем поднимается груз весом $1,25 \cdot Q_H$ на высоту 200-300 мм от пола и выдерживается 10 минут. С помощью элевационного винта на нивелире восстанавливается положение линии **ab** и замеряется расстояние f_1'' от верхнего пояса главной балки до линии **ab** (рис. 1, б). Величина $f = f_1'' - f_1$ характеризует прогиб главных балок в середине пролёта от нагрузки G. После опускания груза на пол с помощью элевационного винта на нивелире восстанавливается положение линии **ab** и повторно замеряется расстояние f_1 (рис. 1а). Совпадение значений f_1 , измеренных перед подъемом груза и после разгрузки крана, свидетельствует об отсутствии остаточных деформаций металлоконструкции крана.

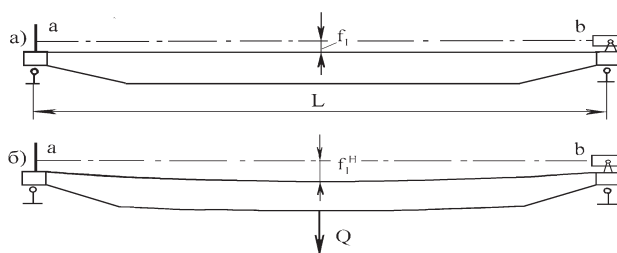


Рис. 1. Схема измерения прогиба главных балок: а – кран разгружен; б – кран нагружен

Приведенный способ имеет преимущество перед известным, ибо позволяет определить истинный прогиб главных балок моста крана без прогибов рельсов и подкрановых балок, а также строительных конструкций, что значительно повышает точность измерений.

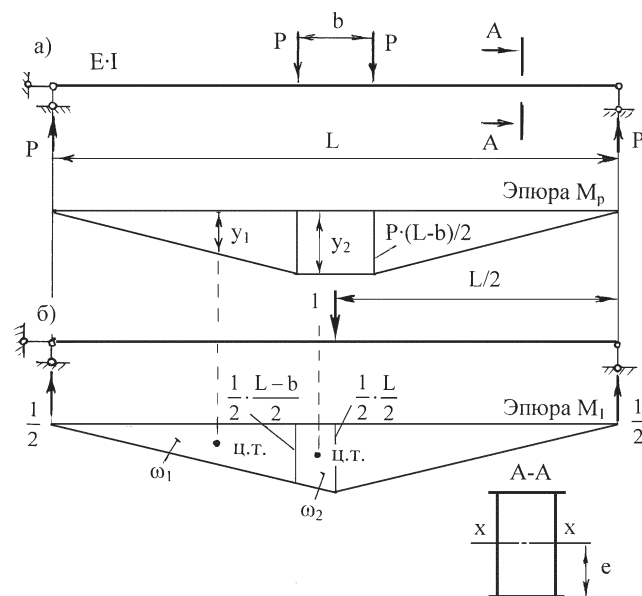


Рис. 2. Нагружение главных балок: а – действительное; б – фиктивное

Зная точную величину упругого прогиба главных балок моста крана можно определить фактические механические напряжения в главных балках, а регу-

лярный контроль величины указанного прогиба позволит обнаружить уменьшение несущей способности балок, например в результате коррозии внутренних полостей или по другим причинам.

На рис. 2 показана расчетная схема главной балки мостового крана при определении упругого прогиба и механических напряжений в наиболее нагруженных волокнах нижнего пояса от нагрузки на ходовые колеса тележки $P = G/4$, вызванной весом груза G .

Упругий прогиб (перемещение) среднего сечения главной балки от давления ходовых колес тележки P определяется по формуле Мора

$$f_1^P = \sum \int_0^{L/2} \frac{M_P \cdot M_1}{E \cdot I} \cdot d\ell \quad (1)$$

где M_P и M_1 – изгибающие моменты в сечении ℓ по длине балки соответственно от давления ходовых колес и от единичной силы, приложенной в середине пролета (рис. 1).

Моменты M_P и M_1 для рассматриваемого случая выражаются линейными функциями, и если жесткость балки $E \cdot I$ постоянная, то формулу (1) можно записать так

$$f_1^P = \frac{2}{E \cdot I} \cdot (\omega_1 \cdot y_1 + \omega_2 \cdot y_2). \quad (2)$$

Здесь ω_1, ω_2 – площади единичной эпюры; y_1, y_2 – ординаты грузовой эпюры, расположенные под центрами тяжести площадей ω_1, ω_2 единичной эпюры (рис. 1).

После перемножения эпюр по правилу Верещагина и преобразований имеем

$$f_1^P = \frac{P \cdot L^3}{24 \cdot E \cdot I} \cdot \left[1 - \frac{b^2}{2 \cdot L^2} \cdot \left(3 - \frac{b}{L} \right) \right] = \frac{G \cdot L^3}{48 \cdot E \cdot (2 \cdot I)} \cdot \left[1 - \frac{b^2}{2 \cdot L^2} \cdot \left(3 - \frac{b}{L} \right) \right]. \quad (3)$$

На рис. 2 и в формулах (1)-(3): E – модуль упругости стали, МПа; L – пролет крана, мм; b – база тележки, мм; I – момент инерции сечения главной балки относительно оси $x-x$, мм⁴; e – расстояние от нейтральной оси $x-x$ до крайних нижних волокон поперечного сечения главной балки.

На рис. 3 представлены графики зависимости величины выражения в квадратных скобках формулы (3) от пролета крана и базы тележки. Как видно, для большей части реальных кранов с достаточной для

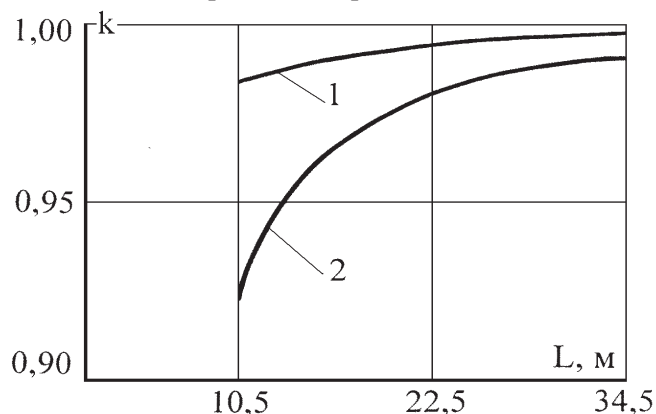


Рис. 3. Графики зависимости $k = \varphi(L, b)$: 1 – $b = 1,1$ м; 2 – $b = 2,5$ м

практических расчетов точностью

$$k = \left[1 - \frac{b^2}{2 \cdot L^2} \cdot \left(3 - \frac{b}{L} \right) \right] \approx 1.$$

Нормальные напряжения в наиболее нагруженных волокнах нижнего пояса балки равны

$$\sigma_H = \frac{M_{ИЗ}}{W_H}, \quad (4)$$

где $M_{ИЗ} = P \cdot (L-b)/2$; $W_H = I/e$.

Преобразовав (3) с учетом (4) получим формулу, которая связывает нормальные напряжения σ_H с упругим прогибом f_1^P

$$\sigma_H = \frac{12 \cdot E \cdot (L-b) \cdot e}{L^3 \cdot \left[1 - \frac{b^2}{2 \cdot L^2} \cdot \left(3 - \frac{b}{L} \right) \right]} \cdot f_1^P. \quad (5)$$

Подставляя в формулу (5) вместо расчетного прогиба f_1^P измеренное при статических испытаниях крана значение прогиба $f_1^Э$, получим величину фактических напряжений в наиболее нагруженных волокнах нижнего пояса главных балок при действии нагрузки G .

Для оценки снижения несущей способности металлоконструкций мостовых кранов можно воспользоваться формулой, полученной преобразованием формулы (3)

$$I = \frac{G \cdot L^3}{2 \cdot 48 \cdot E \cdot f_1^P} \cdot \left[1 - \frac{b^2}{2 \cdot L^2} \cdot \left(3 - \frac{b}{L} \right) \right]. \quad (6)$$

Подставив в (6) вместо расчетного прогиба f_1^P измеренное при статических испытаниях значение $f_1^Э$ можно найти фактический момент инерции сечения главной балки $I^Э$, сравнение которого с моментом инерции, рассчитанным по данным обмеров, позволит судить об уменьшении несущей способности крановой металлоконструкции в результате совокупности факторов.

Выводы

Таким образом, упругий прогиб главных балок мостового крана является интегральным показателем несущей способности металлоконструкции мостового крана, зависящей как от условий эксплуатации так и от физико-механических свойств металла, а точность его измерения позволяет определить истинное значение несущей способности и оценить остаточный ресурс крана.

Библиографический список

1. О состоянии диагностики грузоподъемных кранов. Почему упал мостовой кран на ОАО «ФСК «МОРЕ»? / А.М. Руднев, Л.М. Мартовицкий // Подъемные сооружения. Специальная техника. – 2012. – № 7-8. – С. 9-10.
2. НПАОП 0.00-1.01-07. Правила будови і безпечної експлуатації вантажопідіймальних кранів. – К.: Основа, 2007. – 264 с.

Поступила 18.09.2013

Вплив збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» на формування динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальний пристрій

Мета дослідження – виявлення впливу збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» на формування динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальний пристрій. Розроблена математична модель збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» для жорсткої та пружної підвіскої автосамоскида при відриві його передніх коліс. Розраховані коефіцієнти динамічності для різних режимів буксирування. Проведено експериментальне дослідження динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальний пристрій буксировщика БКА-110 при буксируванні автосамоскида БілАЗ-548. Проведене дослідження сприяє науково обґрунтованому вибору параметрів підйомно-зчеплювальних пристроїв. Іл. 1. Табл. 1. Бібліогр.: 5 назв.

Ключевые слова: математична модель, збурений рух, буксировщик, кар'єрний автосамоскид, підвіска, динамічне навантаження, підйомно-зчеплювальний пристрій

The purpose of research – discovering of system «motor tug-dumper» disturbance motion on lifting-coupling gear dynamic loads forming influence. The mathematical model of system «motor tug-dumper» disturbance motion for dumper rigid and elastic suspension, when dumper front wheels are lifted, has been worked out. The dynamic factors for variation of towing has been calculated. The experimental research of dynamic loads on motor tug BKA-110 lifting-coupling gear for mining dumper BelAZ-548 towing has been carried out. This research promotes scientifically based choice of lifting-coupling gears parameters.

Keywords: mathematical model, disturbance motion, motor tug, mining dumper, suspension, dynamic load, lifting-coupling gear

Постановка проблеми та її зв'язок із важливими науковими та практичними завданнями

Прогрес гірничої промисловості тісно пов'язаний з розвитком відкритих розробок корисних копалин, де у транспортному обслуговуванні чільне місце займають автосамоскиди. У складних умовах експлуатації вони часто руйнуються на великій глибині кар'єрів, коли виникає потреба доставки техніки у стаціонарні механічні майстерні для наступного ремонту. В умовах обмеженого простору та великих уклонів технологічних доріг у кар'єрах для цієї мети служать спеціально обладнані буксировщики, які дозволяють оперативно підхоплювати і транспортувати зруйновані автосамоскиди. Така схема буксирування конструктивно проста, досить автономна. Разом з тим потребує додаткових досліджень по формуванню зовнішніх навантажень на підйомно-зчеплювальні пристрої, по динаміці системи «буксировщик-автосамоскид» для науково обґрунтованого підходу до визначення раціональних параметрів основних силових елементів.

Аналіз останніх досліджень і публікацій

Буксировщики розробляються на базі автосамоскидів БілАЗ шляхом переобладнання, а саме установки підйомно-зчеплювального пристрою замість кузова. Параметри основних силових елементів підйомно-зчеплювальних пристроїв визначаються з проектувального розрахунку на міцність, який не враховує ряду навантажень, пов'язаних з коливаннями системи «буксировщик-автосамоскид»

при русі по нерівностях технологічних доріг.

У роботі [1] окреслена проблема автосамоскидів, відзначається, що у науковій літературі практично відсутні матеріали, присвячені розробці та дослідженню підйомно-зчеплювальних пристроїв. Роботи [2], [3] присвячені динаміці дволанкових колісних машин, вони висвітлюють шлях визначення розрахункових навантажень на несучі конструкції. У роботі [4] описані нерівності, які трапляються на технологічних дорогах і спричиняють підвищення динамічних навантажень.

Невирішеною частиною загальної проблеми є відсутність науково-методичного забезпечення проектування підйомно-зчеплювальних пристроїв.

Постановка завдання статті полягає у виявленні впливу збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» на формування динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальний пристрій буксировщиків кар'єрних автосамоскидів.

Викладення основного матеріалу дослідження

У плані науково обґрунтованого призначення металомісткості підйомно-зчеплювальних пристроїв вирішальну роль відіграють динамічні навантаження, які характеризуються певними коефіцієнтами динамічності. Формування динамічних навантажень досліджується на шляху вивчення коливань системи «буксировщик-автосамоскид». Для отримання картини кінематичних збурень обрана найбільш важка ділянка технологічної дороги. Заміри параметрів шляху, їх статистична обробка дозволили кінематичне

збурення апроксимувати функцією, головна гармоніка якої є синусоїдою з довжиною хвилі $l_0 = 2$ м і розмахом $A = 0,3$ м.

Схема буксирування автосамоскида захватом спереду при пружній задній підвісці надана на рисунку, де залучені наступні позначення і характерні розміри: l_1 – відстань по горизонталі від передньої осі до центра маси автосамоскида; l_2 – відстань по горизонталі від заднього моста до центра маси автосамоскида; l_3 – відстань по горизонталі від передньої осі до опорної точки автосамоскида; l_4 – відстань по горизонталі від заднього моста до опорної точки кузова.

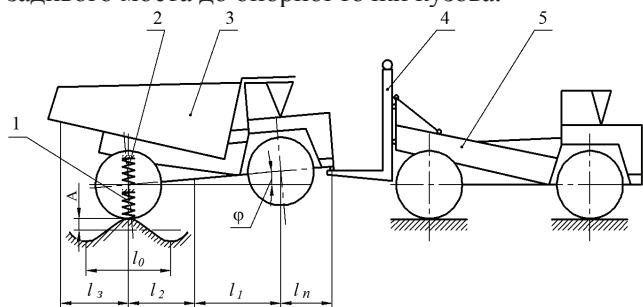


Рис. Схема буксирування автосамоскида захватом спереду: 1 – пружний елемент колеса; 2 – пружний елемент підвіски автосамоскида; 3 – автосамоскид; 4 – підйомно-зчеплювальний пристрій; 5 – буксировщик

При буксируванні автосамоскида захватом спереду при жорсткій задній підвісці диференціальне рівняння коливань автосамоскида отримано у формі рівняння Лагранжа другого роду і має наступний вигляд

$$\ddot{\varphi} + \frac{n_{uu} C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2}{J_1} \varphi = \frac{n_{uu} C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)}{2J_1} A \sin \omega t, \quad (1)$$

де n_{uu} – кількість шин задньої підвіски; C_{uu} – коефіцієнт радіальної жорсткості однієї шини задньої підвіски, Н/м; A – розмах апроксимуючої функції кінематичного збурення, м; ω – кругова частота кінематичного збурення, 1/с; J_1 – момент інерції автосамоскида відносно поперечної осі, яка проходить через опорну точку, кг·м².

Розв'язання рівняння (1)

$$\varphi = \frac{A}{2(l_n + l_1 + l_2)} \frac{1}{\left| 1 - \frac{4\pi^2 J_1 v^2}{n_{uu} C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2 l_0^2} \right|} \sin \frac{2\pi v}{l_0} t. \quad (2)$$

Відповідна критична швидкість

$$v_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{n_{uu} C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2 l_0^2}{4\pi^2 J_1}}. \quad (3)$$

При буксируванні автосамоскида захватом спереду при пружній задній підвісці диференціальні рівняння коливань автосамоскида отримано у формі рівняння Лагранжа другого роду і мають наступний вигляд:

$$\left. \begin{aligned} J_{n1} \ddot{\varphi} + n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2 \varphi - n_n C_n (l_n + l_1 + l_2) y = 0; \\ - n_n C_n (l_n + l_1 + l_2) \varphi + m_{n3} \ddot{y} + (n_n C_n + n_{uu} C_{uu}) y = n_{uu} C_{uu} \frac{A}{2} \sin \omega t, \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

де m_{n3} – маса невіднесених частин автосамоскида, кг; v – швидкість буксирування, м/с; J_{n1} –

момент інерції піднесених частин автосамоскида при захваті спереду відносно поперечної осі, яка проходить через опорну точку, кг·м²; n_n – кількість пружних елементів задньої підвіски; C_n – коефіцієнт жорсткості одного пружного елемента задньої підвіски, Н/м;

$$A_1 = n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2) \times \frac{A}{2} \left\{ \frac{J_{n1} m_{n3} \omega^4 - [J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2] \omega^2 + n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2}{J_{n1} m_{n3} \omega^4 - [J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2] \omega^2 + n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2} \right\}; \quad (5)$$

$$A_2 = \left[n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2 \frac{A}{2} - J_{n1} n_{uu} C_{uu} \frac{A}{2} \omega^2 \right] \left\{ \frac{J_{n1} m_{n3} \omega^4 - [J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2] \omega^2 + n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2}{J_{n1} m_{n3} \omega^4 - [J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2] \omega^2 + n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2} \right\}. \quad (6)$$

Як це виходить з виразу (6), амплітуда коливань невіднесених мас обертається у нуль при швидкості буксирування

$$v = \sqrt{\frac{n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2 l_0^2}{4\pi^2 J_{n1}}}. \quad (7)$$

Безпосередньо з виразів (5) і (6) отримано частотне рівняння

$$J_{n1} m_{n3} (\omega^2)^2 - [J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2] \omega^2 + n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2 = 0. \quad (8)$$

Власні кругові частоти

$$\omega_{1,2} = \left\{ \frac{J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2}{2} \mp \left[\frac{(J_{n1} n_n C_n + J_{n1} n_{uu} C_{uu} + m_{n3} n_n C_n (l_n + l_1 + l_2)^2)^2 - 4 J_{n1} m_{n3} n_n n_{uu} C_n C_{uu} (l_n + l_1 + l_2)^2}{(2 J_{n1} m_{n3})^2} \right]^{1/2} \right\}^{1/2}. \quad (9)$$

визначають відповідні критичні швидкості буксирування.

Підвищення навантаження на вузли підвіски автосамоскидів при русі по нерівностях доріг характеризується коефіцієнтом динамічності, який залежить від конструктивних особливостей підвіски, параметрів шляху, швидкості руху і визначається наступною залежністю

$$K_{\partial} = 1 + \frac{h_{\partial}}{h_c}, \quad (10)$$

де K_{∂} – коефіцієнт динамічності; h_{∂} – амплітуда коливань, м; h_c – статичний прогин пружного елемента, м.

На прикладі буксирування автосамоскида БілАЗ-548 виконані розрахунки коефіцієнтів динамічності в залежності від способу захвату, типу підвіски, відповідні результати наведені у таблиці.

Таблиця. Залежність коефіцієнтів динамічності від умов буксирування автосамоскидів БілАЗ-548

Спосіб захвату, тип підвіски	Швидкість, км/год			
	10	20	30	40
Захват спереду, жорстка підвіска	2,2	7,3	15,8	41,3
Захват спереду, пружна підвіска	1,3	4,9	P*	6,5

P* – резонансний режим.

На базі проведеного теоретичного дослідження у ВАТ «Транспрогрес» (Маріуполь) розроблений, на заводі «Авторемгормаш» (Белгород) виготовлений дослідний зразок буксировщика кар'єрних автосамоскидів БКА-110, який підлягав експериментальному дослідженню з метою перевірки на адекватність ряду наукових положень математичної моделі формування розрахункових зусиль і виявлення його експлуатаційної придатності. Експериментальне дослідження проведене на Північному гірничо-збагачувальному комбінаті (Кривий Ріг).

На шляху експериментального дослідження розроблені програма і методика визначення коефіцієнтів динамічності, у тому числі запропонований наступний вираз:

$$K_{\partial} = \frac{\sigma_{\partial}}{\sigma_c}, \quad (11)$$

де K_{∂} – коефіцієнт динамічності; σ_{∂} – напруження в конструкції при динамічному прикладенні навантаження, Па; σ_c – напруження в конструкції при статичному прикладенні навантаження, Па.

В основу вимірювання напружень покладений тензометричний метод з залученням стандартної апаратури, пристосованої до живлення постійним струмом при напрузі 12 В і 24 В – підсилювач Топаз-3, осцилограф К12-22 відповідно [5]. З цією метою використовуються гнучкі месдозы, обладнані дровими тензорезисторами з базою 20мм і номінальним опором 200 Ом. Тарировка відбувається посереднім способом з залученням балки рівного опору. У робоче положення месдозы встановлюються за допомогою точкового зварювання по контуру.

Визначення коефіцієнтів динамічності відбувалося при буксированні автосамоскида БілАЗ-548 буксировщиком БКА-110. Для цього у кореневій зоні консолі рухомої штанги встановлюються дві месдозы на однаковому віддаленні від бокових стінок. Запис напружень відбувався на ділянці дороги довжиною 50м з нерівностями, які відповідають синусоїдальному профілю з довжиною хвилі 2 м і розмахом 0,3 м. У результаті виявлено, що погрішність визначення коефіцієнтів динамічності у вузлах зчеплювання буксировщика і автосамоскида за математичною моделлю пружної підвіски не перевищує 8,3 % при швидкості 10 км/год і 8,9 % при швидкості 20 км/год, за математичною моделлю жорсткої підвіски не перевищує 10% при швидкості 10 км/год і 10,6 % при швидкості 20 км/год.

Таким чином, розроблені математичні моделі дають задовільну збіжність теорії та експерименту і можуть служити підставою для розрахунку коефіцієнтів динамічності та визначення розрахункових навантажень на підйомно-зчеплювальні пристрої буксировщиків.

Випробування на міцність буксировщиків БКА-

110, а також досвід експлуатації експериментального зразка у кар'єрних умовах Північного гірничо-збагачувального комбінату (Кривий Ріг) продемонстрували повну адекватність розрахунків на міцність, працездатність і експлуатаційну придатність цієї машини.

Висновки

Розроблена математична модель системи «буксировщик-автосамоскид» враховує тип підвіски автосамоскида, який буксировується, спосіб його зачеплення, сприяє науково обґрунтованому вибору прийнятних режимів буксировування в залежності від стану технологічних доріг, у тому числі визначає критичні швидкості, які відповідають появі резонансних режимів.

Випробування на міцність буксировщиків кар'єрних автосамоскидів враховують конструктивні особливості, специфіку використання таких машин в умовах відкритих гірничих розробок; випробування на міцність буксировщика кар'єрних автосамоскидів БКА-110 продемонструвало задовільну збіжність результатів розрахунку на міцність та експериментальних даних, повну експлуатаційну придатність, високу надійність таких машин у реальних умовах їх застосування.

Бібліографічний список

1. К вопросу о проектировании подъемно-сцепных устройств буксировщиков карьерных автосамосвалов / В.О. Бейгул, А.Л. Лепетова, Л.Н. Ширин // Сб. науч. тр. КМТИ: Механизация производственных процессов рыбного хозяйства, промышленных и аграрных предприятий. – Керчь: КМТИ, 2006. – Вып. 7. – С. 103–106.
2. Аналитическое исследование колебаний системы «тягач-прицеп» / Г.П. Веселов, А.Н. Густомясов, В.И. Колмаков // Известия вузов. Машиностроение. – 1988. – № 5. – С. 92–97.
3. Динамическое поведение двухзвенного автопоезда вблизи границы области устойчивости / Л.Г. Лобас, Ю.Л. Ващенко // Прикладная механика. – 1991. – Т.27. – №12. – С. 85–91.
4. Статистические характеристики микропрофиля автомо-бильных дорог и колебания автомобиля / В.Л. Афанасьев, А.А. Хачатуров // Автомобильная промышленность. – 1996. – №2. – С. 23–27.
5. Экспериментальные методы исследования деформации и напряжений: Справочное пособие / Касаткин Б.С., Кудрин А.Б., Лобанов Л.М. и др.; отв. ред. Б.С. Касаткин. – К.: Наукова думка, 1981. – 584 с.

Поступила 03.10.2013.



Перспективы применения гидропаровой турбины для утилизации избыточной теплоты шахтного энергокомплекса

В статье получено соотношение для расчёта тягового реактивного момента и КПД установки с реактивной гидропаровой турбиной (РГПТ) в зависимости от перепада температур на сопле и угловой скорости вращения колеса. Выполнен анализ этих соотношений. Для типовых параметров работы РГПТ значение термического КПД достигает 46 % от максимально возможного в цикле Карно при тех же условиях. Поэтому сделан вывод о целесообразности использования технологии РГПТ в составе шахтного энергокомплекса. Ил. 1. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: реактивная гидропаровая турбина (РГПТ), двухфазный поток, тяговый момент, избыточное тепло

Relationships for calculation of moving jet torque and efficiency factor of jet hydro – vapour turbine's (JHVT) unit in depending on temperature drop and angular velocity of disk's rotation. The analysis of these relationships is done. For the typical parameters of work of the JHVT value of thermal efficiency factor amount 46 % from maximally possible by Carnot's cycle. A conclusion is therefore done about expedience of the use of the JHVT-technology in composition of mine's energo-complex.

Keywords: jet hydro-vapor turbine (JHVT), two-phase flow, jet torque, surplus heat.

Постановка проблемы основана на актуальности задачи утилизации вторичных энергоресурсов (ВЭР) на предприятиях горно-металлургического комплекса Украины. Например, при работе газопоршневых двигателей на шахтном метане образуется значительное количество ВЭР с температурой 110 °С (вода охлаждения) и 140 °С (выхлопные газы). Использование подобной тепловой энергии для выработки дополнительной электрической энергии позволит повысить общую степень полезной переработки шахтного метана, снизить себестоимость продукции горных предприятий.

Для шахтных энергетических комплексов предлагается решать задачу использования ВЭР применением установок с гидропаровой турбиной (ГПТ) [1] для дополнительной выработки электроэнергии. В отличие от традиционных паротурбинных установок в ГПТ происходит расширение рабочей среды в двухфазную область от левой ветви кривой равновесия между насыщенными водой и паром.

В конфузорной части сопла ГПТ при понижении давления нагретой воды происходит её вскипание и образование пузырькового потока (ПП), который затем преобразуется в капельный поток (КП) с несущим паром. Таким образом тепловая энергия нагретой воды в сопле ГПТ преобразуется в полезную механическую, которая в свою очередь может обеспечить привод электрогенератора с помощью некоторых конструктивных решений. Здесь возможны две конструктивные схемы. Первая схема реактивной гидропаровой турбины (РГПТ) предполагает расположение сопел на вращающемся колесе.

Вторая схема активной ГПТ предполагает, что двухфазный капельный поток из неподвижного сопла воздействует на лопаточное колесо. Всё оборудование

находится в вакуумной камере с давлением p_v порядка 4–10 кПа. Для утилизации ВЭР характерен невысокий перепад температурного потенциала и, следовательно, невысоким будет термодинамический КПД любого процесса преобразования тепловой энергии в полезную механическую. Поэтому необходимо на основе расчёта тяговой мощности колеса РГПТ оценить эффективность её применения в составе шахтных энергетических комплексов.

Первые систематические исследования рабочего процесса и оборудования ГПТ были начаты В.А. Зысиным [2] и его коллегами [3]. Рассмотрим подробнее сущность рабочего процесса и конструктивное устройство реактивной гидропаровой турбины (РГПТ). Перед запуском РГПТ разрежение в вакуумной полости создается водоструйным эжектором, а в процессе работы – совместной работой конденсатора и водоструйного эжектора. Колесо РГПТ установлено на полом валу. Вал со стороны подачи нагретой воды установлен в специальном подшипнике, который обеспечивает подачу воды из неподвижной трубки от питающего насоса во вращающийся вал. Со стороны электрогенератора вращающийся вал, проходя стенку вакуумируемой полости, уплотнён гидравлически. Нагретая вода с начальной температурой T_c под давлением питающего насоса p_c по полному валу поступает в радиальные трубки колеса гидропаровой турбины. Эта вода из радиальных трубок поступает в конфузорно-диффузорные сопла. Гидравлический тракт от выходного патрубка насоса до минимального сечения сопла подбирается таким образом, чтобы в этом сечении сопла давление p_m нагретой воды снизилось до $p_s(T_c)$ – давления насыщенных паров воды при температуре T_c

$$p_m = p_s(T_c) \quad (1)$$

и, таким образом, в минимальном сечении сопла начинается вскипание в потоке нагретой насыщенной воды. Проходя по диффузору давление двухфазной водно-паровой смеси снижается до p_o в выходном (outlet) [4] сечении сопла. Причём для максимально эффективной работы сопла необходимо, чтобы

$$p_o = p_s(T_o) = p_v \quad (2)$$

Условие (2) есть условие расчётного режима работы сопла применительно к двухфазному потоку. Поток двухфазной смеси, выходя из сопла, установленных на колесе РГПТ, создаёт тяговое реактивное усилие, которое приводит во вращение вал электрогенератора.

Несмотря на значительный интерес к ГПТ, начиная с 1962 г. [2], в литературе по этому вопросу [2, 3, 5] отсутствует устоявшаяся методика расчёта колеса РГПТ на тяговый реактивный момент.

На основе анализа литературных источников в статье поставлена **цель** оценить перспективы применения рассматриваемой конструкции на основе расчёта КПД и тягового момента, развиваемого колесом РГПТ, в зависимости от характерных перепадов температур в структуре ВЭР шахтного энергокомплекса.

Для расчёта тягового момента колеса РГПТ необходимо соотношение для реактивного тягового усилия сопла. Его вывод основан на уравнениях равновесной термодинамики двухфазного потока и уравнении Эйлера [6]. Уравнение Эйлера позволяет вычислить равнодействующую силу, приложенную к некоторому элементу сплошной в нашем случае двухфазной среды при её одномерном движении. Для конкретизации применения уравнения Эйлера к рассматриваемому техническому устройству на рисунке показан чертеж сопла ГПТ. Ось симметрии сопла берём в качестве оси z с направлением, которое противоположно направлению вращения.

Методически при использовании уравнения Эйлера необходимо подобрать соответствующие контрольные контуры. Сечения, перпендикулярные оси сопла ГПТ и задающие контрольные контуры, обозначим «о», «m» и «с». Сечение «о» проходит через выходную плоскость сопла, сечение «m» расположено в плоскости с минимальной площадью сопла, а сечение «с» – во входной плоскости конфузора.

Уравнение Эйлера для данного случая принимает вид

$$F_{oz} = G \cdot (V_o - V_m) \quad (3)$$

где F_{oz} – проекция равнодействующей силы на ось Oz ; G – массовый расход (кг/с) рабочей среды; V_o – скорость двухфазной среды в выходном сечении сопла; V_m – скорость нагретой воды в минимальном сечении сопла перед фронтом вскипания.

При выполнении условия (2) равнодействующая сила может быть записана как сумма проекций на ось z всех сил, действующих на контур, заданный сечениями «о», «m» и боковой цилиндрической поверхностью, проходящей через окружность выходного сечения сопла (см. рисунок)

$$p_o \cdot (S_o - S_m) + p_s(T_o) \cdot S_m - p_o \cdot S_o - F_{mj} = G \cdot (V_o - V_m) \quad (4)$$

где S_o – площадь выходного сечения сопла; S_m –

площадь минимального сечения сопла; F_{mj} – тяговая реактивная сила.

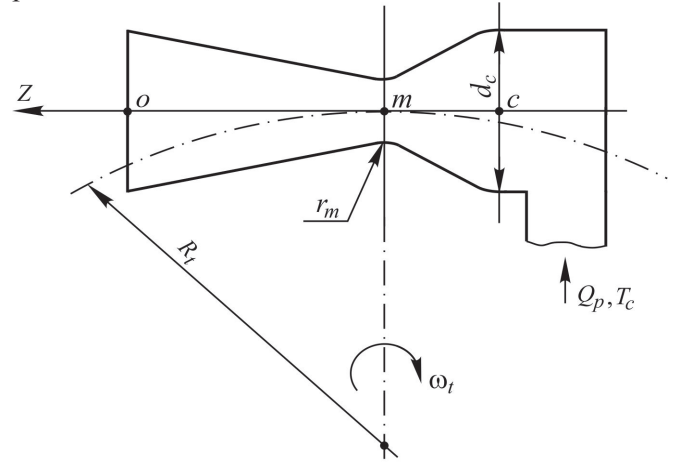


Рисунок. Сопло РГПТ с контуром для расчёта реактивной силы

Это позволяет из (4) с учётом сокращения $p_o \cdot S_o$ с разными знаками записать выражение для реактивной силы

$$F_{mj} = G \cdot (V_o - V_m) - (p_s(T_{in}) - p_o) \cdot S_m \quad (5)$$

Перепад давлений с отрицательным знаком на диффузорном участке сопла в соответствии с (5) определяет не тягу, а сопротивление. То есть второе слагаемое (5) фактически выражает силу лобового сопротивления на элементы конструкции сопла, выступающие за пределы колеса ГПТ. Таким образом, значение собственно тяговой реактивной силы даёт первое слагаемое выражения (5), для которого необходимо вычислить V_o и V_c .

Соотношение для V_o получаем на основе закона сохранения энергии для двухфазного потока. В соответствии с этим составляется известный баланс энергии между минимальным сечением сопла и выходным сечением. Учитывая условие (1), которое выражает факт отсутствия паровой фазы в минимальном сечении сопла $x_m = 0$, и $r(T) = i''(T) - i'(T)$, из вышеуказанного баланса можно получить соотношение

$$V_o^2 = 2 \cdot (i_{1,m} - i_{1,o} - x_o \cdot r(T_o)) + V_m^2 \quad (6)$$

где $r(T_o)$ – массовая теплота фазового перехода при температуре T_o ; x_o – массовое паросодержание в выходном сечении сопла; $i_{1,m}$ и $i_{1,o}$ – удельная энтальпия жидкой фазы в минимальном и выходном сечениях сопла.

Значение x_o будем находить из уравнения адиабатического процесса для двухфазной среды

$$\left(\frac{\partial x}{\partial T} \right)_s = x \left(\frac{1}{T} - \frac{dr(T)/dT}{r(T)} \right) - \frac{C_{1,p}}{r(T)} \quad (7)$$

где $C_{1,p}$ – изобарная теплоёмкость воды в состоянии насыщения.

Уравнение (7) получено из основного дифференциального уравнения термодинамики для двухфазной

среды при $C_{1,p} \approx C_{1,p}$. Приближённое равенство справедливо в области температур далёких от критической точки. Интервал температур работы ГПТ соответствует этому случаю. Решение уравнения (7) получили методом вариации произвольной постоянной

$$x(T) = x_{in} \frac{T}{T_{in}} \cdot \frac{r(T_{in})}{r(T)} + \frac{C_{1,p} \cdot T}{r(T)} \ln \frac{(T_{in})}{(T)}, \quad (8)$$

где (x_c, T_c) – координаты заданной точки, через которые проходит интегральная кривая уравнения (7).

Точка (x_c, T_c) исходя из процедуры решения уравнения (7) соответствует началу адиабатического процесса. Учитывая, что в минимальном сечении сопла ГПТ $x_c = x_m = 0$, подставляем (8) в (6), и тогда формула для квадрата скорости двухфазной среды в выходном сечении сопла примет вид

$$V_o^2 = 2 \left[i'(T_c) - i'(T_o) - C_{1,p} \cdot T_o \cdot \ln(T_c/T_o) \right] + V_m^2. \quad (9)$$

Величина скорости воды V_m в минимальном сечении сопла определяется давлением питающего насоса p_c , а также давлением, создаваемым полем центробежных сил при вращении колеса турбины. Для определения V_m составляем уравнение Бернулли между сечениями «с» и «т» (см. рисунок) сопла. Решаем это уравнение относительно V_m и получаем выражение

$$V_m(\omega_t) = \sqrt{V_c^2 + (\omega_t \cdot R_t)^2 + 2 \cdot \rho_{1s}^{-1}(T_c) \cdot (p_c - p_s(T_c))}, \quad (10)$$

где $\rho_{1s}(T_c)$ – плотность воды при температуре T_c ; ω_t – угловая скорость вращения колеса РГПТ; R_t – расстояние от оси вращения колеса турбины до оси сопла (рисунок); V_c – скорость воды во входном сечении конфузора, определяемая по производительности насоса Q_p (m^3/c), необходимой для прокачки заданного расхода G рабочей среды в установке и диаметру d_c входного сечения конфузора.

Отсюда видно, что скорость воды в минимальном сечении сопла есть, в том числе, и функция угловой скорости вращения турбины. Причём этот фактор является определяющим. В переходном процессе наращивания угловой скорости колеса ГПТ до выхода на стационарный режим с $\omega_t = Const$ необходимо, чтобы фронт вскипания всё время находился в минимальном сечении сопла.

Для этого скорость $V_m(\omega)$ должна быть постоянной. Чтобы обеспечить это условие, по мере увеличения угловой скорости вращения колеса турбины, необходимо увеличивать производительность питающего насоса Q_p . С целью исключения этого трудно реализуемого режима необходимо в составе установки с РГПТ предусматривать разгонный двигатель для выхода на стационарный режим вращения.

С учетом (9) и (10) соотношение для тяговой реактивной силы принимает вид

$$F_{M,J} = G \cdot \left(\sqrt{V_T^2(T_c, T_o) + V_m^2(\omega_t)} - V_m(\omega_t) \right), \quad (11)$$

где $V_T^2 = 2[i'(T_o) - i'(T_c) - C_p' T_o \ln(T_c/T_o)]$ – квадрат тепловой скорости, которая обусловлена перепадом температур на сопле.

На основе (11) выражение для тяговой реактивной мощности будет

$$N_{M,J} = G \cdot \left(\sqrt{V_T^2(T_c, T_o) + V_m^2(\omega_t)} - V_m(\omega_t) \right) \cdot \omega_t \cdot R_t, \quad (12)$$

В настоящем исследовании не учитывался тормозящий момент от действия силы Кориолиса в радиальных трубках колеса РГПТ. Однако для значительного уменьшения этого тормозящего момента может использоваться техническое решение, разработанное авторами [7].

Выражение (12) определяет полезную мощность РГПТ, а затраченная тепловая мощность при работе установки будет:

$$N_T = G \cdot C_{1,p} \cdot (T_c - T_o). \quad (13)$$

Тогда отношение (12) к (13) определяет термический КПД установки с РГПТ следующим выражением:

$$\eta_{t,JHVP} = \frac{\left(\sqrt{V_T^2(T_c, T_o) + V_m^2(\omega_t)} - V_m(\omega_t) \right) \cdot \omega_t \cdot R_t}{C_{1,p} \cdot (T_c - T_o)}. \quad (14)$$

Таким образом, получены выражения для расчёта тягового реактивного момента, развиваемого колесом РГПТ, и КПД установки. На их основе можно анализировать эффективность различных конструктивных решений для установок с РГПТ. Тяговая реактивная мощность (12) и КПД (14) установки монотонно возрастают по мере увеличения угловой скорости вращения колеса турбины. Этот рост ограничивают тормозящие моменты. Из них самым значительным есть момент, вызываемый силой Кориолиса. Дополнительное ограничение связано с прочностью конструкции колеса турбины при возрастании угловой скорости вращения.

Для оценки КПД примем следующие значения параметров характерных для РГПТ $T_c = 383$ К, $T_o = 303$ К, $\omega_t = 314$ p/c, $R_t = 1$ м, $p_c = 3$ атм, расход теплоносителя $G = 9$ кг/с, диаметр входного сечения конфузора $d_m = 10$ мм.

Значение $\eta_{t,JHVT}$ для выше указанных параметров будет 9,6 %. Отметим, что в условиях заданного перепада температур максимально возможное значение термического КПД даёт идеальная тепловая машина, работающей по циклу Карно, и этот КПД составляет $\eta_{t,Carnot} = 20,9$ %.

Выводы

1. Получены соотношения для расчёта тягового реактивного момента и КПД установки с реактивной гидропаровой турбиной в зависимости от перепада температур на сопле и угловой скорости вращения колеса.

2. Анализ этих соотношений показал, что в условиях перепада температур, характерного для избыточного тепла шахтного энергокомплекса, КПД установки с РГПТ составляет 46 % от максимально возможного КПД, определяемого циклом Карно.

3. Учитывая это обстоятельство, применение установки с РГПТ в составе шахтного энергокомплекса перспективно для утилизации избыточного

тепла с выработкой дополнительной электроэнергии. Это особенно важно при работе комплекса в летний период.

Библиографический список

1. Научно-технические основы создания шахтных когенерационных энергетических комплексов / А.Ф. Булат, И.Ф. Чемерис. – К.: Наукова думка, 2006. – 176 с.
 2. Зысин В.А. Комбинированные парогазовые установки и циклы. – М.: Наука, 1962. – 187 с.
 3. Вскипающие адиабатные потоки / В.А. Зысин, Г.И. Баранов, Г.И. Барилевич, Т.Н. Парфёнова. – М.: Атомиздат, 1976. – 152 с.
 4. Російсько-українсько-англійський словник з механіки / Укладачі В.М. Бастун, Я.М. Григоренко, В.А. Широков. – К.: Наукова думка, 2008. – 512 с.

5. Экспериментальное исследование расширяющихся сопел, работающих на сильно недогретой воде / А.С. Голдин, О.О. Мильман // Теплоэнергетика. – 2003. – № 3. – С. 70-73.

6. Абрамович Г.Н Газовая динамика воздушно-реактивных двигателей. – М.: Изд-во БНТ, 1947. –198 с.

7. Пат. 90232 Украина UA МПК⁹ F01D 1/00. Реактивна турбіна / Булат А.Ф., Чемерис І.Ф.; заяв. та патентовласник Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – № а 200906198; заявл. 15.06.2009; опубл. 12.04.2010, Бюл. № 7.

Поступила 27.09.2013

УДК 622.233: 551.49

Кожевников А.А. /д.т.н./, Судаков А.К. /к.т.н./
ГВУЗ «НГУ»

Дреус А.Ю. /к.т.н./, Лысенко Е.Е.
ДНУ им. Олеса Гончара

Наука

Исследование теплопереноса в пористой крупнодисперсной среде криогенно–гравийного фильтра

Представлены результаты теоретических исследований теплопереноса в криогенно–гравийном элементе фильтра, изготовленном по низкотемпературной технологии. Ил. 4. Табл. 1. Библиогр.: 7 назв.

Ключевые слова: математическое моделирование, теплоперенос, низкотемпературная технология, криогенно–гравийный фильтр

The results of theoretical and laboratory studies of heat transfer in the element of the cryogenic gravel puck, that produced by low-temperature technology, are present.

Keywords: mathematical modeling, heat transfer, cryogenic technology, cryogenic-gravel filter.

Введение

В настоящее время существует устойчивая тенденция к увеличению объемов потребления питьевой воды. Неудовлетворительное качество поверхностных вод обуславливает все большее использование подземных, при этом для получения более качественной воды требуется оборудование все более глубоких скважин, оснащенных надежными и эффективными фильтрами. Существующие технологии создания гравийных фильтров имеют массу недостатков и не удовлетворяют технологическим, техническим, экономическим и экологическим требованиям. В Национальном горном университете была предложена [1] новая технология изготовления опускных гравийных фильтров блочной конструкции, по которой омоноличивание композита, состоящего из гравия и вяжущего вещества на водяной основе, достигается путем его замораживания. После установки фильтра в рабочее положение конструкция приобретает необходимые фильтрационные свойства, за счет обратного фазового перехода вяжущего вещества.

Для определения рациональных параметров низкотемпературной технологии изготовления таких фильтров предложено использовать как экспериментальные методы в лабораторных условиях, так и методы математического моделирования [1, 2]. Следует заметить, что технология оборудования буровой скважины низкотемпературными гравийными фильтрами предполагает ряд технологических операций, относящихся к подготовительному и основному периодам. В подготовительный период осуществляют извлечение готовых элементов фильтра из форм, сборку фильтра на дневной поверхности, операции по подготовке фильтра к транспортировке по стволу скважины. В основной период – выполняют наращивание бурильной (фильтровой) колонны, транспортировку на колонне фильтра по стволу скважины, посадку фильтра в водоприемную часть скважины.

Отметим, что если продолжительность подготовительного периода будет достаточно большая, то может произойти преждевременное «растепление» и потеря прочности конструкции фильтра. Оценка

«жизнеспособности» омоноличенного элемента низкотемпературного фильтра осуществляется путем определения времени, в течение которого конструкция находится в замороженном состоянии, т.е. до начала фазового перехода вязжущего вещества.

Цель работы - исследование процесса теплопереноса в пористой крупнодисперсной среде замороженного гравийного фильтра, находящегося в условиях конвективного теплообмена с воздушной средой, с использованием методов математического моделирования.

Постановка задачи

Элемент фильтра представляет собой многофазную и многокомпонентную систему, которая состоит из гравия – минеральная составляющая и воды или водяного раствора – дисперсная среда. Общий вид омоноличенного элемента гравийного фильтра представлен на рис. 1а. В качестве расчетной области (рис. 1б) выбрано цилиндрическую стенку с внутренним R_1 и внешним R_2 радиусами, высотой H . Для проверки результатов математического моделирования проводились определение температуры композита фильтра в лабораторных условиях. Пять контрольных точек, в которых проводилось измерение температуры, обозначены на рис. 1б соответствующими номерами.

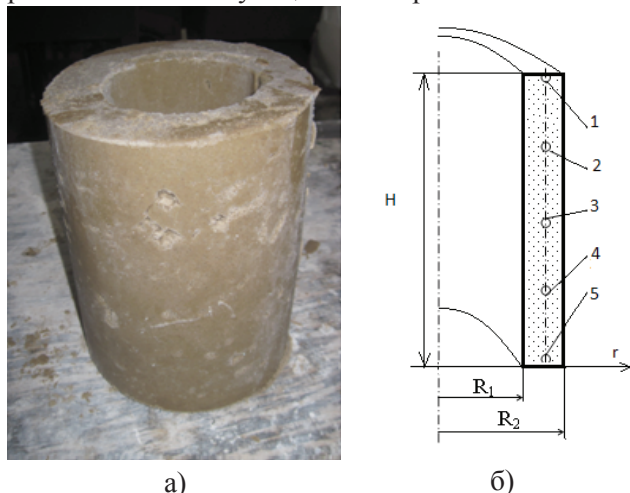


Рис. 1. Общий вид готового блока фильтра (а), схема расчетной области (б)

Во время подготовительных работ КГЭ фильтра находится в условиях свободной или смешанной конвекции. Примем допущение, что влияние вынужденной конвекции во время подготовительных операций незначительно, тогда для свободной конвекции теплоотдача к боковой поверхности фильтра будет описываться критериальным уравнением [3]

$$Nu_{\infty} = 0,75 \cdot (Gr \cdot Pr_{\infty})^{0,25} \cdot \left(\frac{Pr_{\infty}}{Pr_s} \right)^{0,25},$$

где Gr - критерии Грасгофа; Pr_{∞} , Pr_s - критерии Прандтля, вычисленные при температуре воздуха и стенки фильтра соответственно.

$$Gr = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{\infty} - T_s) \cdot H^3}{\nu^2}, Pr = \frac{a}{\nu}$$

где g - ускорение свободного падения, β - коэффициент теплового расширения воздуха, T_{∞} - тем-

пература воздуха, T_s - температура поверхности фильтра, ν - коэффициент кинематической вязкости воздуха, a - коэффициент температуропроводности воздуха.

Из определения критерия Нуссельта, средний коэффициент теплоотдачи $\bar{\alpha}$ вычисляется

$$\bar{\alpha} = \frac{Nu_{\infty} \cdot \lambda_{\infty}}{2 R_2},$$

где λ_{∞} – коэффициент теплопроводности воздуха при температуре T_{∞} .

Для определения допустимого времени нахождения фильтра на дневной поверхности, используем дифференциальное уравнение теплопереноса [3, 4]

$$c_{ef}(T) \rho(T) \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \lambda(T) \frac{\partial T}{\partial r} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\lambda(T) \frac{\partial T}{\partial z} \right), \quad (1)$$

$$\tau > 0, R_1 < r < R_2, 0 < z < H,$$

где c_{ef} – коэффициент эффективной теплоемкости; τ - время; T – температура; ρ - плотность; λ - коэффициент теплопроводности.

Начальные и граничные условия для уравнения (1) имеют вид

$$\begin{aligned} T|_{\tau=0} &= T_0, \\ \lambda(T) \frac{\partial T}{\partial n} \Big|_s &= \bar{\alpha} (T|_s - T_{\infty}), \end{aligned} \quad (2)$$

где T_0 – температура фильтра после извлечения из морозильной камеры.

Уравнение (1) описывает процесс теплопереноса в фильтре как в замороженном, так и в растепленном состоянии. Учет фазового превращения выполняется путем введения соответствующим образом функций теплофизических коэффициентов [5]

$$\begin{aligned} c_{ef}(T) &= (1 - \Pi) \cdot c_{sk} + \Pi \cdot i(T) \cdot U_0 \cdot c_i + \\ &+ \Pi \cdot (1 - i(T)) \cdot U_0 \cdot c_i + \frac{\rho_l}{\rho} \cdot \Pi \cdot l \cdot \frac{di}{dT}, \end{aligned}$$

где Π – пористость; U_0 - влагосодержание; c_{sk} , c_p , c_i – теплоемкости гравия, льда и воды, соответственно; $\rho_i(T)$ – плотность льда, l - теплота фазового перехода «лед-вода».

Коэффициент теплопроводности дисперсионной среды

$$\lambda = \lambda_1 + (\lambda_2 - \lambda_1)(1 - i(T)),$$

где λ_1 и λ_2 – коэффициенты теплопроводности мерзлой и талой фаз определяются следующими выражениями [5]:

$$\lambda_1 = 1,7(\rho \cdot 10^{-3} + 0,1U_0 - 1,1) - 0,1U_0,$$

$$\lambda_2 = 1,5(\rho \cdot 10^{-3} + 0,1U_0 - 1,1) - 0,1U_0.$$

Функция льдистости $i(T)$, учитывающая наличие зоны фазового перехода задается выражением вида [6]

$$i(T) = i_k \frac{1 - e^{-m(T - T_H)}}{1 - e^{-m(T_K - T_H)}},$$

где i_k – значение льдистости при температуре

T_K ; T_H, T_K – температуры начала и конца фазового перехода соответственно; m – эмпирический коэффициент, зависящий от дисперсности и структурного состава пористого материала.

Результаты расчета и их обсуждение

Для решения задачи (1)-(2) была использована численная схема расчета на основе метода конечных разностей. В расчетах начальная температура образца принята равной температуры морозильной камеры $T_0 = -20$ °С, температура воздуха принята $T_{\infty} = +25$ °С. Результаты численного решения задачи растепления представлены на рис. 2.

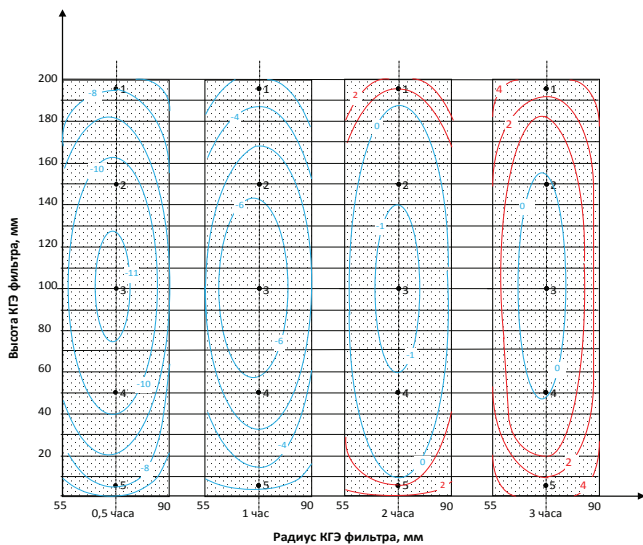


Рис. 2. Температурные поля в фильтре при его растеплении в воздушной среде: - контрольные точки

Представленные результаты показывают, что температурное поле конструкции неоднородно и, при заданных условиях, через 2 ч после извлечения элемента фильтра из морозильной камеры торцевые поверхности нагреются выше температуры фазового перехода.

На продолжительность подготовительных операций существенное влияние оказывает температура воздушной среды. В зимний период (таблица) среднемесячная температура на большинстве территории Украины составляет - 2,6 °С, а в ее южных регионах +0,9 °С. В целом по всей территории в весенне-осенний период температура составляет +9,3 °С, а в летний +20,2 °С. Среднегодовая температура +9,2 °С [7].

С учетом результатов численного решения задачи был выполнен расчет продолжительности времени

Таблица. Средняя температура окружающей среды в регионах Украины

Регион	Средняя температура, °С												
	Янв.	Фев.	Март	Апр.	Май	Июнь	Июль	Авг.	Сен.	Окт.	Нояб.	Дек.	Год
Ужгорода	-1,7	-0,1	5,0	11,0	16,1	18,8	20,9	20,3	15,5	10,3	4,7	-0,2	10,1
Львова	-2,9	-2	2,6	9,0	14,1	17,0	19,6	18,7	13,6	8,6	4,0	-1,4	8,4
Киева	-3,5	-3	1,8	9,3	15,5	18,5	20,5	19,7	14,2	8,4	1,9	-2,3	8,4
Днепропетровска	-3,7	-3,4	1,8	9,6	16,1	19,8	22,1	21,4	15,5	8,9	2,0	-2,3	9,0
Донецка	-4,1	-4,1	1,3	9,4	15,4	19,3	21,6	20,8	15,1	8,5	1,6	-2,9	8,5
Симферополя	0,2	0,4	3,9	9,9	15,1	19,5	22,3	22,0	16,9	11,3	5,8	2,0	10,8

растепления элемента фильтра в зависимости от величины начальной температуры образца (рис. 3).

Для проверки достоверности полученных расчетных данных, было выполнено их сопоставление с результатами экспериментальных измерений температуры термопарами в контрольных точках. Расхождение между экспериментальными и расчетными данными в среднем по всем термопарам составило не более 5 %, максимальное отклонение между данными составило 15 %. На рис. 4. показано изменение температуры для контрольной точки № 3, которая менее всего подвержена погрешностям на границе.

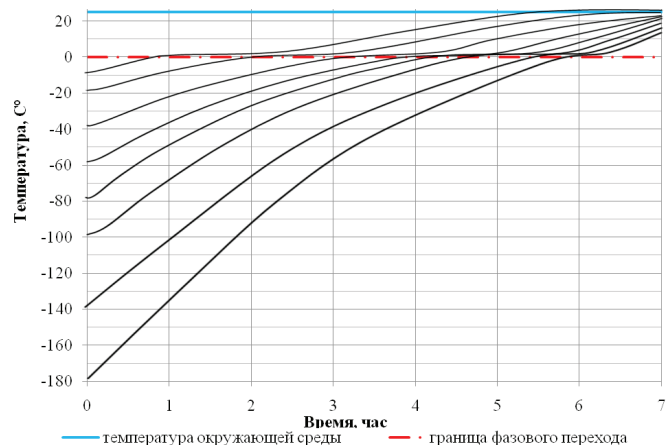


Рис. 3. Расчетное продолжительность времени фазового перехода элемента фильтра в зависимости от температуры нагрева контактной его поверхности

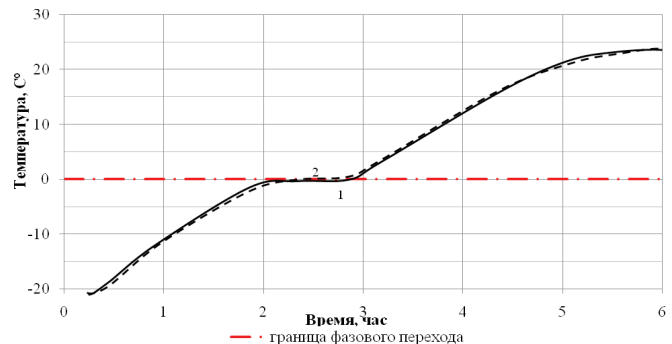


Рис. 4. Изменение температуры в контрольной точке № 3 в процессе его растепления в воздушной среде по данным: 1 – расчета, 2 – эксперимента

Качественное соответствие экспериментальной и расчетной кривых очевидно. В обоих случаях можно выделить три основных этапа: этап интенсивного нагрева до температуры фазового перехода, этап фазового перехода, на протяжении которого температура поддерживается приблизительно постоянной, и этап

прогрева образца до температуры окружающей среды.

Полученное расхождение является удовлетворительным и свидетельствует о возможности применения математической модели для исследования теплопереноса в гравийных фильтрах, изготовленных по низкотемпературной технологии.

Выводы

В результате исследования теплопереноса в пористой крупнодисперсной среде гравийного элемента фильтра при его растеплении в воздушной среде установлено, что:

- разработанная математическая модель адекватна натурным условиям. Расхождение между экспериментальными и расчетными данными не превысило 5 %, а максимальное отклонение 15 %, что свидетельствует о возможности применения разработанной математической модели для исследования процессов теплопереноса в пористой среде фильтров буровых скважин;

- разработанная математическая модель позволяет определить максимальное время выполнения вспомогательных операций по строительству гравийного фильтра в буровой скважине в зависимости от условий теплообмена.

Библиографический список

1. Сушко С.М., Бегун А.Д., Кожевников А.А., Судаков А.К. Новая технология создания гравийных фильтров буровых скважин // Горный журнал Казах-

стана. – 2011. - № 10. - С 4-8.

2. Определение временных параметров замораживания криогенно-гравийного фильтра / А.А. Кожевников, А.К. Судаков, Е.Е. Лысенко, А.Ю. Дреус // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Гірнично-геологічна». - 2012. - Вип. 16(206). - С. 20-23.

3. Лыков А.В. Теория сушки. – М.: Энергия, 1968. – 472 с.

4. Беляев Н.М. Основы теплопередачи: Учебник. – К.: Вища школа, 1989. – 343 с.

5. Пермяков П.П. Идентификация параметров математической модели теплового переноса в мерзлых грунтах. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1989. – 86 с.

6. Поврезнюк Е.Б., Рядно А.А. Математическая модель промерзания (оттаивания) малопроницаемой водонасыщенной пористой среды, содержащей воздух // Вісник Дніпр. ун., серія Механіка, 1999, вип. 2, т. 1, С. 89–94.

7. http://ru.wikipedia.org/wiki/%D0%9A%D0%BB%D0%B8%D0%BC%D0%B0%D1%82_%D0%A3%D0%BA%D1%80%D0%B0%D0%B8%D0%BD%D1%8B

Поступила 27.09.2013



Уважаемые читатели!

У Вас есть возможность оформить подписку изданий
ООО «Укрметаллургинформ «НТА» на 2014 г.:

Индекс: 74311

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

Индекс: 49501

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

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.



Формування бази фінансових індикаторів для підприємств металургійної галузі України

За даними офіційної фінансової звітності металургійних підприємств України за декілька років сформовано базу галузевих показників-індикаторів, що характеризують фінансовий стан підприємства в частині його платоспроможності та фінансової стійкості. При цьому попередньо уточнено склад цих показників та викладено методику їх розрахунку. Табл. 2. Бібліогр.: 8 назв.

Ключевые слова: фінансовий стан, платоспроможність, фінансова стійкість, металургійні підприємства, методика, галузеві показники-індикатори

From data of the official financial reporting of metallurgical enterprises of Ukraine for a few years the base of branch indexes-indicators that characterize the financial state of enterprise in part of his solvency and financial firmness is formed. Thus composition of these indexes is preliminary specified and methodology of their calculation is expounded.

Keywords: the financial state, solvency, financial firmness, metallurgical enterprises, methodology, branch indexes- indicators.

Постановка проблеми

Ефективність виробничо-господарської діяльності будь-якого підприємства, успішний його розвиток та результативність управлінських рішень, що приймаються, у значній мірі залежать від того, наскільки об'єктивно є оцінка його реального фінансового стану. Суттєвим фактором, що впливає на якість та дієвість такого аналізу, є наявність ґрунтовної бази еталонних (нормативних, індикативних) значень фінансових коефіцієнтів, з якими здійснюється порівняння фактичних чи прогнозних значень відповідних показників. Це обумовлює актуальність зазначеної проблеми як у науковому, так і у практичному аспектах.

Аналіз останніх досліджень і публікацій

Дослідженню проблематики оцінки фінансового стану підприємств присвячено численні наукові праці як зарубіжних, так і вітчизняних фахівців. По багатьом теоретичним і методичним аспектам проблеми існує досить висока узгодженість думок науковців. Широко розповсюджена й практика використання методичного інструментарію фінансового аналізу різними підприємствами і бізнес-структурами. Разом з тим, аналіз наукових публікацій, державних нормативно-правових документів та інших джерел інформації дозволяє констатувати, що на сьогодні в Україні бракує ґрунтовних систем фінансових коефіцієнтів-індикаторів, які б враховували вітчизняні умови функціонування та специфіку виробництва на підприємствах різних галузей промисловості, зокрема металургійної, і дозволяли б здійснювати інтерпретацію отримуваних у результаті фінансової діагностики розрахункових значень показників.

Мета роботи полягає в обґрунтуванні і розробці системи рекомендованих значень фінансових коефіцієнтів за групами платоспроможності і фінансової стійкості для вітчизняних підприємств металургійної

галузі з метою їх подальшого використання в якості бази порівняння при проведенні фінансового аналізу.

Виклад основного матеріалу

Складовою частиною фінансового аналізу, як відомо, є коефіцієнтний аналіз за різними групами показників. У процесі його виконання розрахункові значення цих показників порівнюються з певними базовими значеннями, у якості яких можуть виступати:

- граничне одиничне або межі допустимих значень фінансових коефіцієнтів, рекомендовані різними фаховими джерелами інформації, у тому числі, й державними нормативними актами;
- показники попередніх періодів у разі аналізу їх у динаміці;
- створена на підприємстві власна нормативна база;
- фінансові показники підприємств-лідерів у тій чи іншій галузі промисловості;
- середні показники по галузі.

Стосовно першої групи слід зазначити, що в Україні найчастіше використовуються зарубіжні рекомендації. Але, по-перше, вони не враховують специфіку умов діяльності вітчизняних підприємств; по-друге, дуже часто у спеціальній і навчальній літературі навіть зарубіжні індикатори наводяться без урахування особливостей різних галузей промисловості. Те ж саме можна сказати і про індикатори, які рекомендуються різними нормативно-правовими актами України [1-5 та ін.]; по-третє, практично не можна зустріти виклад методики розрахунку базових критеріїв. До того ж подібні рекомендації, як правило, надаються лише по двом узагальнюючим групам – платоспроможності і фінансової стійкості.

Спосіб порівняння показників у динаміці, як у зарубіжній, так і у вітчизняній теорії і практиці, найчастіше використовують в аналізі фінансових коефіцієнтів, що характеризують ділову активність та

прибутковість. Такий підхід, на наш погляд, є сповна виправданим і прийнятним, хоча й по цих групам показників можна зустріти рекомендовані значення, наприклад, у Є. Брігхема [7].

З точки зору кожного окремого підприємства найточнішими були б власно розроблені індикатори, оскільки «внутрішній» виконавець, на відміну від «зовнішнього», може залучити значно більший обсяг необхідної інформації, у тому числі, й управлінської.

Відносно використання галузевих індикаторів (середніх або найкращих досягнутих) слід сказати, що така практика у зарубіжних країнах є звичайною. Розробку їх здійснюють різні спеціалізовані компанії, рейтингові агентства, серед яких широко відомими є, наприклад, Standard&Poor's, Moody's, Dun&Bradstreet.

Певну інформацію щодо середніх значень фінансових коефіцієнтів по різних галузях економіки Російської Федерації можна знайти в мережі Інтернет [8].

Аналіз доступних вітчизняних джерел інформації щодо досліджуваного питання дає підставу вважати, що на сьогодні в Україні відсутні індикатори фінансового стану для окремих галузей виробництва, зокрема, металургійної.

Взагалі ж можна констатувати, що у більшості випадків фахівці обмежуються лише загальними рекомендаціями про доцільність порівняння із середньогалузевими показниками.

З огляду на викладені вище аргументи, нами здійснено обґрунтування та розрахунок середніх значень фінансових коефіцієнтів по групам платоспроможності і фінансової стійкості для металургійної галузі. При цьому об'єкт дослідження на даному етапі обмежено металургійними підприємствами з повним технологічним циклом виробництва, а саме: ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг», ПАТ «МК «Азовсталь», ПАТ «Алчевський МК» (АМК), ПАТ «Донецький МЗ» (ДМЗ), ПАТ «ДМК ім. Ф. Держинського» (ДМК), ПАТ «ЄВРАЗ - ДМЗ ім. Петровського» (ЄВРАЗ-ДМЗ), ПАТ «Єнакіївський МЗ» (ЄМЗ), ВАТ «Запоріжсталь», ПАТ «ММК ім. Ілліча» (ММК). Макіївський металургійний комбінат увійшов до структури ПАТ «Єнакіївський МЗ». Краматорський МЗ знаходиться в режимі санації з 2007 р. і не випускає продукцію.

Таким чином, представлені 9 підприємств за своєю кількістю являють собою генеральну сукупність.

Для забезпечення більшої об'єктивності і статистичної значущості результатів дослідження, а також враховуючи наявність доступної бази в офіційних джерелах інформації [6], необхідну для розрахунку галузевих індикаторів фінансову звітність по обраним підприємствам узято за 8 р., починаючи з 2004 р.

Отже, загалом базою аналізу стали понад 100 річних форм фінансової звітності досліджуваних підприємств, що дозволяє розраховувати на достатній ступінь достовірності результатів та їх відповідність загальній ситуації в металургійній галузі.

Наступним кроком у дослідженні став попередній відбір груп фінансових коефіцієнтів та власно конкретного переліку останніх. Не зупиняючись

детально на обґрунтуванні вибору узагальнюючих груп, оберемо ті, що найчастіше використовуються у фінансовому аналізі, а саме, групи:

- ліквідності і платоспроможності;
- фінансової стійкості;
- ділової активності;
- результативності діяльності.

У цілому за всіма групами були розраховані значення 46 фінансових коефіцієнтів по кожному досліджуваному підприємству (у т.ч., за групами ліквідності і фінансової стійкості – 21 показник) за обраний період та визначено середньорічні їх рівні.

При аналізі отриманих результатів виявлено наступне. Коефіцієнти ділової активності та результативності діяльності мали досить неоднорідні значення, навіть по деяким підприємствам (ДМК, ЄВРАЗ-ДМЗ, ЄМЗ) показники рентабельності мали від'ємні значення. Отже, на нашу думку, встановлення галузевих нормативів для цих показників є на даний час недоцільним, адже вони не будуть відбивати загальну ситуацію і тенденції у галузі. Тому, погоджуючись з багатьма науковцями в області економіки, аналіз фінансових коефіцієнтів за даними групами доцільно здійснювати у динаміці. Для коефіцієнтів оборотності позитивним результатом буде їх зростання, для показників, що характеризують період оборотності, - їх зменшення, для показників рентабельності – збільшення їх позитивного значення.

По першим двом групам особливих розкидів значень фінансових коефіцієнтів не спостерігалось. Разом з тим можна виділити безумовного лідера – ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг», по якому значення майже всіх показників значно вищі за аналогічні показники по іншим об'єктам. Найгіршу позицію займає ПАТ «ЄВРАЗ-ДМЗ ім. Петровського».

Таким чином, для розробки галузевих індикаторів остаточно було обрано два напрями аналізу:

- 1) оцінка показників ліквідності і платоспроможності;
- 2) оцінка показників фінансової стійкості.

У розрізі кожної групи за попередньо сформульованими вимогами, основною з яких є врахування особливостей металургійного виробництва, здійснено відбір 12 фінансових коефіцієнтів для розрахунку середньогалузевих значень (табл. 1). У підсумку з первинної бази у вибірку не потрапило 9 показників. Наприклад, коефіцієнт абсолютної ліквідності виключено з тієї причини, що в силу специфіки діяльності металургійних підприємств на їх рахунках не завжди є значні грошові кошти, адже дане виробництво є матеріаломістким і, як наслідок, переважний обсяг коштів зосереджено у матеріально-речовій формі ресурсів підприємства. Тому цей показник, на нашу думку, не є визначальним для характеристики ліквідності металургійних підприємств.

За результатами розрахунків по всім 9 підприємствам і всім рокам отримано базу вихідних даних, у якій кількість значень по кожному коефіцієнту дорівнює 81.

Для забезпечення коректності подальших обчис-

лень середньогалузевих індикаторів, сформовану первинну базу даних перевірено на однорідність. Загальновідомо, що у якості критерію в цьому випадку виступає коефіцієнт варіації. Якщо цей коефіцієнт не перевищує 33 %, сукупність вважається якісно однорідною. З урахуванням такої умови, щоб виключити «випадкові викиди», виконано фільтрацію розрахункових значень фінансових коефіцієнтів. Виконання цієї операції показало, що первинна база даних виявилась досить однорідною. Взагалі слід зазначити, що в середньому близько 2/3 значень припало на досить вузьку (в плані розміру діапазону змін) групу значень.

Для визначення усереднених рівнів галузевих фінансових індикаторів використано середню арифметичну, як найчастіше застосовувану у подібних цілях,

хоча немає й особливих обмежень щодо застосування середньої геометричної (такі рекомендації теж мають місце).

Результати розрахунків індикаторів наведено в табл. 2. Для порівняння у цій же таблиці надано значення відповідних показників по підприємству-лідеру, а також інтервали значень фінансових коефіцієнтів, рекомендовані різними авторами у численних джерелах інформації.

Як бачимо, особливих відхилень розрахованих середньогалузевих значень фінансових коефіцієнтів від загально рекомендованих немає, що говорить про достатню репрезентативність даних. У межі рекомендованих не входять тільки значення коефіцієнту відволікання оборотних активів у дебіторську заборгованість та коефіцієнту фінансування за раху-

Таблиця 1. Фінансові коефіцієнти, прийняті для встановлення середньогалузевих значень

Показник	Алгоритм розрахунку	Сутність показника
Оцінка ліквідності та платоспроможності		
Коефіцієнт покриття	оборотні активи / поточні зобов'язання	Показує достатність оборотних активів для покриття поточних зобов'язань
Коефіцієнт швидкої ліквідності	грошові кошти + дебіторська заборгованість + короткострокові цінні папери + короткострокові фінансові інвестиції) / поточні зобов'язання	Характеризує можливість погашення поточних зобов'язань без урахування найменш ліквідної їхньої частини - матеріальних запасів
Коефіцієнт чистих оборотних активів	чисті оборотні активи / активи	Показує частку чистих оборотних активів у загальній сумі капіталу підприємства
Питома вага оборотних активів у валюті Балансу	оборотні активи / активи	Показує частку оборотних активів у загальній сумі капіталу
Коефіцієнт ліквідності запасів	матеріально-виробничі запаси / поточні зобов'язання	Показує, в якій мірі найменш ліквідні оборотні активи підприємства покривають його поточні зобов'язання
Співвідношення дебіторської та кредиторської заборгованості	дебіторська заборгованість / кредиторська заборгованість	Показує, наскільки підприємство може погасити свою заборгованість за рахунок погашення заборгованості перед підприємством
Коефіцієнт відволікання оборотних активів у дебіторську заборгованість	дебіторська заборгованість / оборотні активи	Показує частку оборотних коштів, які не можуть бути використані підприємством внаслідок боргів покупців
Оцінка фінансової стійкості		
Коефіцієнт автономії	власний капітал / активи	Показує, яка частина активів сформована за рахунок власних коштів підприємства
Коефіцієнт фінансування	позиковий капітал / власний капітал	Характеризує співвідношення позикового капіталу і власних коштів (скільки позикових коштів припадає на одиницю власного капіталу)
Коефіцієнт фінансування за рахунок стабільних джерел	(власний капітал + довгостроковий позиковий капітал) / активи	Показує, яка частина активів сформована за рахунок власного й довгострокового позикового капіталу. Характеризує ступінь незалежності від короткострокових позикових джерел фінансування.
Коефіцієнт маневреності	власні оборотні активи / власний капітал	Характеризує здатність підприємства підтримувати рівень власного капіталу й поповнювати оборотні кошти за рахунок власних коштів
Коефіцієнт забезпеченості необоротних активів власним капіталом	власний капітал / необоротні активи	Показує, яка частка необоротних активів сформована за рахунок власного капіталу

Таблиця 2. Фінансові коефіцієнти за групами ліквідності та фінансової стійкості

Показники	ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» (підприємство – лідер)	Середнє значення (галузевий показник)	Рекомендовані значення
Оцінка ліквідності та платоспроможності			
Коефіцієнт покриття	4,170	1,570	1 - 3
Коефіцієнт швидкої ліквідності	2,947	1,128	0,6 - 1,5
Коефіцієнт чистих оборотних активів	0,370	0,140	-
Питома вага оборотних активів	0,518	0,510	-
Коефіцієнт ліквідності запасів	1,165	0,405	-
Співвідношення дебіторської та кредиторської заборгованості	0,485	1,073	1
Коефіцієнт відволікання оборотних активів у дебіторську заборгованість	0,035	0,604	≤0,3
Оцінка фінансової стійкості			
Коефіцієнт автономії	0,794	0,534	0,2 – 0,6
Коефіцієнт фінансування	0,234	0,733	≤1
Коефіцієнт фінансування за рахунок стабільних джерел	0,825	0,609	>0,85
Коефіцієнт маневреності	0,465	0,263	0,2-0,5
Коефіцієнт забезпеченості необоротних активів власним капіталом	1,702	1,065	≥1

нок стабільних джерел. Пояснити це можна тим, що для вітчизняних металургійних підприємств характерною є форма співпраці, коли покупці отримують продукцію на умовах відстрочки платежу, адже для таких підприємств в умовах конкурентного середовища важко збувати продукцію за ідеальних умов, тобто коли відвантажена продукція оплачується відразу. Що стосується коефіцієнту фінансування за рахунок стабільних джерел, значення якого нижче за загально рекомендоване, то для підприємств даної галузі подібне явище можна вважати нормальним. Такий висновок впливає з наступних міркувань. Практично кожне досліджуване нами підприємство входить до певної великої компанії, у структурі яких зазвичай є фінансові установи. Останні, як правило, і виступають кредиторами підконтрольних підприємств, при цьому, можна припустити, що фінансування здійснюється на умовах, відмінних від ринкових.

Висновки та перспективи подальших досліджень

За результатами опрацювання значного обсягу офіційної фінансової звітності по всім металургійним підприємствам України з повним циклом виробництва за декілька років створено базу галузевих фінансових індикаторів у розрізі груп ліквідності і фінансової незалежності. Наявність такої бази, зважаючи на врахування при її розробці специфіки галузі, підвищує якість порівняльного аналізу, забезпечуючи, тим самим, більш об'єктивну оцінку фінансового стану цих підприємств. Перспективами подальших досліджень у цьому напрямку можуть бути: періодичний перегляд розрахованих індикаторів; розробка, подібно зарубіжному досвіду, індикаторів по іншим уза-

гальноючим групам показників (ділової активності, прибутковості тощо); створення аналогічних баз показників-індикаторів для підприємств інших підгалузей чорної металургії, інших галузей промисловості; розробка фінансових індикаторів по кожному окремому підприємству.

Бібліографічний список

1. Методика інтегральної оцінки інвестиційної привабливості підприємств та організацій: Затверджена Наказом Агентства з питань запобігання банкрутству підприємств та організацій від 23.02.1998 № 22: [Електронний ресурс]. - Режим доступу : <http://zakon3.rada.gov.ua/laws/show/z0214-982>.
2. Методика проведення поглибленого аналізу фінансово-господарського стану неплатоспроможних підприємств та організацій. Затверджена Наказом Агентства з питань запобігання банкрутству підприємств та організацій № 81 від 27 червня 1997 р. // Офіційний вісник України. – 1997. – № 32.
3. Методики аналізу фінансово-господарської діяльності підприємств державного сектору економіки: Затверджена Наказом Міністерства фінансів України від 14.02.2006 № 170: [Електронний ресурс]. - Режим доступу: <http://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0332-06>.
4. Методичні рекомендації щодо виявлення ознак неплатоспроможності підприємства та ознак дій з приховування банкрутства, фіктивного банкрутства чи доведення до банкрутства: Затверджено Наказом Мінекономіки від 26.10.2010 № 1361: [Електронний ресурс]. – Режим доступу: www.me.gov.ua/control/uk/publish/article?art_id=161074&cat_id=32854.
5. Положення про порядок здійснення аналізу фінансового стану підприємств, що підлягають

приватизації. Затверджено Наказом Міністерства фінансів України і Фонду державного майна № 49/121 від 26.01.2001 р.: [Електронний ресурс]. -

6. Агентство з розвитку інфраструктури фондового ринку України // Офіційний сайт: [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua>.

7. Брігхем С. Основи фінансового менеджменту: Пер. з англ. / С. Брігхем. – К.: Молодь, 1997. – 1000 с.

8. Финансовые коэффициенты по отраслям Российской экономики: [Електронний ресурс]. - Режим доступу: <http://www.sibprice.ru/iratio/show.php?adr=27>.

Поступила 10.09.2013

УДК 622.7 15

Наука

Перегудов В.В. /д.т.н./, Грицина А.Е. /к.э.н./, Драгун Б.Т, Гук А.Ю.

ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

Егорова И.Г. /к.э.н./

ВУЗ «КНУ»

Экономические аспекты повышения качества железорудного сырья

Рассмотрены вопросы экономической эффективности повышения металлургической ценности железорудного сырья. Представлены результаты определения оптимального уровня качества железорудных концентратов по методике авторов. Табл. 2. Библиогр.: 4 назв.

Ключові слова: железорудная продукция, содержание полезных компонентов, металлургическая ценность, оптимальный уровень качества, экономия кокса, технико-экономические расчеты, эффективность производства

The issues of economic efficiency improving metallurgical value of iron ore. The results of the determination of the optimal level of quality iron ore concentrates by the method of the authors.

Keywords: iron ore production, the content of useful components, metallurgical value, the optimal level of quality, cost of coke, feasibility study, production efficiency

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Качество железорудного сырья является одним из основных факторов повышения эффективности горно-металлургического комплекса (ГМК), интенсификации металлургических процессов, снижения расхода кокса в доменном производстве и вредных выбросов в коксохимическом производстве.

Постановка задачи

Основная задача заключается в раскрытии значения качества как одного из главных показателей конкурентоспособности продукции и влияния его на экономику предприятий ГМК.

Анализ исследований и публикаций

При исследовании проблем качества железорудной продукции рассматриваются следующие основные направления: определения оптимального уровня качества продукции, технического и технологического обеспечения направлений повышения содержания железа, стимулирования улучшения металлургических свойств железорудного сырья.

В разное время вопросы определения оптимального уровня качества продукции отражались в крупных комплексных работах научно-исследовательских

и проектных институтов, в том числе с участием институтов «Кривбасспроект», «Механобрчермет», «Укргипромез», ИЧМ, «ДонНИИЧермет» и др. Методическое руководство работами осуществлялось институтами ЦНИИЧМ им. И.П. Бардина, Гипромез и Ленгипромез. Для выполнения работ использовался весьма широкий круг исходной информации о технологических свойствах концентрата, агломерата и окатышей в трех-четырёх вариантах уровней качества и детальные экономические расчеты по вариантам.

Проблемы технического и технологического обеспечения повышения содержания железа в товарной руде решают институты «Механобрчермет», Криворожский национальный и Днепропетровский горный университеты.

Предложения по стимулированию улучшения металлургических свойств железорудного сырья (содержания железа в концентратах, основности окатышей, постоянства химического состава) отражались в работах институтов «Механобрчермет», «ДонНИИЧермет», «Кривбасспроект» и др.

Изложение материала и результаты

Качество железорудной продукции характеризуется химическим и гранулометрическим составом,

а также их постоянством. К числу полезных компонентов, помимо железа, относятся оксиды кальция, магния, легирующие элементы (ванадий, марганец и др.), вредных – оксиды кремния, алюминия, сера, фосфор, мышьяк. За рубежом при необходимости ряд этих элементов, а также щелочи, могут служить ценнообразующими показателями. В Украине в технических условиях и преискурантах качество агломерационных руд и концентратов традиционно оценивалось по содержанию железа и влаги (другие химические элементы либо находятся в обратной зависимости от содержания железа, либо имеют незначительные величины). В технические условия также включаются допустимые отклонения по установленным показателям качества. В агломерационных рудах содержание железа составляет 56-60 % при крупности 0-10 мм, в концентратах – 63,7-68,5 %. Крупность тонкоизмельченных концентратов составляет от 94-98 % класса минус 0,074 мм до 97 % класса 0,044 мм.

Конкуренция на внутреннем и зарубежном рынках железорудного сырья обуславливает переход горнодобывающих предприятий на производство товарной продукции с улучшенными потребительскими свойствами по содержанию железа и диоксида кремния. В 2012 г. среднее содержание железа в товарной железной руде горнодобывающих предприятий Украины составило 64,1 % (при 9,3% SiO_2), в том числе в концентратах горно-обогажительных комбинатов 65,2 %, в агломерационных рудах подземной добычи – 58,8 %. Доля концентратов в общем объеме товарной руды превышает 82 %. Следует отметить относительно высокое содержание железа в руде подземной добычи, поскольку в 1970-х гг. оно находилось в пределах 54,3-54,5 %, а в начале 1980-х гг. на отдельных рудниках вообще снижалось до 51-53 %.

Одной из основных задач исследователей и проектировщиков является установление оптимального уровня содержания железа в подготовленном металлургическом сырье (оптимальной глубины обогащения). Оптимальным является такой уровень качества, при котором обеспечивается минимум сквозных затрат на производство чугуна, т.е. наибольший экономический эффект для производителя и потребителя железорудного сырья и, следовательно, наиболее высокая конкурентоспособность продукции. Оптимизация качества железных руд в условиях рыночной экономики необходима для правильной ориентации по согласованию цен и приплат при заключении контрактов на поставку.

Работы по определению оптимального уровня качества железорудной продукции были начаты в 1960-х гг. группой проектных и научно-исследовательских институтов. Как указывалось выше, для выполнения работ требовался большой объем исходных данных о технологических свойствах концентрата, агломерата и окатышей по нескольким вариантам качества. В ряде случаев необходимые технические показатели вообще отсутствовали в первичной и официальной статистике предприятий и могли быть получены только в процессе специаль-

ных испытаний. Техничко-экономические расчеты основывались на определении удельных капитальных и эксплуатационных затрат на производство концентрата (окатышей, агломерата) и на производство чугуна. Критерием являлся минимум сквозных приведенных затрат на производство 1 т чугуна. При этом не могли быть учтены хозрасчетные интересы предприятий-производителей железорудной продукции, связанные с уменьшением количества концентрата и окатышей по мере повышения в них содержания железа. Распределение эффекта от улучшения качества железорудной продукции между производителями и потребителями осуществлялось по решению вышестоящих организаций.

В большинстве случаев оптимальными представлялись варианты с максимальным содержанием железа в концентратах, главным образом, полученных с применением флотационной технологии обогащения руды или доводки (дообогащения) концентратов флотацией или тонким грохочением. Тем не менее, предприятия в реальности продолжали выпускать концентраты, содержащие железа на 2,0-2,5 пункта ниже оптимального уровня. Аналогичная ситуация сложилась и с металлургическими свойствами окатышей и агломерата, в особенности при выборе их оптимальной основности.

Два десятилетия назад под руководством и при непосредственном участии авторов была выполнена научно-исследовательская работа по определению оптимального уровня качества железорудной продукции ГОКов СССР [1]. В работе принимали участие НИПИ «Механобрчермет», Институт экономики ЦНИИЧМ им. И.П. Бардина (Москва), Днепропетровский филиал Черметинформации, Укркипромет, ДонНИИЧермет.

В работе впервые был применен новый методологический подход к определению оптимального уровня качества железорудной продукции. Расчеты технико-экономических показателей были выполнены с учетом динамики сравниваемых вариантов качества: на момент расчетов и на 15-летнюю перспективу. Техничко-экономические расчеты выполнялись по трем вариантам качества: базового (достигнутого) уровня; уровня качества, принятого в Схеме развития и размещения предприятий черной металлургии до 2005 г.; технологических возможностей обогажительных и окомковательных фабрик.

Как указывалось выше, ранее по традиционной методике рассчитывались удельные приведенные затраты на производство 1 т чугуна. Поскольку реализация железорудной продукции производится по реальным оптовым ценам, а не по абстрактным приведенным затратам, включающим себестоимость и капитальные инвестиции на повышение качества продукции, приведенные к одному году. Удельные приведенные затраты, которые обычно использовались для выбора вариантов, не обеспечивают сопоставимость вариантов по объемам производства, так как повышение качества товарных руд и окатышей, как правило, сопровождается сокращением выпуска

концентрата, массы металла в нем, выпуска окатышей и изменением структуры производства.

Представляет интерес сравнение достигнутых в последние годы показателей с оптимальными уровнями качества, рекомендованными для некоторых предприятий (таблица 1).

Таблица 1. Оптимальное и достигнутое качество железорудных концентратов

Предприятия	Содержание железа в концентратах, %		
	достигнутое к 1990 г.	оптимальное на 2005 г.	Максимальное последних лет
ОАО «ЮГОК»	64,88	66,40	65,76
ГОК ПАО «АМКР»	65,99	68,00	65,70
ПАО «ЦГОК»	66,66	70,00	68,25
ПАО «СевГОК»	64,82	66,3...67,0	66,57
ПАО «ИнГОК»	63,73	64,90	65,50
ПАО «ПГОК»	62,39	65,50	63,33

В последние годы на горно-обогатительных комбинатах, кроме ГОК ПАО «АМКР», обеспечено повышение содержания железа в концентратах. Ряд предприятий приблизились и превзошли оптимальный уровень качества концентратов – Центральный, Северный и Ингулецкий ГОКи. С целью увеличения содержания железа в концентрате на ГОК ПАО «АМКР» проводятся работы по внедрению процесса тонкого грохочения в технологической схеме обогащения.

Повышение содержания железа в агломерационных рудах и концентратах для производителей связано с неизбежным увеличением затрат на производство и потерями металла, что ухудшает их финансово-экономическое состояние.

Компенсация экономических потерь горнодобывающих предприятий при повышении содержания железа в товарной продукции должна осуществляться путем установления соответствующих цен и системы приплат и скидок за разные потребительские свойства

Анализ показывает, что в отдельных договорах на поставку концентрата приплаты (скидки) за содержание железа вообще не предусматривались. Во многих случаях, в том числе и при экспорте железорудной продукции, стимулирование повышения качества товарной продукции осуществляется путем применения приплат и скидок на основе стоимости 1 % железа в базовой цене. Этот прием является ошибочным и приносит убытки горнодобывающим предприятиям, так как при этом не принимаются во внимание механические потери объема готовой продукции горнодобывающих предприятий при повышении качества руд и концентратов и экономия средств потребителя за счет уменьшения стоимости перевозки 1 т металла в товарной руде.

В табл. 2 представлен пример увеличения стоимости товарной продукции при снижении содержания железа в руде и уменьшения ее стоимости при повышении содержания железа в руде в случае применения приплат и скидок на основе стоимости 1 % железа в базовой цене.

Таблица 2. Последствия применения приплат и скидок на основе стоимости 1% железа в базовой цене

Наименование показателей	Базовый вариант	Вариант улучшения качества	Вариант ухудшения качества
Добыча сырой руды, тыс. т	5 000,0	5 000,0	5 000,0
Влажность руды, %	3,75	3,75	3,75
Содержание железа в добытой руде, %	58,00	58,00	58,00
Выделение некондиционной руды из добытой или ее разубоживание, тыс. т	-	-300,0	+300,0
Содержание железа в удаленной или разубоживающей некондиционной руде, %	-	30,00	30,00
Производство товарной руды, тыс. т	5 000,0	4 700,0	5 300,0
Содержание железа в товарной руде, %	58,00	59,79	56,42
Базовое содержание железа в товарной руде, %	58,00	58,00	58,00
Отклонение содержания железа от базового, %	-	1,79	-1,58
Базовая цена 1 т товарной руды, %	450,00	450,00	450,00
Приплаты/скидки за 1 % железа в товарной руде (450,00/58,0), грн./т	7,76	7,76	7,76
То же, за отклонение от базового содержания железа, грн./т	-	13,87	-12,30
Цена товарной руды, грн./т	450,00	463,87	437,70
Стоимость товарной продукции, млн. грн.	2 250	2 180	2 320

Совершенно очевидно, что при такой системе ценообразования горнодобывающему предприятию невыгодно повышать содержание железа в товарной продукции.

Так, при удалении 300 тыс. т некондиционной фракции с содержанием железа 30 % из 5 млн. т сырой руды, содержащей 58 % железа, можно произвести 4,7 млн. т товарной продукции с содержанием железа 59,79 %. Стоимость товарной продукции

уменьшится на 70 млн. грн., в том числе на 135 млн. грн. за счет уменьшения количества товарной руды. За счет увеличения цены руды с 450 до 463,87 грн./т потери объема товарной продукции компенсированы лишь на сумму 65 млн. грн. По расчетам стоимость продукции не увеличится даже, если сохранить количество металла в ней. Для этого добычу сырой руды нужно будет увеличить на 155 тыс. т, затратить соответствующие средства и не получить эффект.

И, наоборот, добавив к сырой руде некондиционную фракцию с содержанием железа 30 %, предприятие снизит содержание железа с 58 до 56,42 %, но получит за это дополнительно 70 млн. грн. Более того, можно в виде добавок использовать любые продукты, включая пустую породу, песок и т.д.

Таковы последствия неправильного установления приплат и скидок за содержание железа в товарной руде. В связи с таким парадоксом не только производители железорудной продукции, но и ее потребители должны избегать применения метода определения приплат к базовым ценам на основе стоимости 1 % железа в ней.

Отметим, что в рассмотренном случае для обеспечения неизменной стоимости товарной продукции по вариантам следовало применять приплаты и скидки на уровне 16,08 грн./т за 1 % железа.

На основании обработки результатов расчетов [2] была определена зависимость размера приплат и скидок от уровня базовой цены концентрата

$$P_{Fe} = 0,0153 C_{баз} + 5,3499, \text{ грн.}, (1)$$

где P_{Fe} – приплата за 1 % содержания железа в концентрате, грн.; $C_{баз}$ – цена концентрата базового качества, грн.

Представленное выше выражение было получено на основании расчетов, выполненных с учетом металлургического передела в ценах на материальные и энергетические ресурсы, действовавших в 2006 г. Анализ показывает, что произведение $0,0153 \times C_{баз}$ равно $C_{баз} : 65,36$, есть ничто иное, как стоимость 1 % железа в концентрате, содержащем 65,36 % железа. Поскольку такое содержание железа близко к среднему показателю в Украине, указанная часть выражения (1) вполне приемлема для расчетов цен концентрата в проектных и научно-исследовательских работах, при выполнении геолого-экономической оценки месторождений, прогнозировании и других видах оценки вариантов развития производства металлургического сырья. Свободный член уравнения 5,3499 (грн.) отражает суммарный результат влияния качества железорудной продукции на изменение уровня затрат в горно-обогатительном и аглодоменном производствах в ценах и условиях 2006 г.

Естественно, что при наличии всех необходимых исходных данных выражение (1) можно пересчитывать для любого текущего периода. Однако в связи с жесткими требованиями по конфиденциальности информации на предприятиях горно-металлургического комплекса, особенно в последние пять лет, сделать это стало практически невозможным. Поэтому нами предложена модифицированная формула определе-

ния размера приплат и скидок за содержание железа в концентрате

$$P_{Fe} = 0,0153 C_{баз} + 5,3499 I_{ц}, \text{ грн.}, (2)$$

где $I_{ц}$ – индекс изменения цен в расчетном году относительно базовых цен (2006 г.).

Для обеспечения запаса эффективности от улучшения качества железорудного сырья и уменьшения риска потерь в металлургическом производстве формула расчета приплат и скидок приобретает вид

$$P_{Fe} = 0,0153 C_{баз} + 5,3499 I_{ц} \times K_{з}, \text{ грн.}, (3)$$

где $K_{з}$ – коэффициент запаса эффективности – долевое участие непосредственно горно-обогатительного предприятия в уменьшении суммарных затрат на производство чугуна (0,75-1,00).

Для определения индекса изменения цен в расчетном году относительно базовых цен ($I_{ц}$) имеется достаточная нормативно-информационная основа [3, 4]. Так, ежемесячно Государственным комитетом Украины по статистике рассчитываются и публикуются официальные индексы потребительских цен (индексы инфляции). Ежеквартально Министерство регионального развития, строительства и жилищно-коммунального хозяйства Украины доводит до сведения индексы изменения рыночной стоимости строительства по отношению к последнему расчетному периоду. Данные о динамике индексов рыночной стоимости в капитальном строительстве приводятся по видам: строительно-монтажным работам; промышленной продукции; продукции предприятий строительных материалов, изделий и конструкций; продукции предприятий машиностроения. Наиболее приемлемы для расчета $I_{ц}$ индексы рыночной стоимости промышленной продукции.

Например, выполняется проект технического переоснащения обогатительной фабрики с организацией производства концентрата, содержащего 66,5 % железа. До намечаемого переоснащения цена 1 т концентрата с содержанием железа 65,25 % составляла 650 грн. Индекс рыночной стоимости промышленной продукции по состоянию на 01.01.13 г. по отношению к показателю на 01.01.07 г. согласно [4] составляет 2,56 (все индексы на начало четвертого квартала 2012 г. и далее до 01.07.13 г. оставались неизменными). Коэффициент запаса эффективности принимается на уровне 0,9.

Тогда приплаты (скидки) за 1 % отклонения содержания железа в концентрате от базового составляют

$$P_{Fe} = 0,0153 \times 650 + 5,3499 \times 2,56 \times 0,9 = 22,27 \text{ грн./т}$$

Цена 1 т концентрата с содержанием железа (Fe_{np}) 66,5 % по проекту (C_{np}) составляет

$$C_{np} = C_{баз} + P_{Fe} \times (Fe_{np} - Fe_{баз}), \text{ грн.} (4)$$

$$C_{np} = 650 + 22,27 \times (66,5 - 65,25) = 677,84 \text{ грн.}$$

В экономической практике имеют также место случаи несовершенства методов установления соотношения цен концентрата и окатышей.

Это можно проиллюстрировать на следующем примере. Предприятие выпускает два вида товарной продукции: концентрат и окатыши. Годовая мощ-

ность по производству концентрата составляет 10,0 млн. т. Максимальная мощность цеха производства окатышей (ЦПО) рассчитана исходя из возможности окомкования всего объема концентрата, который реализуется в виде товарного при остановках цеха производства окатышей и при отказе потребителей от закупки окатышей в пользу концентрата. Максимальная производственная мощность по производству окатышей при удельном расходе концентрата 1 075 кг/т окатышей составляет 9,302 млн. т. Цена 1 т окатышей составляет 825 грн., 1 т концентрата – 600 грн. Себестоимость концентрата составляет 330 грн./т, себестоимость передела окомкования с флюсами, связующими добавками, общепроизводственными, административными расходами и расходами на сбыт – 190 грн./т окатышей. С учетом затрат на сырье себестоимость окатышей ($C_{ок}$) составит

$$C_{ок} = 330 \times 1,075 + 190 = 544,75 \text{ грн.}$$

Валовая прибыль при реализации концентрата в виде товарного составляет 270 грн./т концентрата или 2 700 млн. грн. в год – $(600-330) \times 10,0$. Валовая прибыль при реализации окатышей составляет 280,25 грн./т окатышей или 2 607 млн. грн. в год – $(825-544,75) \times 9,302$. В результате при дополнительных эксплуатационных расходах на окомкование концентрата в сумме 190 грн./т окатышей или 1767 млн. грн./год, предприятие получит уменьшение валовой прибыли в сумме 93 млн. грн – $(2607-2700)$. Следует иметь также в виду, что необходимо обеспечивать и отдачу капитальных инвестиций в создание цеха производства окатышей, которые для цеха мощностью 9,3 млн. т окатышей в год расчетно могут достигать 2,5-3,0 млрд. грн. Годовая прибыль от производства и реализации окатышей при сроке окупаемости 6,7 года должна быть на уровне 375-450 млн. грн.

При замене одного вида товарной продукции (концентрата) другим (окатышами) должны выдерживаться следующие условия

$$C_{ок} \geq C_k \times P_k + C_{ок} + V_{ас} + \Pi_{цпо} \quad (5)$$

$$\text{или } C_{ок} \geq C_k \times P_k + C_{ок} + V_{ас} + \Pi_{гок} \quad (6)$$

где C_k – цена 1 т концентрата, грн; P_k – расход концентрата на производство 1 т окатышей, т; $C_{ок}$ – эксплуатационные расходы ЦПО, грн./т; $V_{ас}$ – расходы административные и на сбыт, грн/т окатышей; $\Pi_{цпо}$ –

прирост прибыли от производства окатышей, грн/т; C_k – себестоимость 1 т концентрата, грн; $\Pi_{гок}$ – планируемая прибыль ГОКа при производстве окатышей, грн./т.

Выводы

1. Качество железорудного сырья является одним из основных факторов повышения эффективности горно-металлургического комплекса, интенсификации металлургических процессов, снижения расхода кокса в доменном производстве и вредных выбросов в коксохимическом производстве.

2. Оптимизация качества железных руд в условиях рыночной экономики необходима для правильной ориентации по согласованию цен и приплат при заключении контрактов на поставку.

3. Усовершенствована методика установления оптимального уровня качества железорудного сырья с учетом металлургической ценности.

4. Установлены методы оптимизации соотношения цен концентрата и окатышей.

Библиографический список

1. Определение оптимального уровня качества железорудной продукции на период до 2005 г. в условиях полного хозяйственного расчета горно-обогатительных и металлургических предприятий / рук. НИР – Б.Т. Драгун // Инв. № Гос. регистрации 0189. 0053917.

2. Застосування сучасних методів оцінки якості залізорудної продукції у техніко-економічних розрахунках / О.Є. Грицина, Б.Т. Драгун, І.А. Гамалінський та ін. // *Металлург. і горнорудн. пром-сть*. – 2008. – 7.

3. Методические аспекты пересчета затрат прошлых лет в современные условия при геолого-экономической оценке месторождений / В.В. Перегудов, А.В. Романенко, А.Е. Грицина, Б.Т. Драгун и др. // *Сб. науч. тр. Академии горных наук Украины*. – 2012.

4. Ценообразование в строительстве. Сборник официальных документов и разъяснений // К. «ИН-ПРОЕКТ». № 8.2012. С. 136.

Поступила 17.07.2013

Журнал «МГП», начиная с № 6, 2013 г.,
будет размещен в интернете с использованием своего
«старого» доменного имени

www.metinfo.dp.ua

вместо

www.metaljournal.com.ua;



Центральна державна науково-технічна бібліотека гірсько-металургічного комплексу України

Нові надходження в фонд бібліотеки

МЕТАЛУРГІЯ

- 620.197 3-26 Замалетдінов, І.І. *Електрохімічна корозія і захист металів*. - Пермь: ПГТУ, 2010. - 152 с.
669. K64 Коновалов Ю.В. *Металургія. Книга 3. Ч.7. Сортопрокатне виробництво. Ч.8. Дефекти слитків, заготовок і др. Ч.9. Виробництво спеціальних видів проката, труб і біметаллів. Ч. 10. Валки прокатних станів. Ч. 11. Волочення, пресування, ковка і штампування металів* / Ю.В. Коновалов, А.А. Минаєв. - Донець: ГВУЗ «ДОННТУ», 2013. - 602 с.
- 621.74 K84 *Крупний слиток* / А.Н. Смирнов, С.Л. Макуров, В.М. Сафонов, А.Ю. Цупрун. - Донець: Вебер, 2009. - 280 с.
- 621.771 M13 *Мазур, В.Л. Теорія і технологія тонколистової прокатки: (Численний аналіз і технічні додатки)* / В.Л. Мазур, А.В. Ноговицький. - Дні-ск: РІА «Дніпр-VAL», 2012. - 498 с.
- 669.053.4 M42 *Медведев, А.С. Теорія гідрометалургічних процесів: Теорія і практика гідрометалургічних процесів, лежачих в основі виробництва кольорових і рідких металів* / А.С. Медведев, Е.В. Богатирев. - М: Дом МІСіС, 2009. - 347 с.
- 669 M54 *Металургія: Збірник наукових праць Запорізької державної інженерної академії: Вип. 1 (29)*. - Запоріжжя: ЗГІА, 2013. - 176 с.
- 621.78 H48 *Некрасова, В.Н. Технологія термічного виробництва. Способи наноструктурування матеріалів* / В.Н. Некрасова, М.Ю. Симонов, Т.В. Некрасова. - Пермь: ПГТУ, 2011. - 248 с.
- 669 H63 *Ніколаєв, В.О. Російсько-український словник [металургічний]* / В.О. Ніколаєв, Н.О. Добровольська. - Запоріжжя: ЗДІА, 2009. - 210 с.
- 621.762 P89 *Русько-білоруський термінологічний словник по порошковій металургії* / під ред. П.А. Вітязя. - Мінськ: Білоруська наука, 2012
- 669.3 X46 *Хімічне розчинення міді і її сплавів в розчинах різного складу і оптимізація технологічних процесів травлення металів: монографія*. - Харків: ХНАДУ, 2008. - 230 с.
- 621.74 Ч-49 *Чернышов, Е.А. Технологія литийного виробництва* / Е.А. Чернышов, А.А. Евлампієв. - М: Абрис, 2012. - 383 с.
- 621.791 Ч-63 *Чинахов, Д.А. Вплив режимів зварки плавленням на структуру і властивості з'єдинень з легированих сталей: монографія*. - Томськ: Изд-во ТПУ, 2010
- 669 Э94 *Ефективні механізми аутсорсинга промислового підприємства: монографія* / В.Н. Андриєнко і др; під ред. В.Н. Андриєнко. - Дніпродзержинськ: ДІТУ, 2013. - 342 с.

ГОРНОЕ ДЕЛО

- 622.272 Г36 *Геотехнічна механіка: Міжвідомственный збірник наукових праць. Вип. 100*. - Дні-ск: ІГТМ НАН України, 2012. - 334 с.
- 622.272 Г36 *Геотехнічна механіка: Міжвідомственный збірник наукових праць. Вип. 107*. - Дні-ск: ІГТМ НАН України, 2012. - 285 с.
- 622.272 Г36 *Геотехнічна механіка: Міжвідомственный збірник наукових праць. Вип. 105*. - Дні-ск: ІГТМ НАН України, 2012. - 279 с.
- 622.35 Г71 *Горячев, Б.Е. Технологія алмазодержущих руд. Алмази, кимберліти, мінерали кимберлітов. Мінерально-сировинна база алмазодобуваючої промисловості світу* / Б.Е. Горячев. - М: МІСіС, 2010. - 326 с.
- 622.24 Д13 *Давиденко, А.Н. Прямі і зворотні схеми очищення при бурінні скважин: монографія* / А.Н. Давиденко, А.А. Ігнатів. - Дні-ск: НГУ, 2012. - 100 с.
- 622 С23 *Збірник наукових праць Донбаського державного технічного університету. Вип. 39*. - Алчевськ: ДонГТУ, 2013. - 296 с.

МАШИНОСТРОЕНИЕ

- 621.4 С27 *Свченко, В.М. Термінологічний словник теплоенергетики* / В.М. Свченко - Моріуполь: ДВНЗ «ПДТУ», 2011. - 399 с.
- 621.791 Е69 *Ерємін, Е.Н. Сварочні матеріали для трубопроводного будівництва*. - Омськ: ОмГТУ, 2010
- 621.313 К30 *Качура, О.В. Індукційні реостати з покращеними масогабаритними показниками для асинхронних двигунів з фазним ротором: монографія* / О.В. Качура, С.В. Количев, О.М. С'янов. - Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2011. - 208 с.
- 621.313 К30 *Качура, О.В. Курсове проектування двигунів постійного струму з дисципліни «Електричні машини»: навчальний посібник*. - Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2011. - 244 с.
- 621.9 К89 *Кузнецов, Ю.М. Компонувка верстатів з механізмами паралельної структури: монографія* / Ю.М. Кузнецов, Д.О. Дмитрієв, Г.Ю. Діневич. - Херсон: ПП Вишемирський В.С., 2009. - 456 с.
- 621 Н34 *Наукові нотатки. Вип. 32 (червень 2011): міжвузівський збірник (за галузями знань «Машинобудування та металургія»), «Інженерна механіка», «Металургія та матеріалознавство»*. - Луцьк: ЛНТУ, 2011. - 536 с.
- 621.791 Ч-44 *Чепрасов, Д.П. Металловодство зварки і термічна обробка зварних з'єдинень: навчальне посібник*: ЕБ. - Барнаул: АлГТУ, 2011
- 621.791 Ч-49 *Черный, О.М. Электродуговая сварка: практика и теория*: ЭБ. - 2-е изд., доп. и перераб.. - Ростов-на-Дону: Феникс, 2009

Наш адрес: г. Днепропетровск, ул. Дзержинского, 23, ГУ «ЦГНТБ ГМК Украины»
Т.: (80562) 46-12-91; (8056) 770-23-12, 744-87-26; e-mail: bibliot@ukr.net; www.cgntb.dp.ua

ОТЗЫВ

на монографию Паршина В.М. и Буланова Л.В.^{*)}

«Непрерывная разливка стали»

(Липецк. ОАО «НЛМК», 2011. 201с.)

Банк литературы по теории и технологии металлургических процессов пополнился новым изданием – рецензируемой монографией известных ученых в области теории и технологии непрерывной разливки стали, докторов технических наук, авторов многочисленных научных публикаций по проблемным вопросам разливки стали.

В вводной части (с. 5–29) кратко, но профессионально изложены основные понятия о технологии разливки стали, классификация МНЛЗ по количеству ручьев, форме и сечению отливок и в зависимости от расположения технологической оси МНЛЗ: вертикальные (и как разновидность с изгибом и выпрямлением полностью закристаллизовавшейся заготовки); криволинейные МНЛЗ и горизонтальные.

Проанализированные принципиальные конструктивные особенности технологии разливки стали. Приведены новые разработки и их реализация в технологии разливки стали на отечественных и зарубежных заводах. Обращено внимание, что наилучшие результаты в оптимизации процесса непрерывной разливки стали достигаются при использовании интеллектуальных технологий: контроль уровня металла в промковше, моделирование затвердевания заготовок, динамическое управление вторичным охлаждением и мягким обжатием, автоматизированными системами прогнозирования качества и системы обнаружения скрытых дефектов в непрерывно литых заготовках. Уделено должное внимание развитию новых технологий в непрерывной разливке металла (литье средних по толщине и тонких слябов, а также сооружение МНЛЗ, совмещенное с прокатным станом (литейно-прокатных модулей), а также новым технологическим процессом TSP («Tippins Inc», США), в соответствии с которым применяется обычно одноручьевая МНЛЗ и разливают плавки массой 80–100 кг в течение 45–60 мин на слябы толщиной 100–150 мм и шириной 500–1000 мм, совмещенная с прокатным станом Стеккеля.

В разделе 1 «Физические основы процесса непрерывной разливки стали» (с. 30–116) (Буланов В.Л.) изложены основные положения теории кристаллизации металла, теоретические основы процессов формирования непрерывно литых слябов и физические способы воздействия на формирование непрерывнолитых заготовок.

Акцентируется внимание, что процессы вторичного охлаждения должны основываться на научной основе и во взаимосвязи с другими параметрами при комплексном обеспечении технологической поддержки она может быть результативной в решении задачи повышения качества литых заготовок. В разделе 2 «Подготовка стали к непрерывной разливке» (с. 117–136, рис. 18) обобщены материалы многогранных и многолетних исследований автора по проблемным задачам сквозной технологии и поэтапных процессов разливки стали. Содержательно обсуждены проблемные вопросы технологии внепечной обработки стали на установке ковш – печь. Третий раздел монографии «Непрерывная разливка стали в слябы» (с. 137–199) (Буланов В.Л., Паршин В.М.) посвящен изложению основных вопросов характеристики устройства МНЛЗ технологии разливки стали и качеству получаемых слябов. Сформулированы и обоснованы функции промежуточных ковшей: обеспечить собственно процесс непрерывной разливки стали с распределением металла по кристаллизаторам, в том числе во время смены сталеразливочных ковшей, а также поддерживать и улучшать качество стали путем максимального удаления неметаллических включений, образующихся во время разливки стали. Рассмотрены вопросы защиты металла от вторичного окисления и тепловых потерь на участках сталеразливочный ковш–кристаллизатор, а также защита металла в кристаллизаторе. Четвертая глава (с. 200–217) посвящена проблемным технологическим задачам непрерывной разливки – подготовка оборудования и автоматизация процесса непрерывной разливки стали. обстоятельно проанализированы задачи и их реализация при подготовке собственно кристаллического МНЛЗ к приему плавки и разливки стали. Сосредоточено внимание на организации работ при разливке стали методом «плавка на плавку».

Важно отметить представленный материал (хотя и кратко) по вопросу автоматизированной системы и *прогнозированию* качества непрерывнолитых слябов.

В заключении отметим, что книга подготовлена в основном с изложением теоретических предпосылок и промышленного опыта разливки стали на слябовых МНЛЗ. Можно пожелать авторам при переиздании книги обобщить опыт разливки стали на МНЛЗ с получением заготовок крупного сечения.

Рассматриваемая книга авторов Паршина В.М. и Буланова Л.В. представляет большой теоретический и технологический интерес для специалистов, занимающихся проектированием и эксплуатацией МНЛЗ, научным работникам, преподавателям вузов.

**Заведующий кафедрой электрометаллургии
НМетАУ, академик НАНУ, д.т.н., профессор**

М.И. Гасик

Директор МЗ «Днепросталь», к.т.н.

Г.А. Есаулов

^{*)} Паршин В.М. Директор Центра непрерывной розливки стали. Центрального научно-исследовательского института им. И.П.Бардина (ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П.Бардина»), выпускник каф. электрометаллургии ДМетИ Буланов Л.В. Ведущий инженер-конструктор завода тяжелого машиностроения «Уралмаш».



а/я 796, 49008, ул.Макарова, 27а
г. Днепропетровск, Украина
тел./факс: +38 0562 357 357
056 373 93 78
e-mail: adver@expometeor.com
www.expometeor.com

Промышленность Украины раскрыла свой потенциал!

Международная специализированная выставка промышленного оборудования, металлообработки, литья и энергетики продемонстрировала основные достижения промышленной отрасли.



С 15 по 18 октября 2013 года в новом выставочном центре «ТАКО» (Украина, г.Днепропетровск, ул.Г.Сталинграда, 31-Д) состоялась Международная специализированная выставка промышленного оборудования, металлообработки, литья и энергетики «Машпром», «ЛитЭкс», «Энергопром». В этом году выставка объединила в себе три самостоятельных промышленных направления и, тем самым, вывела событие на новый и более качественный уровень.

На официальной церемонии открытия выставки почетные гости сошлись во мнении, что подобные выставочные мероприятия вносят значительный вклад в развитие отечественного производства, поскольку объединяют участников различных направлений, наиболее полно демонстрируют рынок новых технологий и разработок, помогают сформировать новые подходы и найти совместные межотраслевые решения.

«Выставка является главным связующим звеном между производителями современного оборудования и отечественными промышленными предприятиями. Расширение географии экспонентов и масштабность выставки еще раз подтвердили необходимость проведения такого мероприятия в будущем. Кроме того, насыщенная деловая программа предоставила участникам уникальную возможность обмена профессиональными знаниями и информацией о передовом опыте, о мировых примерах технологических и бизнес-решений в области промышленного оборудования, литья и энергетики», - отметил Генеральный директор выставочной компании Экспо-центр «Метеор»™ Слюсарь Дмитрий Анатольевич.

Новые технологии и оборудование на протяжении четырех дней демонстрировали более 170 компаний практически со всех промышленных регионов Украины, а также из России, Республики Беларусь, Турции, Польши, Германии, Италии, Финляндии и Великобритании.

Также, в этом году значительно изменилась, в сторону увеличения профессиональных посетителей, аудитория выставки. Согласно электронной регистрации посетителей™ выставку посетило более 4500 специалистов, среди которых главные механики, технологи, инженеры, энергетики, руководящий состав промышленных предприятий, ведущие специалисты компаний из Украины, а также стран ближнего и дальнего зарубежья.

Деловая программа Международной специализированной выставки «Машпром», «ЛитЭкс», «Энергопром» предоставила экспонентам и гостям выставки посетить различные конференции, семинары и мастер-классы, общая цель которых - познакомить участников рынка друг с другом в формате живого общения, поделиться актуальной информацией о новинках и тенденциях промышленной отрасли и обсудить перспективы развития.

Ключевым мероприятием деловой программы стал Международный специализированный форум: «Машиностроение и металлообработка. Мировые тенденции». Организаторами форума выступила выставочная компания Экспо-центр «Метеор»™ и ООО «Митинг Поинт Украина». Форум стал эффективной площадкой для обмена опытом между представителями различных секторов машиностроительной и металлообрабатывающей отрасли.



Среди спикеров мероприятия свои доклады представили эксперты ведущих компаний, таких как «INTERPIPE», «Deloitte», «Ernst&Young», «Siemens Ukraine», «TMS» и многих других.

Также специалисты презентовали кейсы, на примерах которых, рассмотрели целесообразность и экономический эффект внедрения энергоэффективных технологий в производственную цепочку машиностроительных и металлообрабатывающих предприятий.

Значимым событием форума была экскурсия на современный завод



«ИНТЕРПАЙП СТАЛЬ», который является первым заводом, построенным «с нуля» за годы независимости Украины, а также крупнейшим электросталеплавильным комплексом такого типа в Европе и странах СНГ.

Кроме того, в рамках деловой программы прошел семинар «Современные технологии подготовки производства и проектирования в литейном производстве», организатором которого выступила Ассоциация литейщиков Украины. Основные темы семинара были посвящены детальному раскрытию практических возможностей и явных предпочтений, которые предоставляют IT-технологии для литейного производства, начиная от проверки детали на технологичность и заканчивая тотальным контролем готового изделия.

На выставке с успехом прошла 7-я научно-практическая конференция на тему: «Модернизация и переоснащение предприятий. Эффективные технологии при изготовлении, ремонте и восстановлении деталей». Организаторами мероприятия выступили: ООО «НПП РЕММАШ», Ассоциация технологов-машиностроителей Украины, ТМ «Велтек», ООО Экспо-центр «Метеор»™. Конференция собрала представителей машиностроительных, металлургических предприятий и горно-обогатительных комбинатов. Производственники и ученые поделились опытом разработки, изготовления и эффективного применения современного оборудования, технологий и материалов для наплавки и упрочнения деталей.

Кроме того, в 2012 году выставка получила поддержку Общества сварщиков Украины и вот, уже по традиции, в рамках экспозиции проводится «2-й Днепропетровский региональный конкурс профессионального мастерства сварщиков Украины». Победители конкурса награждены ценными подарками и дипломами от выставочной компании Экспо-центр «Метеор»™ и жюри конкурса.

В этом году Международная специализированная выставка промышленного оборудования, металлообработки, литья и энергетики впервые прошла как успешный объединенный выставочный проект, который завоевал доверие профессионалов, о чем свидетельствуют положительные отзывы участников.

«Выставкой остались очень довольны. За весь осенний сезон – это самая продуктивная выставка. Количество и качество посетителей оказалось довольно существенным, были заключены предварительные договоренности о сотрудничестве с крупными клиентами. Думаю, что результаты выставки не заставят себя долго ждать», - сказал технический директор Украинско-голландского совместного предприятия «М.Е.С.- Consult» Моисеенко Вячеслав Анатольевич.

Директор ООО «Укрфаворит» Исаева Елена Вячеславовна отметила, что компания уже ощутила положительный эффект от участия в выставке, в частности, получила новые заказы, заключила договора с новыми клиентами, тем самым расширила рынки сбыта высококачественных материалов компании ASK Chemicals.

С ней согласен директор компании «Платинум» Анискевич Дмитрий Михайлович: «Эта выставка была для нас самой удачной за все время, уже работаем над несколькими проектами. В свою очередь, хочу поблагодарить компанию Экспо-центр «Метеор»™ за проделанную организационную работу и отношение в целом. Желаем Вам в дальнейшем постоянно повышать качество предоставляемых услуг, успехов Вам в работе и других начинаниях. Будем рады дальнейшему сотрудничеству!».

Специалисты отрасли отметили, что демонстрация современных разработок, обмен информацией и профессиональное общение на выставке заложили основу для технического и технологического обновления отечественных предприятий. Следующая Международная специализированная выставка промышленного оборудования, металлообработки, литья и энергетики «Машпром», «ЛитЭкс», «Энергопром», состоится в октябре 2014 года. Не упустите свой шанс занять лидирующие позиции в промышленном секторе Украины.

Ждем Вас на выставке в следующем году!

С Уважением, оргкомитет выставки
 ООО Экспо-центр «Метеор»™
 Тел.+38 (056) 373-93-70, (0562) 357-357
 mashprom@expometeor.com
 www.expometeor.com

Короленко М.К., Перегудов В.В. Сучасний стан і проблеми гірничодобувного комплексу Криворізьського залізрудного басейну.....	1	Панасенко С.А., Иванов К.А., Стеба В.К., Корольков С.И. Технологические смазки для прокатки бесшовных труб – назначение, составы, применение.....	55
Ушел из жизни Лидер	5	МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМООБРАБОТКА	
Обращение.....	6	Парусов В.В., Чуйко И.Н., Парусов О.В., Сычков А.Б., Сухомлин В.И. Научно-технологические аспекты производства катанки повышенной деформируемости из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА.....	61
ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Маркова І.А., Івченко Т.І., Татарко Ю.В., Полішко С.О. Дослідження стабільності хімічного складу та механічних властивостей сталей масового виробництва.....	64
Ковалев Д.А., Ванюков А.А., Купенко В.И. Петрографический анализ самовосстанавливающихся окатышей, полученных на холодной связке из шламов доменного и конвертерного цехов.....	7	Исаева Л.Е., Камкина Л.В., Лев И.Е. Физико-химическое обоснование и методика определения микроколичеств бора в сталях с повышенной прокаливаемостью.....	67
Сталинский Д.В., Петров Ю.Л., Ясиненко К.Н., Шаповалова Н.Г. Создание и реализация комплекса вдувания пылеугольного топлива в горн доменных печей ПАО «Алчевский МК» – эффективный путь сокращения потребления природного газа и кокса в доменном производстве.....	10	ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	
КОКСОХИМИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Монастырский В.Ф., Кирия Р.В., Номеровский Д.А., Брагинцев Д.Д. Обоснование параметров крутонаклонных конвейеров на горных предприятиях.....	71
Коверя А.С. Взаимосвязь свойств высокотемпературного кокса с внешней удельной поверхностью угольных шахт.....	13	Пилов П.И., Прядко Н.С. Моделирование замкнутых циклов измельчения рудна основе баланса контрольного класса крупности.....	75
Золотарев И.В., Евтушенко С.А., Шульга И.В., Торяник Э.И., Темченко Ю.Ф. Прогнозирование срока эксплуатации коксовых батарей по результатам периодического обследования их технического состояния с разработкой планов ремонтов или реконструкции.....	16	Васильев Л.М., Васильев Д.Л., Усов О.А. Аналитическое построение диаграмм «напряжение – деформация» образцов горных пород при их усеченно-клиновидной форме разрушения.....	81
СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		ПРОТИВОКОРРОЗИОННАЯ ЗАЩИТА МЕТАЛЛОВ	
Корниевский В.Н., Логозинский И.Н., Сальников А.С., Старшиков Р.В., Мосиевич М.С., Зализняк И.П., Аксельрод Л.М., Лагутин А.В. Применение высокомагнетизального флюса в конвертере ГКР.....	22	Пинчук С.И., Внуков А.А. Влияние функциональных добавок в электролит на химическую стабильность медных порошков.....	85
Заспенко А.С., Шибко А.В., Чмырков К.Ф., Онацкий С.М., Ребриков В.А. Определение окисленности полуспокойной конвертерной стали на различных этапах её производства.....	25	МАШИНОВЕДЕНИЕ	
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ		Большаков В.И., Лебедь В.В., Жеребецкий А.А. Акушевич А.В., Остапенко Д.Б. Совершенствование контроля истечения шихтовых материалов из бункеров бесконусного загрузочного устройства доменной печи объемом 3000 м ³	90
Грищенко С.Г., Куцин В.С., Кравченко П.А., Кудрявцев С.Л. Международные ферросплавные конгрессы ИНФА-КОН: история с продолжением.....	29	Будиков Л.Я., Бойко Г.А., Медведев Г.М., Бойко Т.В. Интегральный метод оценки несущей способности мостового крана.....	93
Корниевский В.Н., Кийко С.Г., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Шибко П.А., Сальников А.С., Булат В.А., Черенков Д.В. Внедрение ресурсосберегающей технологии производства слитков на заводе «Днепроспецсталь».....	31	Бейгул В.О., Лепетова Г.Л., Ширін Л.Н. Вплив збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» на формування динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальний пристрій.....	96
Большаков Вл.И., Юшкевич О.П. Определение и сравнение уровней вклада химических компонентов в комплекс механических свойств стали 110Г13Л.....	34	ТЕПЛОТЕХНИКА	
Приходько Э.В., Пиптюк В.П., Петров А.Ф., Мороз В.Ф., Греков С.В., Логозинский И.Н. Прогнозирование плотности стандартных марок феррохрома методом физико-химического моделирования.....	38	Кирсанов М.В., Губинский М.В. Перспективы применения гидропаровой турбины для утилизации избыточной теплоты шахтного энергокомплекса.....	99
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Кожевников А.А., Судаков А.К., Дреус А.Ю., Лысенко Е.Е. Исследование теплопереноса в пористой крупнодисперсной среде криогенно-гравийного фильтра.....	102
Яценко А.И., Заренбин В.Г., Татарчук А.В. Структура литой рефосфоризованной стали.....	42	ЭКОЛОГИЯ	
Жижкина Н.А. Удаление неметаллических включений из металла, затвердевающего в условиях вращения.....	44	Гриньов А.Ф., Ігнашкіна Т.Б., Двудічанський О.А. Формування бази фінансових індикаторів для підприємств металургійної галузі України.....	106
ПРОКАТНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Перегудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Егорова И.Г. Экономические аспекты повышения качества железорудного сырья.....	110
Максименко О.П., Лобойко Д.И., Романюк Р.Я. Анализ силового взаимодействия в очаге деформации при прокатке.....	47	ИНФОРМАЦИЯ	
Бергеман Г.В., Антонюк С.М., Самсоненко А.А. Особенности применения развернутой калибровки швеллеров при производстве профиля U200 в условиях стана 550	50	Новые поступления в фонд ЦГНТБ	115
ТРУБНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		Отзыв на монографию Паршина В.М. и Буланова Л.В. "Непрерывная разливка стали".....	116
Кузнецов Е.Д. О методике испытания коррозионностойких сталей и сплавов к питтинговой коррозии.....	53	Промышленность Украины раскрыла свой потенциал....	117

Contents

Korolenko M.K., Peregudov V.V. Modern state and problems of iron ore mining complex Kryvorizsskoho pool. 1	Panasenko S.A., Ivanov K.A., Steba V.K., Korol'kov S.I. Technological lubricants for rolling seamless pipe - the appointment, the compositions, the use of..... 55
Died Leader 5	METAL SCIENCE & HEAT TREATMENT
Appeal 6	Parusov V.V., Chujko I.N., Suhomlin V.I., Parusov O.V., Sychkov A.V. Scientific and technological aspects of the production of wire rod increased..... 61
BLAST-FURNACE PRACTICE	Markova I.A., Ivchenko T.I., Tatarko J.V., Polishko S.O. Research of stability of chemical composition and mechanical properties of mass production steels..... 64
Kovalev D.A., Vanyukov A.A., Kupenko V.I. Petrographic analysis of the self-healing pellets produced by a bunch of cold-blast furnace and converter sludge plants..... 7	Isayeva L.Y., Kamkina L.V., Lev I.Y. Physical and chemical substantiation and methods for determining the microqualities of boron in steels with improved hardenability..... 67
Stalinskiy D.V., Petrov Yu.L., Yasinenko K.N., Shapovalova N.G. Integrated approach to energy-saving during design and installation of system for pulverized-coal fuel injection in blast furnace hearth at pc «Alchevsk iron & steel works»..... 10	ORE MINING
COKE PRODUCTION	Monastirskiy V.F., Kiriya R.V. Nomerovsky D.A., Braginets D.D. Rationale for high-angle settings conveyors in mines..... 71
Koverya A.S. The relationship of high-temperature properties of coke on the outside surface area of the coal charge.... 13	Pilov P.I., Pryadko N.S. Simulation of closed-cycle grinding of ores based on the balance control class size..... 75
Zolotarev I.V., Yevtushenko S.A., Shulga I.V., Toryanik E.I., Temchenyuk Y.F. Predicting the life of coke oven batteries on the results of periodic examinations of their technical state of the development plans of repair or reconstruction..... 16	Vasilyev L.M., Vasilyev D.L., Usov O.A. Analytical charting "stress-strain" of rock samples in their truncated wedge-shaped fracture..... 81
STEELMAKING	ANTICORROSIVE PROTECTION OF METALS
Kornievskiy V.N., Logozinskiy I.N., Sal'nikov A.S., Starshikov R.V., Mosievich M.S., Zaliznyak I.P., Axelrod L. M., Lagutin A.V. The use of high-Mg flux in the converter SERS..... 22	Pinchuk S.I., Vnukov A.A. Effect of functional additives in the electrolyte on the chemical stability of copper powder..... 85
Zaspenko A.S., Shybko A.V., Chmyrkov K.F., Onatsky S.M., Rebrikov V.A. Determination of oxidation of semi-killed steel converter at different stages of its production..... 25	SCIENCE OF MACHINES
ELECTROMETALLURGY	Bolshakov V.I., Lebedev V.V., Zhrebetsky, A.A., Akushovich A.V., Ostapenko D.B. Improvement of the expiry of the charge materials from bins beskonusnogo boot device blast furnace with capacity of 3000 m ³ 90
Kornievskiy V.N., Logozinskiy I.N., Sal'nikov A.S., Starshikov R.V., Mosievich M.S., Zaliznyak I.P., Axelrod L. M., Lagutin A.V. The use of high-Mg flux in the converter SERS..... 22	Budikov L.Y., Boyko G.A., Medvedev G.M., Boyko T.V. For the increase of exactness of measuring of bending of main beams of travelling cranes the new method of проведения of static tests is offered..... 93
Zaspenko A.S., Shybko A.V., Chmyrkov K.F., Onatsky S.M., Rebrikov V.A. Determination of oxidation of semi-killed steel converter at different stages of its production..... 25	Beygul V.O., Lepetova G.L., Shirin L.N. Effect of perturbed motion of the "buksyrovschyk-dump" the formation of dynamic loads on the lifting-device zcheplyuvalnyy..... 96
ELECTROMETALLURGY	HEAT ENGINEERING
Grishchenko S.G., Kutsin V.S., Kravchenko P.A., Kudryavtsev S.L. International congresses ferroalloy IN-FAKON history with the continuation..... 29	Kirsanov M.V., Gubinskyy M.V. Perspectives to apply the hydro – vapour turbin for utilization surplus heat of mine's energy – complex..... 99
Kornievskiy V.N., Kiyko S.G., Panchenko A.I., Logozinskiy I.N., Shibeko P.A., Sal'nikov A.S., Bulat V.A., Cherenkov D.V. The introduction of resource-saving technologies of production of ingots at "DSS" .. 31	Kozhevnikov A.A., Sudakov A.K., Dreus A.J., Lysenko E.E. The study of heat transfer in a porous medium coarse gravel cryogenically..... 102
Bolshakov V.I., Yushkevich O.P. Determining and comparing the levels of contribution of chemical components in complex of mechanical properties of steel 110G13L..... 34	ECONOMICS
Prikhodko E.V., Piptyuk V. P., Logozinskiy I.N., Petpov A.F., Moroz V.F., Grekov S.V. Prediction of density of standard marks of ferrochromium By the method of physical and chemical modeling..... 38	Grinev A.F., Ignashkina T.B., Dvulichanskyy O.A. Forming the base of financial indicators for the metallurgical industry of Ukraine..... 106
FOUNDRY	Peregoudov V.V., Gritsina A.E., Dragun B.T., Gook A.Y., Egorova I.G. Economic aspects improve the quality of iron ore..... 110
Yatsenko A.I., Zarenbin V.G., Tatarchuk A.V. The structure of cast steel refoforizovanny..... 42	INFORMATION
Zhizhkina N.A. The removing of non-metallic inclusions' from metal, that solidify at rotated conditions..... 44	Recent additions to the Central State Scientific and Technical Library 115
ROLLING	Review of the monograph Parshin V.M. and Bulanov L.V. "Continuous casting of steel" 116
Maksimenko O.P., Loboyko D.I., Romanjuk R.Y. To the question of spectacular ability of rolls in steady state... 47	Industry of Ukraine opened its potential 117
Bergeman G.V., Antoniuk S.V., Samsonenko A.A. Application of the channel bardeployed calibration at the production of the U200-profile in the conditions of the a mill 550..... 50	
PIPE & TUBE PRODUCTION	
Kuznetsov E.D. On the method of testing corrosion-resistant steels and alloys to pitting corrosion..... 53	

**Перечень статей, опубликованных в журнале
“Металлургическая и горнорудная промышленность” в 2013 г.**

Наименование статей, авторы	№	стр.
Металлург, ученый, гражданин!	1	1
По материалам редколлегии Шановні Народні депутати!	1	5
Памяти Альфреда Ивановича Козловского	1	7
Мазур В.Л. Голубченко А.К. Первоочередные задачи и пути их решения при модернизации листопрокатных мощностей Украины.....	2	1
ОАО «ЧЕРМЕТИНФОРМАЦИЯ» 70 ЛЕТ.....	2	6
Бабец Е.К. 80 лет по пути развития горной науки.....	2	7
Антипин В.Г., Зиновьева Н.Г. СОСТОЯНИЕ И НЕКОТОРЫЕ ПЕРСПЕКТИВЫМИРОВОЙ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	3	3
Катунин В.В. Основные показатели развития черной металлургии России за 2000 - 2012 гг.....	3	20
Харахулах В.С. Показатели работы черной металлургии в 2012 году.....	3	26
Памяти Атанасова Сергея Васильевича.....	3	36
Наш главный праздник.....	4	1
К 75-летию юбилею ученого-металлурга академика НАН Украины В.И. Большакова.....	4	2
Шурма Р. МК “Запорожсталь” – 80 лет опыта и профессионализма”.....	5	1
Короленко М.К., Перегудов В.В. Сучасний стан і проблеми гірничодобувного комплексу Криворізьського залізорудного Басейну.....	6	1
Ушел из жизни Лидер.....	6	5
Обращение.....	6	6
ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Товаровский И.Г., Меркулов А.Е., Лялюк В.П. Анализ коксоберегающих режимов доменной плавки на примере доменной печи № 9.....	1	8
Ковалев Д.А., Ванюкова Н.Д., Ванюков А.А. Производство и использование самовосстанавливающихся окатышей в доменной плавке с применением пылеугольного топлива.....	1	13
Товаровский И.Г., Меркулов А.Е. Проблемы газификации угля и использования продуктов газификации в доменных печах....	2	10
Большаков В.И., Сохацкий А.А., Чайка А.Л., Шевелев А.Г., Швачка А.И. Исследования теплогазодинамической работы в «сухой» зоне доменной печи и применение их результатов.....	2	15
Тарасов В.П., Быков Л.В., Кривенко С.В., Липунов С.А., Тарасов А.В. Исследование порозности зоны когезии при периферийном ходе газовых потоков в доменной печи.....	2	20
Лялюк В.П., Кассим Д.А., Оторвин П.И., Тараканов А.К. Влияние послереакционной прочности кокса на его удельный расход в доменной плавке.....	3	37
Ярошевский С.Л., Минаев А.А., Кузин А.В., Мишин И.В., Кузнецов А.М. Ресурсы и эффективность полной и комплексной компенсации при использовании пылеугольного топлива (ПУТ) в доменной плавке.....	3	41
Кочура В.В., Ярошевский С.Л., Купенко В.И., Мишин И.В. Совершенствование методики определения степени газификации пылеугольного топлива в доменных печах.....	4	3
Ковалев Д.А., Ванюкова Н.Д., Ванюков А.А. Исследование металлургических свойств самовосстанавливающихся окатышей.....	4	7
Сулименко С.Е. Получение частично металлизированного сырья в стационарном слое.....	4	10
Русских В.П., Семакова В.Б., Шапиро-Никитин Д.Е., Лялюк В.П., Волков В.В. Рациональное использование шламов в составе агломерационной шихты.....	5	3
Ковалев Д.А., Ванюков А.А., Купенко В.И. Петрографический анализ самовосстанавливающихся окатышей, полученных на холодной связке из шламов доменного и конвертерного цехов.....	6	7
Сталинский Д.В., Петров Ю.Л., Ясиненко К.Н., Шаповалова Н.Г. Создание и реализация комплекса вдувания пылеугольного топлива в горн доменных печей ПАО «Алчевский МК» – эффективный путь сокращения потребления природного газа и кокса в доменном производстве.....	6	10
КОКСОХИМИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Лялюк В.П., Соколова В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А. Тараканов А.К. Возможности улучшения качества кокса за счёт стабилизации состава и свойств угольной шихты.....	3	48
Панов Е.Н., Васильченко Г.Н., Чирка Т.В., Лазарев Т.В. Оценка теплопроводности сыпучих углеродистых материалов по величине удельного электрического сопротивления.....	5	6
Коверя А.С. Взаимосвязь свойств высокотемпературного кокса с внешней удельной поверхностью угольных шихт.....	6	13
Золотарев И.В., Евтушенко С.А., Шульга И.В., Торяник Э.И., Темченко Ю.Ф. Прогнозирование срока эксплуатации коксовых батарей по результатам периодического обследования их технического состояния с разработкой планов ремонтов или реконструкции.....	6	16
СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Харахулах В.С., Зражевский А.Д., Охотский В.Б. Контроль параметров конвертерной ванны.....	1	16
Кулик А.Д., Кашеев М.А., Похвалитый А.А., Сотниченко С.С. Совершенствование выпуска стали из конвертера.....	1	18
Нефедов Ю.А., Садовник Ю.В., Лысаков А.В. Двадцать пять лет спустя.....	1	21
Охотский В.Б. Уже сто лет, как не ржавеет! Теория (к 100-летию производства коррозионностойкой ста-ли).....	2	23
К 75-летию Охотского Виктора Борисовича Охотский В.Б. Уже сто лет, как не ржавеет! Практика.....	3	52
Зборщик А.М., Писмарев К.Е., Куберский С.В. Анализ результатов десульфурации чугуна смесью гранулированного магния и порошкообразной флюидизированной извести.....	3	56

Наименование статей, авторы	№	стр.
Пиптюк В.П., Павлов С.Н., Андриевский Г.А., Самохвалов С.Е., Мощный В.В., Гордиенко О.А. Оценка достоверности результатов моделирования теплового состояния ковшовой ванны	4	14
Смоктый В.В., Шумахер Э.Э., Порохнявый В.Г., Иванов С.Г. Опыт эксплуатации донных одноканальных дутьевых устройств при комбинированной продувке в 160-т конвертере.....	4	17
Ботштейн В.А., Рудюк А.С., Гыхеладзе Г.С., Чичкарев Е.А., Попов Е.С., Костыря И.Н. Раскисление и внепечная обработка кислородно-конвертерной рельсовой стали К76Ф	5	12
Харахулах В.С., Зражевский А.Д., Охотский В.Б. Развитие контроля окисленности стали.....	5	14
Корниевский В.Н., Логозинский И.Н., Сальников А.С., Старшиков Р.В., Мосиевич М.С., Зализняк И.П., Аксельрод Л.М., Лагутин А.В. Применение высокомагнезиального флюса в конвертере ГКР.....	6	22
Заспенко А.С., Шибко А.В., Чмырков К.Ф., Онацкий С.М., Ребриков В.А. Определение окисленности полуспокойной конвертерной стали на различных этапах её производства.....	6	25
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ		
Куцин В.С., Ольшанский В.И., Дедов Ю.Б., Филиппов И.Ю., Гасик М.И., Гасик М.М., Овчарук А.Н., Поляков О.И. Промышленное освоение инновационной технологии и организация крупнотоннажного производства ферросиликомарганца в сверхмощных рудовосстановительных электропечах с применением марганцевого магнезиального агломерата	1	23
Зубов В.Л. Исследование влияния фазового состава ферросилиция машинной разливки на устойчивость к рассыпанию	1	27
Цветков И.В., Гасик М.И., Гасик М.М. Термодинамический анализ процессов восстановления кремния из магнезиально-силикатного ироксенового расплава углеродом с получением форстеритового материала и ферросилиция.....	2	26
Корниевский В.Н., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Шибко П.А., Сальников А.С., Гасик М.И. Опыт промышленного освоения выплавки электростали конструкционного сортамента с использованием ферросиликомарганца взамен ферромарганца и ферросилиция.....	2	31
Рабинович А.В., Трегубенко Г.Н., Поляков Г.А., Катрич А.А., Фельдман А.И., Хейфец Р.Г., Юрковский В.В. Исследование влияния карбонитридного упрочнения и термообработки на структуру и свойства центробежнолитых труб из электростали 10ХСНД.....	3	60
Игнатъев В.С., Коротеев Е.С., Высоцкий Е.В., Денисенко Д.В. Разработка технологии содовосстановительной плавки свинцовой хлоридной пыли.....	3	63
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.....	4	20
Широких Т.А., Шатоха В.И., Ситараман С., Шредер К. Исследования закономерностей испарения оксидов ванадия из шлаков системы CaO-SiO ₂ -FeO-V ₂ O ₅ в условиях пленочного массообмена.....	4	28
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.....	4	32
Корниевский В.Н., Кийко С.Г., Сальников А.С., Логозинский И.Н., Шибко П.А. Повышение эффективности производства коррозионностойких сталей за счет снижения удельного расхода легирующих элементов и улучшения качества.....	5	18
Есаулов Г.А., Климчик Ю.В., Жаданос А.В., Гасик М.И., Кукушкин О.Н. Математическое моделирование теплоэнергетических процессов в агрегате ковш-печь в условиях ООО МЗ «Днепросталь».....	5	23
Усенко Р.В., Мазорчук В.Ф., Репях С.И., Жегур А.А. Огнеупорная суспензия буферных слоев керамических оболочковых форм для литья по выплавляемым моделям.....	5	28
Грищенко С.Г., Куцин В.С., Кравченко П.А., Кудрявцев С.Л. Международные ферросплавные конгрессы ИНФАКОН: история с продолжением.....	6	29
Корниевский В.Н., Кийко С.Г., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Шибко П.А., Сальников А.С., Булат В.А., Черенков Д.В. Внедрение ресурсосберегающей технологии производства слитков на заводе «Днепрспецсталь».....	6	31
Большаков В.И., Юшкевич О.П. Определение и сравнение уровней вклада химических компонентов в комплекс механических свойств стали 110Г13Л.....	6	34
Приходько Э.В., Пиптюк В.П., Петров А.Ф., Мороз В.Ф., Греков С.В., Логозинский И.Н. Прогнозирование плотности стандартных марок феррохрома методом физико-химического моделирования.....	6	38
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Репях С.И. Свойства вторичных модельных составов для выплавляемых моделей отливок		
Мазорчук В.Ф. Оценка эффективности применения плавающей прибыльной вставки для утепления прибыльной части слитка	1	31
Троцан А.И., Каверинский В.В., Бродецкий И.Л., Александров В.Д. Прогнозирование структуры литого металла при гомогенной и гетерогенной кристаллизации.....	1	33
Шебанова Н.В., Наумов О.С. Дослідження властивостей віброформованих динасових легковагих вогнетривів з використанням техногенних видів сировини для вогнетривкового і ливарного виробництва	3	67
Шебанова Н.В., Наумов О.С. Дослідження властивостей віброформованих динасових легковагих вогнетривів з використанням техногенних видів сировини для вогнетривкового і ливарного виробництва	3	71
Меняйло Е.В. Физическая модель процесса кристаллизации осевой зоны отливок шаровой, цилиндрической и плоской форм.....	4	36
Радченко К.С., Платонов Е.А., Ямшинский М.М., Федоров Г.Е. Влияние титана и редкоземельных металлов на структуру износостойкого высокохромистого чугуна.....	4	40
Яценко А.И., Хрычиков В.Е., Заренбин В.Г., Татарчук А.В. Дендриты и зерна в низкоуглеродистых сталях.....	4	43
Усенко Р.В., Мазорчук В.Ф., Репях С.И., Жегур А.А. Огнеупорная суспензия буферных слоев керамических оболочковых форм для литья по выплавляемым моделям.....	5	28
Яценко А.И., Заренбин В.Г., Татарчук А.В. Структура литой рефосфоризованной стали.....	6	42

Наименование статей, авторы	№	стр.
Жижкина Н.А. Удаление неметаллических включений из металла, затвердевающего в условиях вращения.....	6	44
ПРОКАТНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Грушко А.В. Развитие использования метода испытания твердости по Бринеллю для определения напряжения текучести при холодной деформации	1	36
Николаев В.А., Жученко С.В., Васильев А.А. Кинематические параметры прокатки при взаимном горизонтальном смещении валков	1	39
Василев Я.Д., Самокиш Д.Н. Разработка энергосберегающих режимов натяжений на непрерывных станах холодной прокатки.....	2	34
Николаев В.А., Жученко С.В. Совершенствование регулирования поперечного профиля полосы при горячей прокатке широких полос.....	2	38
Жбанков Я.Г. Интенсификация сдвиговых деформаций при ковке заготовок с неоднородным температурным полем.....	2	42
Пашинский В.В., Сидоренко Д.Г. Использование твердосплавных бандажированных прокатных валков для производства арматурных профилей	3	75
Николаев В.А. Влияние технологической смазки на параметры прокатки полос	3	78
Василев Я.Д., Дементенко А.В., Коноводов Д.В., Завгородний М.И., Самокиш Д.Н. Определение среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке тонких и особо тонких полос.....	4	46
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»	4	51
Штода М.Н., Ершов С.В., Мельник С.Н., Нагорный С.Е. Классификация ящичных калибров по виду напряженно-деформированного состояния.....	5	30
Николаев В.А., Жученко С.В. Оценка неравномерности распределения погонных сил по ширине прокатываемой полосы	5	34
Грушко А.В. Построение динамической кривой упрочнения металла при холодной деформации с использования методов твердости по Либу и Бринеллю.....	5	37
Боровик П.В., Петров П.А. Теоретическое определение силы резки ножницами фасонных профилей.....	5	41
Максименко О.П., Лобойко Д.И., Романюк Р.Я. Анализ силового взаимодействия в очаге деформации при прокатке.....	6	47
Бергеман Г.В., Антонюк С.М., Самсоненко А.А. Особенности применения развернутой калибровки швеллеров при производстве профиля U200 в условиях стана 550.....	6	50
ТРУБНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Ханин М.И. Режимы прошивки, обеспечивающие снижение продольной разностенности труб на агрегатах с короткооправочными станами.....	2	48
Терещенко А.А., Дудка С.С., Кацапов К.Н., Фролов Я.В. Холодная пылегерная прокатка прецизионных труб с использованием технологических вставок.....	4	53
Опрышко Л.В., Сенина Т.В., Маленик А.О., Дейнеко Л.Н. Механические свойства углеродистых котельных труб из заготовки разных способов производства.....	4	55
Рахманов С.Р., Крышин С.М., Орещенко В.Ф., Вышинский В.Т., Журавлев А.В. Расчет конструкции рабочей клетки стана холодной прокатки труб.....	5	45
Кузнецов Д.Е. Анализ методов расчета ширины калибров станов ХПТ.....	5	50
Кузнецов Е.Д. О методике испытания коррозионностойких сталей и сплавов к питтинговой коррозии.....	6	53
МЕТИЗНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Должанский А.М., Бондаренко О.А. Максимизация комплексного показателя качества процесса волочения с учетом качественной оценки параметров производства	1	43
МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМООБРАБОТКА		
Левченко Г.В., Грицай Т.В., Мосьпан В.В., Антонов Ю.Г., Моцный В.В., Мединский Г.А. Качество поверхности железнодорожных осей	1	48
Бабаченко А.И., Кононенко А.А., Кныш А.В., Хулин А.Н., Дементьева Ж.А., Шпак Е.А. Влияние твердости и химического состава железнодорожных колес на стойкость к образованию дефектов на поверхности катания	1	53
Волчок И.П., Акимов И.В. Термостойкость графитизированных сталей	1	56
Узлов И.Г., Пучиков А.В., Узлов О.В., Рабинович А.В., Трегубенко Г.Н., Поляков Г.А., Бубликов Ю.А. Высокопрочная термически упрочненная микрелегированная конструкционная сталь для вагоностроения.....	2	5
Дейнеко Л.Н., Мясоед Р.В. Исследование влияния параметров термического упрочнения на уровень остаточных напряжений и свойства трубных сталей с различной структурой	2	55
Левченко Г.В., Воробей С.А., Дёмина Е.Г., Оробцев А.Ю., Хорошилов В.В., Долгопол А.В. Опробование технологии производства проката винтового профиля для анкерного крепления горных выработок в условиях ПАО «ЕМЗ».....	2	61
Большаков Вл.И., Носенко О.П., Фёдорова И.С., Зацарная А.В., Шиян А.В., Мурашкин А.В. Альтернативная методика определения качества конструкционных сталей.....	2	65
Большаков Вл.И., Ротт Н.А. Влияние маломощной механической вибрации на структуру и свойства аустенитной стали 110Г13Л	3	83
Аюпова Т.А. Структуроутворення у доевтектичному силуміні при комплексному впливі стронцію, скандію та фізичних способів оброблення сплаву в рідкому та твердому станах. Повідомлення 1.....	3	85
Минков А.Н. Закалка крупногабаритных деталей с регламентированной интенсивностью охлаждения.....	3	88
К 90-летию докт. техн. наук, проф. Узлова И.Г.	4	60
Большаков Вл.И., Ротт Н.А. Влияние маломощной механической вибрации на структуру и свойства эвтектических сплавов Al-Si и Al-Cu.....	4	60
Аюпова Т.А. Структуроутворення у доевтектичному силуміні при комплексному впливі стронцію, скандію та фізичних спо-		

собів оброблення сплаву в рідкому та твердому станах. Повідомлення 2.....	4	66
Крымов В.Н., Алимов В.И. Особенности поверхностного упрочнения чугуна с графитом дуговым разрядом.....	4	69
Калинин В.Т., Калиновская А.Е., Калинина Н.Е., Вилищук З.В., Борисенко А.Ю. Повышение качества и свойств многокомпонентных сплавов модифицированием тонкодисперсными композициями.....	5	52
Большаков Вл.И., Дергач Т.А., Панченко С.А., Балев А.Е. Управление процессами структурообразования при изготовлении горячепрессованных труб из ферритноаустенитных сталей.....	5	55
Узлов О.В., Дрожевская А.В. Формирование структурного состояния высокопрочных сталей для инновационного железнодорожного подвижного состава.....	5	60
Парусов В.В., Чуйко И.Н., Парусов О.В., Сычков А.Б., Сухомлин В.И. Научно-технологические аспекты производства катанки повышенной деформируемости из стали марок Св-08ГНМ и Св-08Г1НМА.....	6	61
Маркова І.А., Івченко Т.І., Татарко Ю.В., Полішко С.О. Дослідження стабільності хімічного складу та механічних властивостей сталей масового виробництва.....	6	64
Исаева Л.Е., Камкина Л.В., Лев И.Е. Физико-химическое обоснование и методика определения микроколичеств бора в сталях с повышенной прокаливаемостью.....	6	67
ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО		
Надутый В.П., Сухарев В.В., Белошин Д.В. Определение напряженного состояния вибропитателя для выпуска руды из блока при ударных нагрузках.....	1	60
Кулак В.П., Гаврюк Г.Ф. Особенности рекультивации земель при сдвигении земной поверхности в динамической полумулде.....	1	62
Бондаренко А.А. Математическое моделирование движения частиц под влиянием скоростного напора.....	1	66
Кузьменко А.М., Петлёванный М.В. Формирование закладочного массива на основе тонкодисперсных частиц вяжущих материалов при подземной разработке рудных месторождений.....	2	70
Скипочка С.И., Паламарчук Т.А., Сергиенко В.Н., Прохорец Л.В. Экспресс-оценка прочности горных пород в массиве методом ударного импульса.....	2	74
Морус В.Л., Филимонов П.Е. Опыт применения техники промывки и классификации минерального сырья техногенных месторождений.....	2	77
Вилкул Ю.Г., Луценко С.А., Близнюкова О.Ю. О проблеме отставания вскрышных работ в железорудных карьерах.....	3	92
Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А., Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения.....	3	96
Морус В.Л., Филимонов П.Е. Исследования процессов тонкого грохочения и разработка оборудования отсадки на основе динамически активных ленточных сит.....	3	102
Несмашный Е.А., Федин К.А. Оценка сейсмической опасности массовых взрывов в районе восточного борта карьера ОАО «ЮГОК».....	4	72
Судаков А.К. Производственные испытания технологии оборудования гидрогеологической скважины криогенно-гравийным фильтром на участке с Балково Запорожской области.....	4	76
Сорока Ю.Н., Рец Ю.Н. Засыпка воронки обрушения отходами обогащения и шахтными породами с последующей рекультивацией поверхности.....	4	79
Вольфсон П.М. Исследование форм истечения сыпучего при торцовом выпуске руды с применением самоходного и стационарного оборудования.....	4	83
Монастырский В.Ф., Кирия Р.В., Номеровский Д.А., Брагинец Д.Д. Обоснование параметров крутонаклонных конвейеров на горных предприятиях.....	6	71
Пилов П.И., Прядко Н.С. Моделирование замкнутых циклов измельчения руд на основе баланса контрольного класса крупности.....	6	75
Васильев Л.М., Васильев Д.Л., Усов О.А. Аналитическое построение диаграмм «напряжение – деформация» образцов горных пород при их усеченно-клиновой форме разрушения.....	6	81
ПРОТИВОКОРРОЗИОННАЯ ЗАЩИТА МЕТАЛЛОВ		
Большаков Вл.И., Дергач Т.А., Панченко С.А. Разработка методики испытаний коррозионностойких сталей и сплавов на стойкость к питтинговой коррозии.....	1	69
Руденко Н.П., Власова Е.В., Левко Е.Н. Закономерности формирования микрорельефа сталей различного состава после травления и нанесения межоперационных покрытий.....	1	72
Гальченко Г.Ю. Корозійностійкі композиційні цинковіелектролітичні покриття.....	3	107
Пинчук С.И., Грещик А.М., Ковзик А.Н., Белая Е.В. Электрохимическая обработка молибденового проката.....	4	86
Воробьева В.И., Чигиринец Е.Э., Черепкина Р.И., Сыдор В.И. Исследование защитной эффективности ингибированной бумаги для защиты металлопродукции на период транспортировки и хранения.....	5	79
Пинчук С.И., Внуков А.А. Влияние функциональных добавок в электролит на химическую стабильность медных порошков... ..	6	85
ПРОИЗВОДСТВО ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ		
Колобов Г.А., Грищенко С.Г., Криворучко В.В., Парфенюк И.Г., Поплавский Ю.В. Электрическая проводимость ильменитовых концентратов различного химического состава.....	4	89
МАШИНОВЕДЕНИЕ		
К 75-летию профессора Александра Давидовича Учителя.....	1	76
Большаков В.И., Лебедь В.В., Жеребецкий А.А. Исследование влияния режима секторной загрузки на окружное распределение шихтовых материалов в доменной печи.....	1	77
Белодеденко С.В., Яцуба А.В. Диагностирование усталостных повреждений и прогнозирование остаточного ресурса технологического оборудования с соблюдением требуемой безопасности.....	1	80

Большаков В.И., Семенов Ю.С., Кузнецов А.М. Опыт освоения современной доменной печи, борудованной БЗУ, в условиях изменяющегося качества шихтовых материалов.....	2	82
Кырылиев В.И. Повышение работоспособности деталей машин с помощью нанотехнологии.....	2	87
Учитель С.А., Комлач В.И. Совершенствование оборудования для рассева дробленого поликристаллического кремния на товарные классы.....	3	114
Вититнёв Ю.И. Исследование эффективности процесса смешивания сыпучих материалов при подготовке железорудной шихты к спеканию	3	117
Учитель А.Д., Засельский В.И., Пополов Д.В., Верховская А.А. Исследование влияния конструктивных, кинематических и динамических параметров рабочего органа подпрессовщика на процесс уплотнения аглошихты	3	120
Большаков В.И., Баюл К.В. Анализ современных машин для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов....	4	92
Белодеденко С.В., Кононов Д.А., Пельих И.В. Исследования процесса грохочения кокса на модели вибрационного грохота..	4	97
Сидоров В.А., Ошовская Е.В. Практика анализа отказов оборудования.....	4	100
Большаков В.И., Иванча Н.Г., Муравьева И.Г., Вишняков В.И. Методика определения рациональных параметров формирования железорудных смешанных порций при загрузке шихтовых материалов в доменную печь.....	5	83
Сидоров В.А. Исследования причин износа опорного кольца механизма поворота свода электродуговой печи.....	5	88
Койнаш В.А., Крупко В.Г. Теоретические исследования влияния геометрических параметров гусеничных звеньев на работоспособность ходового оборудования землеройных машин.....	5	92
Большаков В.И., Лебедь В.В., Жеребецкий А.А. Акушевич А.В., Остапенко Д.Б. Совершенствование контроля истечения шихтовых материалов из бункеров бесконусного загрузочного устройства доменной печи объемом 3000 м ³	6	90
Будиков Л.Я., Бойко Г.А., Медведев Г.М., Бойко Т.В. Интегральный метод оценки несущей способности мостового крана....	6	93
Бейгул В.О., Лепетова Г.Л., Ширін Л.Н. Вплив збуреного руху системи «буксировщик-автосамоскид» на формування динамічних навантажень на підйомно-зчеплювальній пристрій.....	6	96
ТЕПЛОТЕХНИКА		
Ревун М.П., Каюков Ю.Н., Чепрасов А.И. Инновационные горелки с широкими пределами регулирования для нагревательных и термических печей.....	1	88
Грес Л.П., Карпенко С.А., Еремин А.О. Повышение температуры отходящих газов доменных воздухонагревателей при использовании высокоэффективных форм регенеративной насадки.....	2	90
Губинский М.В., Федоров С.С., Ливитан Н.В., Гогоци А.Г., Барсуков И.В., Упендра Рохатхи. Анализ энергетической эффективности печей для высокотемпературной термической обработки углеродных материалов.....	2	92
Качан Ю.Г., Лиш Ю.Б., Степкин В.В. Оптимизация нагревательных газовых печей с выкатным подом по критерию энергоэффективности	3	123
Федоров С.С. Анализ эффективности применения высокотемпературных секционных утилизаторов теплоты с кипящим слоем. Постановка проблемы и разработка методики исследования. Сообщение I	3	125
Сафьянц А.С., Гридин С.В., Колесниченко Н.В. Целесообразность утилизации вторичных тепловых энергоресурсов в горнорудной промышленности на основе внедрения теплонасосных технологий.....	3	129
Бейцун С.В., Михайловский Н.В., Шибакинский В.И. Тепловое состояние ковшей при внепечной обработке стали.....	4	105
Федоров С.С. Анализ эффективности применения высокотемпературных секционных утилизаторов теплоты с кипящим слоем. Результаты исследований. Сообщение II.....	4	108
Бирюков А.Б. Оценка параметров работы двухвалковой МНЛЗ на основе анализа процесса теплопередачи.....	5	97
Яковлева И.Г., Назаренко И.А. Влияние внешнего подогрева пека на параметры работы системы циркуляционного нагрева..	5	100
Кирсанов М.В., Губинский М.В. Перспективы применения гидропаровой турбины для утилизации избыточной теплоты шахтного энергокомплекса.....	6	99
Кожевников А.А., Судаков А.К., Дреус А.Ю., Лысенко Е.Е. Исследование теплопереноса в пористой крупнодисперсной среде криогенно-гравийного фильтра.....	6	102
СТАНДАРТИЗАЦИЯ		
Сокуренок В.П., Абросимова Т.Н., Фридман В.М., Островский И.П. Основные принципы создания автоматизированной системы идентификации и прослеживаемости продукции, оперативного контроля.....	5	103
АВТОМАТИЗАЦИЯ		
Щербина Г.С., Радченко В.П., Тригуб И.Г. Повышение эффективности управления точностью прокатки профилей на среднесортных станах	1	91
Чуприна Е.В., Ткаченко Г.И., Мохнатый А.В., Кучеренко М.А., Хижняк В.Я. Система диспетчеризации электроснабжения подстанции	1	94
Лютая А.В., Толочко Р.И. Адаптивная система управления приводом перемещения электродов дуговой сталеплавильной печи	1	98
Кустов В.Ф., Каменев А.Ю. Экспериментально - статические модели распределённых технологических объектов.....	2	97
Азарян А.А., Пугач Я.Ю. Разработка информационной системы для обеспечения конфиденциальности и точности приема и передачи данных	3	134
Файнштейн В.Г. Минимизация расхода электроэнергии для непрерывного прокатного стана.....	4	110
Вайнер А.И., Буртовой В.А., Ткаченко Г.И., Мохнатый А.В., Хижняк В.Я. Стенд для послеремонтных испытаний электрических машин постоянного тока методом динамического нагружения.....	5	107
Кийко С.Г., Дружинин Е.А., Коба С.А., Гайдабрус Б.В. Математическое обеспечение информационной технологии интеграции процессов при планировании проектов с учетом влияния факторов риска.....	5	112
ЭКОНОМИКА		
Довбня С.Б., Письменна О.О. Методичні аспекти аналізу управлінських бізнес-процесів підприємства	1	102

Наименование статей, авторы	№	стр.
ПАМ'ЯТІ ВЧЕНОГО, ВЧИТЕЛЯ	1	105
Довбня С.Б., Найдовська А.О. Удосконалення методики SWOT-аналізу для обґрунтування корпоративної стратегії підприємства	2	102
Козенков Д.Е., Крамаренко А.В. Основные итоги деятельности предприятий трубной промышленности в период кризиса ..	2	107
Назюта Л.Ю. 1. Анализ сырьевой базы металлургического производства. Стратегия развития. 2. Ситуация на рынке металла и сырья для его производства. 3. Черная металлургия Украины. Сырьевые ресурсы и рентабельность производства...	3	141
Аптекарь С.С., Дорохольский В.В. Використання мані-менеджменту як методу регулювання інвестиційних ризиків на валютному ринку.....	3	148
Трифонов І.В., Кацюба В.А. Оцінка програм енергозбереження на стійкість до ризиків.....	3	151
Сталинский Д.В., Литвиненко В.Г., Каневский А.Л., Андреева Т.А. Энергоемкость производства стали, заготовок, проката...	4	114
Романовський І.Г., Лоскутова Я.Ю. Механізм управління ризиком інвестиційного проекту.....	4	114
Горянская Т.В. Металлургическая отрасль Украины: состояние, перспективы и стратегия внешнеторговых отношений.....	5	115
Галасюк В.В. О концептуальных основах мирового финансового кризиса.....	5	117
Гриньов А.Ф., Ігнашкіна Т.Б., Двудічанський О.А. Формування бази фінансових індикаторів для підприємств металургійної галузі України.....	6	
Перегудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т, Гук А.Ю., Егорова И.Г. Экономические аспекты повышения качества железорудного сырья.....	6	
ЭКОЛОГИЯ		
Бобылев В.П., Матухно Е.В., Турищев В.В. Мобильный технологический модуль с улучшенными эколого-экономическими показателями для регенерации и обезвреживания отработанных электролитов	1	106
Чеберячко С.І., Чеберячко Ю.І., Наумов М.М. Особливості вибору протипилових респіраторів за європейськими стандартами ..	1	108
Бобылев В.П., Матухно Е.В., Турищев В.В., Белоконь К.В. Методический подход к выбору конструктивных параметров электродиализного безмембранного аппарата для регенерации растворов, содержащих электролиты	2	111
Ляшенко В.И. Инновационные технологии обращения с отходами уранового производства	2	113
Зайчук О.В., Іовльєва Ю.В. Мамешин В.С. Вивчення шлаку алюмініотермічного виробництва феротитанузу метою застосування у виробництві керамічних пігментівшпінельного типу.....	3	155
Касимов А.М., Решта Е.Е. Комплексная переработка фосфогипса из отвалов и отходов текущего производства минеральных удобрений ОАО «Ровноазот».....	4	123
Рудаков Д.В., Ляховко А.Д. Обоснование применения электроциклона для очистки пылевых выбросов металлургических предприятий.....	4	128
Прейсман М., Швец М. Н. Реконструкция систем газоудаления и газоочистки электропечей ДСП-150 в ЭСПЦ ОАО «Оскольский электрометаллургический комбинат».....	5	121
ПРОЕКТИРОВАНИЕ		
Полещук В.М., Стасевский С.Л., Степаненко А.Н., Бровкин В.Л. Перспективные направления использования научно-технического потенциала металлургии и машиностроения в работах «под ключ»	1	113
Колесников В.И., Банний Ю.А., Бошняков И.Ю., Логак М.В. Особенности проектирования толстолистового прокатного стана 5000 ОАО «Выксунский металлургический завод».....	2	119
Черняк В.В., Банний Ю.А., Логак М.В. Основные технические решения, принимаемые в проектах прокатных цехов с мелкосортными станами.....	3	158
Стасевский С.Л., Степаненко А.Н., Поливода В.Ф. Разработка оптимальных технических решений при строительстве установок для вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи на действующих предприятиях.....	4	132
Стасевский С.Л., Степаненко А.Н., Поливода В.Ф. Разработка оптимальных технических решений при строительстве установок для вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи на действующих предприятиях.....	5	125
ИНФОРМАЦИЯ		
К 15-ЛЕТИЮ ФОНДА УЧЕНЫХ	1	114
Применение масла Mobil Vacuoline	2	122
К 100-летию ВЫДАЮЩЕГОСЯ ПЕДАГОГА И УЧЕНОГО ПРОФЕССОРА Л.И. ЦЕХНОВИЧА	3	160
Международная научно-практическая конференция и выставка-ярмарка инновационных технологий,научеомких проектов, современного оборудования "Казантип-ЭКО-2013"	4	139
К 75-летию В.В.Парусова	5	131
Отзыв на монографию	6	116
Промышленность украины открыла свой потенциал	6	117



ЧП «НАУЧНО - ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ФИРМА СВК»



Украинский производитель химической продукции

- Технические моющие средства СМ
- Концентраты фосфатирования ФК
- Цинк хлористый
- Цинк-аммоний хлористый
- Стеараты натрия, кальция, цинка
- Смазки ВТС для горячей деформации металлов
- Ингибиторы травления и кислотной коррозии
- Бактерицид БЦ
- Жидкости ЛЖ-6А, ОЖ-1, ПР-1 для люминесцентной дефектоскопии
- Монофосфат цинка
- Пирофосфаты натрия, калия, меди
- Железохлорный коагулянт
- Коагулянт оксихлорид алюминия
- Соль Мажеф
- Электролит для заправки аккумуляторов (кислотный и щелочной)
- Неорганические фосфатные связующие АХФС, АБФС, АФС и клеи на их основе
- Комплексонат цинка
- Нитрат цинка
- Флюсы для пайки н/ж стали, алюминия, меди и сплавов – ПВ-209, ПВ-209Х, 34А;
- Сульфол НП-3;
- Смазочно-охлаждающие жидкости синтетические и масляные
- Композиции для пассивации цинка и стали
- Нитрат марганца
- Добавки-блескообразователи для гальванических процессов
- Низкотемпературные обезжириватели
- Ингибированное масло
- Консервирующие составы для металлов
- Грунт-преобразователь, преобразователь ржавчины
- Динатрийфосфат
- Моющие средства СМП для пищевых производств
- Средства бытовой химии

ЧП «НАУЧНО - ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ФИРМА СВК»

Бульвар Славы, 54, Днепропетровск,
49126, Украина
Тел/факс (056) 776-04-68, 776-44-34,
776-06-95
E-mail: postmaster@svk.com.ua
web: <http://www.svk.com.ua>



Новые технологии и материалы для предприятий металлургической, трубной и метизной промышленности



Технология очистки промывных вод агрегатов горячего цинкования от примесей железа

Технология обеспечивает полную очистку промывной воды от примесей железа, что позволяет организовать на агрегатах горячего цинкования оборотный цикл по промывной воде без сброса ее в канализационную систему. На оборудовании по очистке промывной воды возможна переработка отработанных флюсов горячего цинкования.



Технология переработки отработанных травильных растворов (ОТР) с получением коагулянтов для очистки хозяйственных и производственных стоков

Безотходная технология основана на окислении железа (II) ОТР при $P = 0,1$ МПа и $t = 20-50^{\circ}\text{C}$ кислородом воздуха в присутствии катализатора с получением железосодержащих коагулянтов КЖХ, КЖС, КЖСХ, КЖА (ТУ У 20.1-20257936-031:2013) – эффективных реагентов для очистки промышленных и хозяйственных стоков от тяжелых металлов, фосфатов, нефтепродуктов и др. загрязнений.



Сухие технологические смазки для волочения проволоки

Смазки «СВК марка А» и «СВК марка В» (ТУ У 24.6-202579936-025:2008) используются для волочения всех типов проволоки при различных скоростях. При волочении практически не спекаются, не забивают входную зону волоки, имеют хорошую адгезию к металлу.

Смазка «СВК марка В (с фосфатирующим компонентом)» позволяет изготавливать проволоку под холодную высадку непосредственно после механического удаления окалины с исключением из технологического цикла операций травления отожженной заготовки и традиционного фосфатирования.

Фосфатные смазки для горячей прокатки труб на ТПА-140, ТПА-400, ТПА с автомат-станом

Технологические смазки ВТС-1 и ВТС-5 (ТУ У 24.6-20657936-059:2007) – порошкообразные композиции на основе полимерных фосфатов щелочных металлов и специальных неорганических добавок. Смазки подают в зону высокотемпературной деформации инъекционным способом:

- ВТС-1 – в гильзу-трубу перед станом продольной прокатки с расходом 35-50 г/гильзу;
- ВТС-5 – в трубу перед раскатным станом с расходом 50-85 г/трубу.

Смазки поставляются в полипропиленовых мешках с п/э вкладышем массой 20 кг.

Фосфатно-графитовая смазка ВТС-1-РГ для горячей прокатки труб на ТПА с непрерывным станом и пильгерстанах

Смазку ВТС-1-РГ используют путем нанесения:

- на поверхность дорен в процессе их внестановой зарядки в гильзу пильгерстана;
- на поверхность оправки на ТПА с непрерывным станом.

Смазка поставляется в виде концентрата в герметичных пластиковых емкостях массой 30 кг.

Материалы для фосфатирования и консервационной обработки металлической поверхности

Фосфатирование с применением концентратов ФК-4А и ФК-4Б служит для создания фосфатного покрытия на металлической поверхности труб или проволоки перед операцией холодной деформации. Фосфатная пленка, пропитанная раствором соли стеариновой кислоты является превосходным подсмазочным слоем для процесса деформации, снижает усилия при протяжке, исключает задиры, позволяет получить качественную поверхность труб и проволоки. С целью консервации металлических изделий на срок до 6 месяцев в тропическом и до 18 в умеренном климате рекомендуется их последующая обработка битумно-полимерным составом СК. Покрытие обладает прекрасными антикоррозионными свойствами и пластично при деформации.